

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



MODELO DE PLANTA PILOTO PARA RECUPERACIÓN DEL ORO DE LA
PEQUEÑA MINERÍA Y MINIMIZAR LOS IMPACTOS AMBIENTALES

TESIS

PARA OPTAR EL GRADO ACADÉMICO DE MAESTRO EN CIENCIAS
CON MENCIÓN EN MINERÍA Y MEDIO AMBIENTE

ELABORADO POR:

BRUNO EMILIO CHAUCAYANQUI QUIZA

ASESORA:

Dra. Ing. MERY CECILIA GÓMEZ MARROQUIN

LIMA – PERÚ

2012

DEDICATORIA

A la memoria de mi madre Felipa

Para: Toribio, mi padre

A: Felicitas, mi esposa

Para: Vanessa y Johann, mis hijos.

A: Brunito y Matthews, mis nietos.

AGRADECIMIENTOS

En primer término, agradezco a la Universidad Nacional de Ingeniería, a los docentes de la sección de Postgrado de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica.

Así mismo, mi eterno reconocimiento a las distinguidas personas, que participaron de forma decisiva en la realización de la presente, cabe mencionar al personal de laboratorio de Ing. Metalúrgica – UNSA. En especial a los miembros de la pequeña minería.

RESUMEN

Debido a los problemas ambientales causados por prácticas como amalgamación con mercurio, características de la pequeña minería aurífera, artesanal o informal situados en Secocha, Misky y Yanaquihua, que afectan a la Cuenca del río Ocoña Arequipa, el compromiso de los profesionales involucrados en el sector es y será la búsqueda incesante de tecnologías alternativas más limpias para la recuperación del oro; como la concentración gravimétrica centrífuga, medios densos, magnética o flotación, obviamente menos contaminante; por este motivo se propone un modelo de planta piloto de 25 TMD de capacidad instalada para recuperación del oro para la pequeña minería y así minimizar los impactos ambientales.

Se caracterizó el mineral vía microscopía electrónica determinándose tres tipos de oro libre presentes: (a) nanométrico, denominado ultra fino (b) micrométrico con tamaños menores de 5 μm , fino y (c) micrométrico con tamaños de partículas entre 20 y 50 μm , “gruesos”; y un oro del tipo *electrum*, por lo mismo, los procesos metalúrgicos programados se orientaron hacia la concentración gravimétrica vía Falcón y Jig. Para este efecto, el procedimiento experimental consistió en muestrear y preparar 35 Kg de mineral aurífero (ley de cabeza 77,87 g Au/TM) para estudios de microscopía electrónica, determinación de características físicas, análisis químico y pruebas metalúrgicas (concentración gravimétrica Falcón, Jig, cianuración y flotación), así como también se realizaron pruebas de moliendabilidad para calcular el índice de trabajo o *work index*.

Las pruebas de concentración gravimétrica fueron realizadas vía Falcón y Jig, ambas con 5 Kg de mineral fresco a una granulometría de 80% -100m como alimentación, formando una pulpa de 25% de sólidos. Para el primer caso, los análisis químicos usando el método de ensayo a fuego para oro por gravimetría, observaron una ley en el concentrado de 830,7 g Au/TM que represento una recuperación de 57,97% y el método de absorción atómica para el análisis de la plata, evidencio una ley de concentrado de 469 g Ag/TM y 21,76% de recuperación. En el caso del Jig, la ley de

concentrado evidencio 190,4 g Au/TM de oro con recuperación de 50,87% y una ley de 102 g Ag /TM con una recuperación de 19,54%.

Ya en tanto, la cianuración en botellas tuvo lugar usando 1 Kg de mineral fresco a 80% -200m, durante 48 horas, obteniendo la solución rica (alcalina) y residuos sólidos o rípios, que posteriormente fue analizado, resultando 35,48 g Au/TM y 26,96 g Ag/TM haciendo una recuperación de 91,14% para el oro y 54,46% para la plata. Análogamente, se uso 1 Kg del relave gravimétrico Falcón a 80% -200m, durante 48 horas obteniendo una solución rica (alcalina) y residuos sólidos o rípios que fueron también analizados, resultando 15,4 g Au/TM y 30,9 g Ag/TM, alcanzando recuperaciones de 87,4% y 62,73 % respectivamente. El cianuro libre resultante de ambos relaves de cianuración ascendieron a 10^{-4} mg/L, valor que es muy bajo comparado con la normativa ambiental vigente (1 mg/L), haciendo medioambientalmente viable el diagrama de flujo alternativo A (flowsheet N° 1).

Se finalizó con pruebas de flotación rougher, usando también mineral fresco y relave de concentrador Falcón, a 80% -200m, durante 15 minutos con 50% de sólidos en molino de bolas. Para el primer caso mineral fresco, las leyes obtenidas en el concentrado fueron 534,8 g Au/TM y 723,9 g Ag/TM, que representaron el 96,88% de recuperación para el oro y 89,74% para la plata. En el caso de la flotación usando el relave del concentrador Falcón, las leyes obtenidas en el concentrado fueron 221,00 g Au/TM y 545,40 g Ag/TM, que representaron recuperación de 94,16% y 84,33% respetivamente. Esta secuencia de procedimientos son descritos en el diagrama de flujo alternativo B (Flowsheet N° 2).

Con respecto al estudio económico-financiero, se requiere una inversión de US \$ 215 000, para la puesta en marcha de la planta piloto modelo de 25 TMD, (en adquisición de equipos, construcción civil y elaboración de DIA), teniendo ingresos reales anuales de US \$ 1 819 482, costos de tratamiento de US \$ 1 600 000 y depreciación de US \$ 30 000 anual, siendo los indicadores económicos: VANE US \$ 293 594,96, TIRE 70,38% y Beneficio/costo de 2,37 y PAY BACK de 2 años. El resultado fue aplicar la concentración gravimétrica Falcón en combinación con cianuración método más limpio.

Se concluye, que la planificación de la minimización de los impactos ambientales previamente identificados de los factores potencialmente afectados (físico, biológico y socioeconómico-cultural) pueden ser considerados moderadamente significativos.

El relave de flotación y los rípios de cianuración producidos por las rutas flow sheet N° 1 y 2 respectivamente, no ofrece un riesgo de contaminar suelos ni cuerpos de agua debido a que serán disponibilizados en un lugar previamente impermeabilizado con geomembranas protectoras. Si fuere el caso de que se pasara del tiempo de operación de 5 años entonces estos residuos deberían después de un tratamiento previo de desintoxicación ser sometidos a degradación natural del cianuro u oxidando el cianuro libre y cianuro disociado en ácidos débiles-DAD, por oxidación química vía peróxido de hidrógeno. Otra alternativa será acondicionar estos residuos para elaborar material de construcción civil (por ejemplo, ladrillos y mezclas asfálticas), siempre y cuando sea sometido a estudios de estabilización química de cobre, debido a sus altos contenidos (0.035% Cu en rípios de cianuración de relave de concentración gravimétrica Falcón).

Finalmente este proyecto es viable desde las ópticas técnica, económica, medioambiental y social.

Palabras clave:

Caracterización microscópica; Recuperación de oro; Tecnologías limpias; Minimización de impactos ambientales.

ABSTRACT

Due to the environmental problems caused by practices such as mercury amalgamation, characteristics of small gold mining, artisanal or informal localized in Secocha, Misky and Yanaquihua, affecting Ocoña River Basin Arequipa, the commitment of professionals involved in the sector is and will be a constant search for alternative technologies or cleaner for gold recovery; as the centrifugal gravity concentration, dense media, magnetic or flotation, obviously cleaner and for this reason, it is proposed a model pilot plant of 25 TMD installed capacity for gold recovery for small-scale mining and to minimize environmental impacts.

The mineral was characterized via electron microscopy that determined there are three types of gold present in the ore-free study: (a) nanometric, called ultrafine (2) micrometric with sizes smaller than 5 microns, fine and (c) micrometric with particle size between 20 and 50 microns, "coarse aggregate" and a type gold called electrum, therefore scheduled metallurgical processes were oriented towards gravity concentration via Falcón or Jig. For this purpose, the experimental procedure consisted on sampling and preparing 35 kg of gold ore (head grade 77,87 g Au/TM) for microscopy electron studies, determination of physical characteristics, chemical analysis and metallurgical testing (gravity concentration Falcon, Jig, cyanidation and flotation), as well as moliendability tests were performed to calculate the work index.

Gravity concentration tests were performed via Falcón and Jig, both with 5 kg of fresh ore to a granulometry of 80%-100m as feeding, forming a pulp of 25% solids. In the first case, chemical analysis using assay fire method for gold by gravity, a grade observed in the concentrate of 830,7 g Au/TM that represented a recovery of 57,97% and the atomic absorption method for the analysis of silver, provides evidence of a concentrated grade of 469 g Ag/TM and 21,76% of recovery. Meanwhile, the cyanidation in bottles took place using 1 kg of fresh mineral-at 80%-200m for 48 hours, getting the rich solution (alkaline) and solid waste or cuttings, which was subsequently analyzed, resulting in 35,48 g Au/TM and 26,96 g Ag/TM, making a recovery of 91,14% for gold and 54,46% for silver. Analogously, using

1 Kg of the Falcón gravimetric tailings at 80% -200m, during 48 hours obtaining a rich solution (alkaline) and solid waste or cuttings which were also analyzed, resulting in 15,4 g Au/TM and 30,9 g Ag/TM, reaching recoveries of 87,4% and 62,73% respectively. The resulting free cyanide of both tailings cyanidation amounted to 10^{-4} mg/L, a value that is very low compared with current environmental regulations (1 mg/L), making it environmentally viable the alternative Flowsheet A (flowsheet N° 1).

It was finalized with flotation tests “rougher”, also using fresh ore and tailings from concentrator Falcon, at 80%-200m, for 15 minutes with 50% solids in ball mill. For the first case fresh ore, the ore-grades obtained in the concentrated were 534.8 g Au/TM and 723,9 g Ag/TM, which accounted for 96,88% recovery for gold and 89,74% for silver. In the case of flotation using tailings from concentrator Falcón, ore-grades were obtained in the concentrated were 221,00 g Au/TM and 545,40 g Ag/TM, representing recovery of 94,16% and 84,33% respectively. This sequence of procedures is described in the alternative flowsheet B (flowsheet N° 2).

With regard to economical and financial study, it is required an investment of US \$ 215 000, for the implementation of the pilot plant of 25 TMD model (in equipment procurement, construction and development of DIA), with real annual incomes of US \$ 1 819 482, treatment costs of US \$ 1 600 000 and depreciation of US \$ 30 000 annually, with economical indicators: VANE US \$ 293 594,96, TIRE 70,38% and profit / cost of 2,37 and PAY BACK of 2 years.

The result was to apply the gravity concentration Falcón in combination with cyanidation, a cleaner method.

It is concluded that the planning for the minimization of environmental impacts, previously identified from the factors potentially affected (physical, biological and socioeconomical-cultural), can be considered moderately significant. The flotation tailings and cyanidation cuttings, that were produced by paths sheet flow N° 1 and N° 2 respectively, doesn't offer risk of contaminating either soil or bodies of water due to they will be available in a previously waterproofed with

protectives geomembranes. if it were the case that it would exceed of time of operation of 5 years then these residues after pretreatment detoxification undergoing natural degradation of cyanide or oxidizing free cyanide, and dissociated cyanide in weak acids-DAD, by chemical oxidation via hydrogen peroxide. Another alternative would be to determine these residues to produce civil construction materials (such as, bricks and subgrade line), as long as it is subjected to chemical stabilization studies of copper, due to its high copper content (0,335% Cu in cyanidation cuttings from gravity concentration tailings Falcón).

Finally this project is viable from the optical technically, economically, environmentally and socially.

Keywords:

Microscopic characterization; Recovery of gold; Clean technology; Minimization of environmental impacts.

LISTA DE ABREVIATURAS

- CETEM: Centro de Tecnología Mineral
- UNIDO: Organización de las Naciones Unidas para el Desarrollo Industrial
- ONERN: Oficina Nacional de Evaluación de Recursos Naturales
- FONCODES: Fondo de Desarrollo para la Cooperación Social
- INEI: Instituto Nacional de Estadística e Informática
- MPE: Minería a Pequeña Escala
- OIT: Organización Internacional del Trabajo
- DAD: Ácidos Débiles Disociables
- CNT: Cianuro Total
- ACGIH: Conferencia Norteamericana de Higienistas Industriales
- PML: Producción mas Limpia
- DS: Decreto Supremo
- SAC: Sociedad Anónima
- MO: Microscopio Óptico
- MEB: Microscopio Electrónico de Barrido
- LFD: Detector de Electrones Secundarios
- SSD: Detector de Electrones Retrodispersados
- MIX: Detector de Electrones Secundarios y Retrodispersados
- CD: Cámara Digital
- EDX: Espectroscopia por Dispersión de Rayos X
- EDS: Espectroscopia por Dispersión de Energía
- CCG: Criterio de Concentración Gravimétrica
- L.A.: Límite de Aceptación
- ABA: Acid Basic Analysis
- EPS-RS: Empresa Prestadora de Servicios de Residuos Sólidos
- EC-RS: Empresa Comercializadora de Residuos Sólidos

ÍNDICE GENERAL

	Pág
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN	
1.1 Antecedentes.....	1
1.2 Planteamiento del problema	11
1.3 Justificación	11
1.4 Objetivos.....	11
1.4.1 Objetivo general.....	11
1.4.2 Objetivos específicos.....	12
 CAPÍTULO II: ASPECTOS GENERALES DEL ÁREA DE ESTUDIO	
2.1 Ubicación y accesibilidad.....	13
2.2 Aspectos fisiográficos	13
2.3 Aspectos geológicos.....	15
2.4 Aspectos edafológicos.....	16
2.5 Aspectos sismológicos	17
2.6 Aspectos climatológicos y meteorológicos	17
2.7 Aspectos hidrológicos	18
2.8 Aspectos hidrogeológicos.....	19
2.9 Aspectos biológicos y ecológicos	20
2.9.1 Zonas de vida	20
2.9.2 Flora	21
2.9.3. Fauna	21
2.10. Aspectos socioeconómicos.....	24
2.10.1. Tasa de pobreza.....	24
2.10.2 Agrícola	24
2.10.3 Pesca.....	25
2.10.4 Minería.....	25

CAPÍTULO III: FUNDAMENTO TEÓRICO

3.1 Minería de oro en el Perú	27
3.2 Métodos de recuperación de oro e impactos ambientales asociados	29
3.2.1 Dragado y amalgamación	30
3.2.1.1 Impacto ambiental del dragado y amalgamación.....	32
3.2.1.2 Toxicología asociada al mercurio	34
3.2.2 Cianuración.....	35
3.2.2.1 Impacto ambiental asociado a la cianuración	39
3.2.2.2 Toxicología asociada al cianuro.....	46
3.3 Tecnologías limpias aplicadas a la recuperación de oro	48
3.3.1 Producción más limpia en la concentración gravimétrica.....	49
3.3.1.1 Uso del separador o elutriador	50
3.3.1.2 Uso de las mesas concentradoras	50
3.3.1.3 Uso del Jig	52
3.3.1.4 Uso de concentradores centrífugos	53
3.3.1.5 Método alternativo para una minera aurífera más limpia.....	55
3.3.1.5.1 Hipótesis	56
3.3.1.5.2 Contraste de la hipótesis	56

CAPÍTULO IV: METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

4.1 Pruebas evaluativas	57
4.1.1 Análisis de aguas, suelos y sedimentos.....	57
4.1.2 Análisis químicos del mineral.....	57
4.1.3 Muestreo y preparación de muestras.....	58
4.1.4 Análisis microscópico	59
4.1.5 Determinaciones físicas.....	61
4.1.5.1 Determinación del peso específico.....	61
4.1.5.2 Determinación de la gravedad específica	61
4.1.5.3 Cálculo de la densidad aparente y la porosidad	62
4.1.5.4 Cálculo del criterio de concentración gravimétrica-CCG	62

4.2 Pruebas metalúrgicas.....	63
4.2.1 Pruebas de chancado y trituración	67
4.2.2 Pruebas de molienda.....	67
4.2.3 Pruebas de concentración gravimétrica	68
4.2.4 Pruebas de cianuración en botellas	68
4.2.5 Pruebas de flotación	69
4.3 Ingeniería del proyecto.....	69

CAPÍTULO V: PRESENTACIÓN Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1 Pruebas laboratoriales	70
5.1.1 Experiencias evaluativas	70
5.1.2 Análisis microscópico	75
5.1.2.1 Caracterización y asociaciones mineralógicas.....	75
5.1.2.2 Caracterización mineralógica por microscopia electrónica de barrido	77
5.1.2.3 Cálculo del tamaño de partícula.....	79
5.1.3 Ensayos químicos.....	81
5.1.4 Caracterización física	81
5.1.5 Pruebas metalúrgicas.....	82
5.1.5.1 Chancado y trituración	82
5.1.5.2 Molienda.....	84
5.1.5.2.1 Curvas de moliendabilidad	84
5.1.5.2.2 Índice de trabajo o Work Index según Bond.....	85
5.1.5.3 Concentración gravimétrica	88
5.1.5.3.1 Concentración gravimétrica vía Falcón.....	89
5.1.5.3.2 Concentración gravimétrica vía Jig.....	89
5.1.5.3.3 Significado del criterio de concentración gravimétrica.....	91
5.1.5.4 Cianuración en botellas	92
5.1.5.4.1 Cianuración con mineral fresco	92
5.1.5.4.2 Cianuración con relaves de concentración gravimétrica Falcón.....	94
5.1.5.5 Flotación	98

5.1.5.5.1 Flotación con mineral fresco	98
5.1.5.5.2 Flotación con relave de concentración gravimétrica Falcón	99
5.1.6 Modelo de planta propuesto.....	101
5.1.6.1 Dimensionamiento de la planta piloto modelo	101
5.1.6.2 Dimensionamiento de equipos	104
5.1.6.3 Dimensionamiento del depósito de relave	108
5.2 Plan de minimización de impactos ambientales	109
5.3 Acciones de minimización de impactos	112

CAPÍTULO VI: ESTUDIO ECONÓMICO – FINANCIERO

6.1 Evaluación económica y financiera	115
6.1.1 Evaluación económica.....	115
6.1.2 Valorización del mineral	116
6.1.2.1 Precio del mineral.....	116
6.1.2.2 Recuperación del oro.....	116
6.1.2.3 Valoración a nivel conservador.....	116
6.1.2.4 Valoración a nivel realista	117
6.1.2.5 Valoración a nivel optimista	117
6.1.3 Pago por mineral acopiado	118
6.1.4 Inversión	118
6.1.5 Depreciación de activos fijos.....	118
6.1.6 Flujo de fondos netos económicos	119
6.1.7 Evaluación financiera	119
CONCLUSIONES	124
LÍNEAS DE INVESTIGACIÓN A FUTURO.....	127
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	128

ANEXOS

Anexo N° 1: Informe de análisis de laboratorio químico.....	133
Anexo N° 2: Diagrama de Pourbaix	136
Anexo N° 3: Procedimiento de molinos laboratorio	138
Anexo N° 4: Curva de moliendabilidad	139
Anexo N° 5: Procedimiento de índice de trabajo.....	140
Anexo N° 6: Procedimiento de concentración gravimétrica	141
Anexo N° 7: Procedimiento de cianuración en botellas.....	143
Anexo N° 8: Procedimiento de flotación	145
Anexo N° 9: Normas ambientales de calidad del agua, aire, gases y manejo de residuos sólidos peligrosos.....	147

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1:	Grupos edáficos de la cuenca	16
Tabla N° 2:	Datos meteorológicos de las estaciones ubicadas en la cuenca del río Ocoña.....	18
Tabla N° 3:	Resumen general del inventario de fuentes de aguas en la cuenca del río Ocoña.....	19
Tabla N° 4:	Clasificación ecológica de la cuenca Ocoña.....	22
Tabla N° 5:	Sistema de producción.....	26
Tabla N° 6:	Pesos de mineral recepcionado en Secocha y Misky	58
Tabla N° 7:	Descripción del uso del mineral preparado	59
Tabla N° 8:	Significado del criterio de concentración gravimétrica – CCG.....	63
Tabla N° 9:	Distribución de carga de bolas en el molino estándar de Bond de 12’’x12’’	65
Tabla N° 10:	Límites máximos permisibles para la descarga de efluentes líquidos de actividades minero metalúrgicas	70
Tabla N° 11:	Análisis de laboratorio del agua.....	71
Tabla N° 12:	Análisis de suelos y sedimentos.....	72
Tabla N° 13:	Metodologías aplicadas para la detección de metales.....	73
Tabla N° 14:	Estándar de Metales por ICP AES (Suelos)	74
Tabla N° 15:	Determinación de la gravedad específica o densidad real.....	81
Tabla N° 16:	Determinación de la densidad aparente y la porosidad	82
Tabla N° 17:	Análisis granulométrico del mineral de cabeza	82
Tabla N° 18:	Análisis granulométrico del alimento al concentrador Falcón	83
Tabla N° 19:	Resultados de las pruebas de moliendabilidad	84
Tabla N° 20:	Análisis granulométrico de alimentación en el molino de Bond	86
Tabla N° 21:	Prueba estándar de Bond para la determinación del Gpb, según el modelo Works Índice de Bond	87
Tabla N° 22:	Análisis granulométrico en la descarga del molino de Bond.....	87

Tabla N° 23: Análisis del mineral fresco para concentración gravimétrica vía Falcón y Jig.....	89
Tabla N° 24: Balance metalúrgico de la prueba de concentración gravimétrica vía Falcón	89
Tabla N° 25: Balance metalúrgico de la prueba de concentración gravimétrica vía Jig	89
Tabla N° 26: Análisis del mineral fresco para la cianuración y la flotación.....	92
Tabla N° 27: Consumo de reactivos totales en la cianuración de mineral fresco	92
Tabla N° 28: Consumo de Cal y CN en función al tiempo para la cianuración de mineral fresco.....	92
Tabla N° 29: Controles de CN libre en la cianuración de mineral fresco.....	93
Tabla N° 30: Balance metalúrgico por residuos sólidos de la cianuración de mineral fresco	93
Tabla N° 31: Balance metalúrgico por soluciones ricas de la cianuración de mineral fresco	94
Tabla N° 32: Consumo de reactivos totales en la cianuración de relave de concentración gravimétrica Falcón	94
Tabla N° 33: Consumo de Cal y CN en función al tiempo para la cianuración de relave de concentración gravimétrica Falcón.....	95
Tabla N° 34: Controles de CN libre en la cianuración del relave de concentración gravimétrica Falcón	95
Tabla N° 35: Balance metalúrgico de residuos sólidos de la cianuración de relave de concentración Falcón.....	96
Tabla N° 36: Balance metalúrgico de soluciones ricas de la cianuración de relave de concentración Falcón.....	96
Tabla N° 37: Condiciones operacionales de la prueba de flotación de mineral fresco	98
Tabla N° 38: Balance metalúrgico de la prueba de flotación de mineral fresco	99

Tabla N° 39: Condiciones operacionales de la prueba de flotación de relave de concentración gravimétrica Falcón	99
Tabla N° 40: Balance metalúrgico de la prueba de flotación de relave de concentración gravimétrica Falcón	100
Tabla N° 41: Matriz de identificación de impactos ambientales en modelo de planta piloto de recuperación de oro	114
Tabla N° 42: Cotización del oro	116
Tabla N° 43: Flujo de fondos netos económicos	120
Tabla N° 44: Servicio de la deuda	121
Tabla N° 45: Balance de pérdidas y ganancias.....	121
Tabla N° 46: Flujo de fondos netos financieros	122

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 1:	Ubicación del proyecto piloto	14
Figura N° 2:	Zonas fisiográficas de la cuenca de Ocoña	15
Figura N° 3:	Sismicidad en la región Sur de Perú periodo 1964-1996 (M>5.0)	17
Figura N° 4:	Distribución general de fuentes de agua	19
Figura N° 5:	Producción aurífera en el Perú (TM)	27
Figura N° 6:	Producción de oro por empresas (2011)	28
Figura N° 7:	Operación aurífera artesanal en la Selva, método de Balsa (Succión y bombeo)	31
Figura N° 8:	Recuperación de oro por dragado	31
Figura N° 9:	Impacto ambiental del dragado sobre el ecosistema.....	34
Figura N° 10:	Lixiviación por agitación	37
Figura N° 11:	Lixiviación por percolación y en Pilas.....	39
Figura N° 12:	Hidroseparator o elutriador.....	50
Figura N° 13:	Mesa concentradora Wilfley	51
Figura N° 14:	Concentrador Jig.....	53
Figura N° 15:	Concentrador centrífuga Falcón	54
Figura N° 16:	Esquema general de un balance de masa en el proceso de recuperación de oro.....	54
Figura N° 17:	Muestras de mineral 1A y 2A y secciones delgada y pulida para análisis microscópico	59
Figura N° 18:	Disposición visual de los resultados del equipo MEB Quanta 200	60
Figura N° 19:	Molino de bolas estándar de Bond de 12” x 12”	65
Figura N° 20:	Concentrador gravimétrico Falcón	66
Figura N° 21:	Concentrador gravimétrico Jig con carga	66
Figura N° 22:	Rodillos con botellas de cianuración	67
Figura N° 23a:	Minerografía de cristales subhedrales con texturas craqueladas	76

Figura N° 23b:	Venillas de cuarzo anhedral y contacto con minerales opacos	76
Figura N° 24:	Microfotografía del estudio puntual MEB+EDS de oro <i>electrum</i> en una zona de óxido de hierro.	77
Figura N° 25:	Microfotografía del estudio puntual por MEB+EDS en una zona de óxidos de hierro con oro	78
Figura N° 26:	Microfotografía de la distribución elemental por MEB+EDS, de los diferentes elementos en la muestra M1	78
Figura N° 27:	Microfotografía tomada x 200 aumentos en un MO, para mostrar los relictos de pirita y las aureolas de oxidación de hematita y goethita en la ganga de cuarzo.....	79
Figura N° 28:	Microfotografía imagen MEB MIX mostrando oro libre en goethita y pirita.....	80
Figura N° 29:	Microfotografía de imagen MEB MIX mostrando oro libre asociada a los agregados botroidales de óxidos de hierro.....	80
Figura N° 30:	Determinación gráfica del F ₈₀ del chancado	83
Figura N° 31:	Determinación gráfica del F ₈₀ del concentrador Falcón	83
Figura N° 32:	Curva de Moliendabilidad molino de Bond de 12" x 12"	84
Figura N° 33:	Secuencia de pasos para el cálculo del Work Index	85
Figura N° 34:	Determinación gráfica del F ₈₀ de la molienda.....	86
Figura N° 35:	Determinación gráfica del P ₈₀ de la molienda.....	88
Figura N° 36:	Comparación de los % recuperación obtenidos para ambos concentradores gravimétricos.....	90
Figura N° 37:	Comparación de leyes de Au y Ag obtenidas en los concentrados para ambos concentradores gravimétricos.....	90
Figura N° 38:	Consumo CN y Cal en la cianuración en botellas del mineral fresco.....	93
Figura N° 39:	Recuperación de Au y Ag vs tiempo de cianuración del mineral fresco	94
Figura N° 40:	Consumo CN y Cal en la cianuración en botellas del relave de Concentración gravimétrica Falcón	95

Figura N° 41:	Recuperación de Au y Ag en función del tiempo de cianuración del relave de concentración gravimétrica Falcón	96
Figura N° 42:	Comparación de los % recuperación de Cu, Au y Ag entre mineral fresco y el relave de concentración gravimétrica Falcón.....	97
Figura N° 43:	Comparación del consumo de reactivos entre mineral fresco y el relave de concentración gravimétrica Falcón	97
Figura N° 44:	Comparación de los % de recuperación de Cu, Au y Ag tanto en la flotación de mineral fresco como la del relave de concentración gravimétrica Falcón.....	100
Figura N° 45:	Diagrama de flujo de la ruta concentración Falcón y cianuración	102
Figura N° 46:	Diagrama de flujo de la ruta concentración Falcón y flotación.....	103
Figura N° 47:	Sección transversal de la tolva de gruesos	104
Figura N° 48:	Diseño de la estructura de montaje de la tolva de gruesos.....	105
Figura N° 49:	Dimensionamiento del cajón de bombeo de sólidos para la descarga del molino 4'x4'	107
Figura N° 50:	Esquema de dimensionamiento del tanque de agitador	107
Figura N° 51:	Esbozo preliminar del área de depósito de relave	109

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes

Actualmente los impactos globales causados por la minería aurífera informal en el mundo tienen una considerable repercusión ambiental y social en sus entornos, principalmente por el uso indebido del mercurio (Hg). Según, Sosa N.R. et al., 2010; derrames de hasta de 1 000 toneladas de este elemento pueden contaminar bastas extensiones territoriales en la Amazonía brasileña, consecuentemente, episodios de contaminación de suelos, aguas y biota generados por la minería aurífera artesanal, debido a los altos tenores de mercurio, son encontrados en varias regiones de Sudamérica, sin descartar otros países llamados tercermundistas que también fueron tocados por este problema tales como: Gana, Mozambique, Indonesia, Zimbabwe y Filipinas tal como se mencionan en los trabajos de Gavin Filson et al., 2006; Shandro Janis et al., 2009; Bose-O'Reilly S. et al., 2002 y 2008(2); respectivamente.

Por citar algunos ejemplos latinoamericanos, en la localidad brasileña de Garimpo, Ouro Roxo Estado de Amazonas (perteneiente a la Provincia mineral de Tapajós), la extracción del oro se realiza por amalgamación y cianuración en “Vat leaching”, siendo que cada ciclo típicamente recupera hasta un 50% del contenido de oro en el mineral en menos de 20 días (por tanques) consumiendo alrededor de 3 300 Kg NaCN/mes (Sosa N.R. et al., 2010), así como también en localidades del Estado de Pará (situada también en la provincia mineral de Tapajós), tales como *Sao Chico* y *Creporizinho* observaron contaminación de mercurio que habían alcanzado tanto a suelos como a plantas cultivadas y silvestres, registrando hasta 0,15 mg Hg/ g de suelo analizado (Egler G. Silvia et al., 2006). Otra localidad brasileña como Guianas, observó la práctica del método de “landdredging” que es una combinación de dragado hidráulico y extracción de mineral por succión, como la técnica más difundida de concentración de oro practicado por la minería artesanal aurífera, la cual está constituida por: amalgamación, separación de la amalgamación, remoción del exceso

de mercurio y quemado del contenido remanente para la producción del oro esponja (Vieira Rickford, 2006).

Otros autores tales como, De Andrade Lima L. et al., 2008; caracterizaron los residuos mineros de estas actividades, determinando que estaban compuestos principalmente por silicio, fierro y aluminio en la forma de cuarzo y goethita, siendo que el tamaño promedio de partícula (d_{50}) fue de 150 μm y los contenidos de mercurio fluctuaron entre 1,8 y 10,0 mg Hg / kg.

De la misma forma la cuenca del rio Puyango, fue contaminada por mercurio procedente de la minería informal del Sudeste ecuatoriano, observándose este elemento en forma de material particulado en suspensión (casi inexistente), con valores invernales de 3 $\mu\text{g/L}$ y veraniegos de 1,6 $\mu\text{g/L}$, sin embargo en el sector de las plantas de beneficio, en invierno se encontraron 132 $\mu\text{g/L}$ y en verano 328 $\mu\text{g/L}$, siendo que esta diferencia se debió a la presencia de residuos mineros tales como relaves o efluentes líquidos (Betancourt Oscar y Guimaraes Jean Remy, 2009).

Por lo mismo, el pasado 2 de julio del 2003, el centro de tecnología mineral de Rio de Janeiro-Brasil (CETEM), firmó un contrato con la Organización de las Naciones Unidas para el Desarrollo Industrial (UNIDO), para la ejecución de la primera etapa del proyecto Mercurio Global, el cual está coordinado y financiado por la *Global Environmental Facility-GEF*, a través de su Programa de Aguas Internacionales, siendo que este proyecto tiene como objetivo principal la reducción de la contaminación por mercurio en aguas. CETEM, con un presupuesto US\$ 124 000 evaluará los impactos ambientales y sociales de dos áreas características de la minería aurífera informal: Bacia do Rio Tapajós, donde está la mas grande reserva minera de oro del país, también CETEM irá a disponer de US\$ 136 249 para estudiar específicamente dos ríos: Talawaan, en la parte norte de la isla de Sulawesi y el rio Katingan, en la parte central de la isla de Kalimantan de Indonesia.

Para la realidad peruana, eventos trascendentales de contaminación por este elemento son el problema de todos los días en zonas tales como: Piura, Madre de Dios, Puerto Maldonado, Ica, Arequipa, Tacna, etc.

La minería informal en el Perú se concentra mayormente en la extracción de oro, que según datos estadísticos nuestro país es el sexto productor mundial.

Según la federación de mineros artesanales, el sector informal genera ingresos por 850 millones de dólares anuales por este concepto.

La extracción artesanal de oro representa entre el 10% y el 20% de la producción total del Perú, que ascendió a 182,4 millones de gramos finos en el 2009, siendo que esta actividad de extracción informal concentra a más de 300 000 mineros en todo el país, según la Federación Nacional de Mineros Artesanales del Perú.

Según, Londoña S. J. H., 2007, la expansión de la minería informal o artesanal en nuestro país (Perú), así como los efectos que este produce (tanto sociales, culturales, como económicos), los proyectos de apoyo y por último la legislación ambiental de la pequeña minería y la minería artesanal dada por el estado en el año 2002 (según ley N° 27651) lo reconoce e integra como un estrato mas dentro de la Ley General de Minería a la minería artesanal.

El sitio web: <http://revistaminera.wordpress.com/2010/04/06/preguntas-y-respuestas-sobre-la-minería-informal-en-el-Perú/> la de la Revista Minera de Venezuela, revisada el 25 de octubre del 2011, enfoca principalmente el problema de Madre de Dios, como sigue:

- ✓ La región de Madre de Dios, en el Sureste del Perú y frontera con el Brasil, es la más afectada por la extracción artesanal, según informaciones de las instancias fiscalizadoras del sector (MEM, MINAM, etc.). Estos mineros también operan en las regiones de Piura, Ica, Arequipa y Tacna.
- ✓ Los mineros informales exigen la aprobación de una Ley de Fortalecimiento de la Minería Informal y la derogatoria de las Leyes 1010 y 1040 y del Decreto de Urgencia 012-2010, que crea una zona de exclusión minera en Madre de Dios, atribuyendo que éstas “atentan contra miles de peruanos que tienen como único sustento de vida su trabajo”, ya que estas normas prohíben además el uso de herramientas como las dragas utilizadas para mover tierra en los ríos y que suponen un peligro para el ambiente.

- ✓ Asimismo, dicen que el Gobierno quiere “confiscar y destruir” los equipos de los pequeños mineros de Madre de Dios, cuando el gobierno con la aplicación de estas normas busca ordenar el sector y evitar mayores daños al ambiente.
- ✓ Además, se argumenta que la minería informal lleva a la evasión tributaria y bloquea el progreso de la región de Madre de Dios, que por concepto de canon minero recibió apenas S/. 42 000 en el 2009 en lugar de los cerca de S/. 50 millones que debería captar anualmente.
- ✓ El Gobierno afirma que el sector debe adoptar el uso de tecnología moderna, así como pagar impuestos y salarios a los mineros que extraen el oro en los ríos.
- ✓ A esto se debe acotar que, la mano de obra que emplean estas actividades está detallada como sigue: la gran, mediana y pequeña minería necesitan 6,60 y 180 jornales de 8 horas por cada kilogramo de oro producido, respectivamente, mientras que en la minería artesanal se requiere una extensa demanda consistente en 575 jornales/kg Au, actividad que indudablemente da trabajo a muchas personas desempleadas en sus respectivos lugares de origen.

De acuerdo con el sitio web:

http://www.legislacionambientalspda.org.pe/index.php?option=com_content&view=article&id=433&Itemid=4299 consultado el 07 de julio del 2012, ahora, es cierto que en el Perú se ha regulado los requisitos y condiciones para determinar operaciones de pequeña minería y minería artesanal, la fuerte presencia de mineros informales/ilegales que operan sin concesión, en área de terceros o sin cumplir condiciones ambientales mínimas y en muchos casos con maquinarias que no permiten ser calificadas como de minería artesanal, han generado una gran confusión.

En el caso de la minería aurífera aluvial o de placer que se realiza en distintas zonas del país, el impacto es mayor por los volúmenes que se extraen, por las técnicas utilizadas y por la fragilidad del área; es el caso, por ejemplo, que se evidencia en el departamento de Madre de Dios.

La condición de informalidad/ilegalidad se origina, entre otras causas, por la falta de concesiones mineras propias. Muchos pequeños mineros operan sin ninguna concesión o en concesiones de terceros, lo que genera diversos problemas como, por ejemplo, limitar la labor fiscalizadora del gobierno.

Dicha informalidad se traduce en un incumplimiento constante de las normas mineras y ambientales y de los mecanismos de control y fiscalización, y en condiciones de trabajo poco adecuadas por la falta de seguridad durante las operaciones de explotación o extracción de minerales, entre otros problemas.

Asimismo, la informalidad se relaciona con el limitado o casi nulo acceso a capital y financiamiento y, por ende, a tecnología, que permita no solo mejorar la productividad sino también reducir los impactos ambientales. A esto se debe agregar la cadena de corrupción que acarrea esta informalidad: el acceso a productos no autorizados, como el mercurio y los explosivos, la extracción en áreas no permitidas, la venta informal, etc.

El Estado tiene grandes dificultades para controlar estas actividades, entre otras razones debido a:

- a) El aislamiento de las zonas donde se desarrollan estas actividades.
- b) El escaso personal a cargo de las funciones de control y fiscalización. A esta dificultad, común en todos los sectores del Estado, hay que agregar que el personal con el que cuenta no está debidamente capacitado.
- c) La falta de leyes y normas que fomenten de manera efectiva y eficaz la formalización de la pequeña minería y minería artesanal. Antes de la ley de formalización y promoción de la pequeña minería y la minería artesanal, dada por ley 27651 en el año 2002, en ninguna norma se hacía referencia a la minería artesanal; el marco legal minero únicamente concebía a la minería convencional como una gran empresa en condiciones de realizar una gran inversión, utilizar tecnología, con grandes volúmenes de producción y generadora de muchos puestos de trabajo.

d) La falta de infraestructura necesaria (movilidades, equipos, laboratorios, etc.).

Recientemente, se ha aprobado el decreto de urgencia 012-2010 que declara de necesidad pública, de interés nacional y de ejecución prioritaria el ordenamiento de la minería aurífera en el departamento de Madre de Dios, a fin de garantizar la salud de la población, la seguridad de las personas, la recaudación tributaria, la conservación del patrimonio natural, y el desarrollo de actividades económicas sostenibles.

Entre las principales consideraciones que señala la norma, tenemos:

a) El ordenamiento minero es el uso y la ocupación del territorio que se le asigna a la actividad minera sobre la base de la zonificación ecológica económica y del catastro minero, para una gestión responsable de los recursos mineros. Su implementación comprende las siguientes acciones:

- ✓ Suspensión de los petitorios mineros.
- ✓ Establecimiento de zonas de exclusión minera.
- ✓ Prohibición del uso de dragas y de artefactos similares de diverso tipo que operan en los ríos.

Fortalecimiento del proceso de formalización de las actividades mineras auríferas en la zona donde se permitirá dicha actividad.

- ✓ Recuperación de las zonas degradadas por la minería aurífera informal o ilegal
- ✓ Apoyo al gobierno regional de Madre de Dios para el cumplimiento de sus funciones respecto de la pequeña minería y minería artesanal.

b) Establece las zonas de minería aurífera en el departamento de Madre de Dios en las que se podrá realizar actividades de exploración, explotación y/o beneficio, siempre que el interesado cuente previamente con el correspondiente título minero y con la certificación ambiental expedida por la autoridad competente, así como los demás requisitos que establecen las normas respectivas.

- c) Establece las zonas de exclusión minera aurífera en el departamento de Madre de Dios en las que no se otorgarán concesiones mineras ni se ejecutarán actividades de exploración, explotación y/o beneficio.
- d) Establece que el MINAM, en coordinación con el gobierno regional de Madre de Dios, diseñará el plan de recuperación de los pasivos ambientales mineros en el marco del proceso de recuperación de las zonas degradadas por la minería aurífera informal o ilegal

En el caso de la explotación aurífera de la cuenca de Ocoña de la Región Arequipa, específicamente en la zona de influencia Secocha, Misky y Yanaquihua (constituida por unos 20 000 mineros informales), la minería informal y artesanal ha representado por años una combinación de supervivencia y oportunidad; consecuentemente se caracteriza por una baja productividad, en materia de seguridad, salud ocupacional y provocando daños irreparables en los ecosistemas del entorno.

Se sabe que en la zona de estudio, existen yacimientos con relativamente altos contenidos de oro, los cuales han sido literalmente posesionados por grupos familiares de mineros informales, aprovechando que estas reservas no son suficientemente atractivas para las empresas mineras formales, además de que sólo pueden ser explotados bajo métodos de minado selectivo. Por lo mismo, la minería informal y artesanal se ha convertido en la principal actividad económica de la zona, que extrae el oro mediante la conocida técnica de amalgamación, actividad que se incrementa día a día sin ningún tipo de control debido a la alta cotización del metal precioso (US \$. 1553,19 / oz, según la bolsa mercantil de Nueva York revisada el día 25 de junio del 2012).

Autores peruanos como Muñoz D. Juan et al., 2008 estimaron que 2 onzas de oro, empleaba 1,5 kg de mercurio en la amalgamación, siendo que 1,4 kg de este elemento se “recuperaba” en el “refogado” por medio de retortas. Vale la pena resaltar que debido a la informalidad, no se tienen cifras exactas de la cantidad de mineros posesionados en toda la cuenca del río Ocoña; sin embargo, podemos estimar unos 20 000 mineros, con una producción de 2 g de oro por persona y

por día, esto da como resultado unos 40 000g de oro por día, cuyo equivalente en onzas es de 1 410, de donde se estiman unos 70 kg de mercurio que se dejan expuestos al ambiente por día. (0,1 kg Hg / 2 oz Au día).

Según, Villas Boas R., 2006, otro de los grandes problemas para que la informalidad haya tomado tanta fuerza en el sector, es también el desconocimiento de la población en materia de protección ambiental ya que la evolución de la implementación de tecnologías limpias en el Perú ha sido determinada por la evolución de la normatividad ambiental, por ejemplo, hace aproximadamente 20 años, en el Perú, no existía una normativa socio-ambiental que permitiera el manejo y/o control de los impactos negativos generados por las distintas actividades industriales desarrolladas en el país . Los proyectos se desarrollaban priorizando aspectos económicos, dejando de lado la calidad del ambiente y la participación de las poblaciones directamente afectadas por la ejecución de los mismos.

El escenario existente en ese entonces era de la siguiente manera:

- ✓ Carencia de normatividad ambiental para las actividades del sector.
- ✓ Inexistencia de autoridad ambiental competente.
- ✓ Ausencia de conciencia ambiental en las empresas operadoras del sector.
- ✓ Fiscalización y control ambiental prácticamente inexistentes.
- ✓ Escasa capacitación de funcionarios públicos en temas ambientales.
- ✓ Comportamiento relativamente pasivo de la comunidad frente a los impactos de las actividades mineras.
- ✓ Existencia de ciertos conflictos en las relaciones entre la empresa y las comunidades impactadas por las actividades del sector.

Haciendo un poco de historia, la normatividad ambiental en el Perú se inicia formalmente en 1979 y en la Constitución Política del Perú. El Código del Medio Ambiente y de los Recursos Naturales, promulgado en el año de 1990, genera la abundancia de autoridades ambientales y propugna entre otros los principios de contaminador pagador y la obligación de presentar Estudios de Impacto Ambiental por cada operación nueva. Se crea en el año 1994, el Consejo Nacional del Ambiente (CONAM) y su respectivo reglamento, organismo rector de la política nacional

ambiental. Se aprueba en el año 2001, el Reglamento de Estándares Nacionales de Calidad Ambiental del Aire, donde se establecen los parámetros y las concentraciones máximas de éstos, que debería tener el aire. Esta norma es una herramienta que nos permite evaluar la calidad del aire como cuerpo receptor, de las emisiones generadas por las diferentes actividades productivas.

Ya en el sector minero-metalúrgico, el Ministerio de Energía y Minas (MEM), es el sector pionero en el tema ambiental, habiendo creado, en el año 1981, la Oficina de Asuntos Ambientales, la cual inició sus funciones el 16 de diciembre de 1982, en virtud a la Ley N° 23475, como órgano de asesoramiento a la alta dirección del MEM. Si bien esta Oficina no tenía gran poder de decisión y no se contaba con amplia experiencia en este campo, fue un paso importante en la incorporación del tema ambiental dentro de los proyectos de inversión del sector minero metalúrgico.

Como consecuencia de la promulgación de normas a nivel nacional, se origina la normativa ambiental sectorial del Ministerio de Energía y Minas. En el año 1993, ya se contaba con reglamentos ambientales para todas las actividades que se desarrollan en el sector minero energético, como es el Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad Minero-metalúrgica.

También se han definido Límites Máximos Permisibles (LMP) para emisiones atmosféricas y efluentes líquidos, con el fin de controlar los mismos y contribuir efectivamente a la protección ambiental. Estas normas corresponden a los Niveles Máximos Permisibles para efluentes líquidos minero – metalúrgicos; Niveles Máximos Permisibles de elementos y compuestos presentes en emisiones gaseosas provenientes de las unidades minero-metalúrgicas (siendo la vigente DS 010 2010 MINAM).

Con el fin de dar a los titulares de las empresas herramientas que permitan mejorar el desempeño ambiental de sus operaciones, el MEM, con el apoyo de consultoras internacionales y del Banco Mundial, publicó 28 Guías Técnicas, dentro de las cuales se encuentra:

- 1) El Protocolo de Monitoreo de Calidad de Aire y Emisiones y el Protocolo de Monitoreo de Calidad de Agua.
- 2) Ley N° 26410, 22 de diciembre de 1994, Ley del Consejo Nacional del Ambiente CONAM y D.S. 022-2001-PCM, 08 de marzo de 2001; Reglamento de Organización y funciones de CONAM.
- 3) D.S. N° 074-2001, 24 de junio de 2001; Reglamento de Estándares Nacionales de la calidad ambiental del aire.
- 4) D. Leg. N° 40, de fecha 4 de marzo de 1981; creación de oficina de asuntos ambientales.
- 5) D.S. N° 016-93-EM, de fecha 01 de mayo de 1993; Reglamento del Título XV del Texto Único ordenado de la Ley General de Minería y Reglamento para la protección ambiental en la actividad minero metalúrgica.
- 6) R.M. N° 011-96-EM/VMM, de fecha 13 de enero de 1996; niveles máximos permisibles para efluentes líquidos minero metalúrgicos.
- 7) R.M. N° 315-96-EM/VMM, de fecha 19 de julio de 1996; niveles máximos permisibles de elementos y compuestos presentes en emisiones gaseosas de unidades minero metalúrgicas.

Asimismo, con el apoyo de la Cooperación Técnica Internacional se prepararon las Guías para la Estandarización de Elaboración y Revisión de Estudios de Impactos Ambientales.

La formulación de la normativa ambiental del sector minero energético se encuentra en un proceso evolutivo lo que trae consigo una mayor exigencia a los proyectos minero-metalúrgicos e implica a su vez la implementación de la mejor tecnología disponible económicamente viable a fin de minimizar los potenciales impactos en la ejecución del proyecto. Por lo ya referido, es imperativo que los gobernantes, organismos no gubernamentales y la sociedad civil en su conjunto, principalmente las de las zonas de influencia directa, tengan a bien considerar la implementación de un plan de contingencia para prevenir, minimizar o eliminar los impactos ambientales significativos ya evidentemente observados en la zona objeto de discusión.

1.2 Planteamiento del Problema

Debido a los problemas ambientales causados por prácticas como: amalgamación con mercurio, características de la pequeña minería aurífera, artesanal o informal situados en Secocha, Misky y Yanaquihua, que afectan a la cuenca del río Ocoña, perteneciente a la Región Arequipa, el compromiso de los profesionales involucrados en el sector es y será la búsqueda incesante de tecnologías alternativas o más limpias para la recuperación del oro; como la concentración gravimétrica °centrífuga, medios densos, magnética y flotación, obviamente menos contaminante; por este motivo se plantea implementar un modelo de planta piloto de 25 TMD de capacidad instalada para recuperación del oro para la pequeña minería y así minimizar los impactos ambientales, usando procesos como: concentración gravimétrica via Falcón y Jigs, cianuración y flotación.

1.3 Justificación

La instalación de una planta piloto de 25 TMD de capacidad instalada, usando tecnologías limpias (concentración gravimétrica centrífuga seguida de cianuración y concentración gravimétrica centrífuga seguida de flotación), en las zonas de Secocha, Misky y Yanaquihua, localidades situadas a lo largo de la cuenca del río Ocoña en la Región Arequipa, representan un aporte técnico para la pequeña minería, por lo mismo se justifica por ser una alternativa eco sostenible y menos contaminante comparada con el dragado y amalgamación. Adicionalmente, el proyecto en cuestión responde a las expectativas del desarrollo sostenible y producción mas limpia, contemplando la viabilidad de aspectos técnicos, económicos, medioambientales y sociales, lo que amerita su presentación como tesis para la obtención del grado de maestro en minería y medio ambiente.

1.4 Objetivos

1.4.1 Objetivo general

Proponer un modelo de planta piloto de 25 TMD para recuperación del oro de la pequeña minería y así minimizar impactos ambientales.

1.4.2 Objetivos específicos

- ✓ Realizar pruebas evaluativas tanto de agua como de suelos y sedimentos para determinar el nivel de contaminación por mercurio y otros metales pesados en la zona de influencia directa del proyecto.
- ✓ Caracterizar vía microscopía electrónica el mineral aurífero denominado fresco, para observar la morfología predominante y tamaños medios de partícula del oro libre, así como las principales asociaciones mineralógicas y sus respectivas distribuciones elementales.
- ✓ Proyectar las pruebas metalúrgicas necesarias, según los resultados del análisis minerográfico, y minimización de impactos ambientales.
- ✓ Esbozar Diagramas de Pourbaix tanto para el oro, plata y cobre, usando el programa termodinámico *HSC Chemistry 5.0*
- ✓ Seleccionar los procesos más eficientes, usando como indicador el porcentaje de recuperación del oro y los criterios de minimización de impactos, vía el empleo de tecnologías limpias.
- ✓ Evaluar los posibles niveles de contaminación por CN en los procesos metalúrgicos propuestos usando normas ambientales.
- ✓ Esquematizar diagramas de flujo de las rutas de procesamiento de minerales propuestas.
- ✓ Describir los criterios ingenieriles usados en el dimensionamiento de la planta piloto, depósitos de relaves y algunos equipos.
- ✓ Planificar la minimización de los potenciales impactos ambientales de la planta modelo piloto a implementar.
- ✓ Estimar el presupuesto del modelo de planta piloto en función a los costos de valorización, inversión, depreciación de activos fijos, flujos de fondos netos económicos y evaluación económica.

CAPÍTULO II

ASPECTOS GENERALES DEL ÁREA DE ESTUDIO

2.1 Ubicación y accesibilidad

El área de estudio esta emplazado en la localidad de Secocha-Urasqui que se ubica en el distrito de Mariano Nicolás Valcárcel, provincia de Camaná y departamento de Arequipa, cuya accesibilidad se realiza por Camaná, siguiendo hasta Ocoña a 35 km de distancia, de allí se continúa por una carretera carrozable de 30 km, luego es difícil el acceso a Secocha siendo por andarivel de 350 m, cruzando el río Ocoña. Se sabe que la cuenca del río Ocoña, abarca un área de 15 667,2 km². Ver Figura N° 1.

El modelo de planta piloto estará implementado en un terreno cuyas coordenadas geográficas son:

Latitud : 16°01'30''
Longitud : 73°09'57''
Altitud : 394 m.s.n.m.
UTM (WGS84) : 8231431 y 630 348
Zona 18; banda K, y código 33-p

2.2 Aspectos fisiográficos

Los aspectos fisiográficos de la zona de influencia directa comprenden el estudio de las siguientes zonas predeterminadas:

1. Meseta costanera
2. Cordillera de la Costa
3. Terrazas marinas

Tanto la ubicación geográfica de la meseta costanera, cordillera de la costa y terrazas marinas son mostradas en la Figura N° 2.

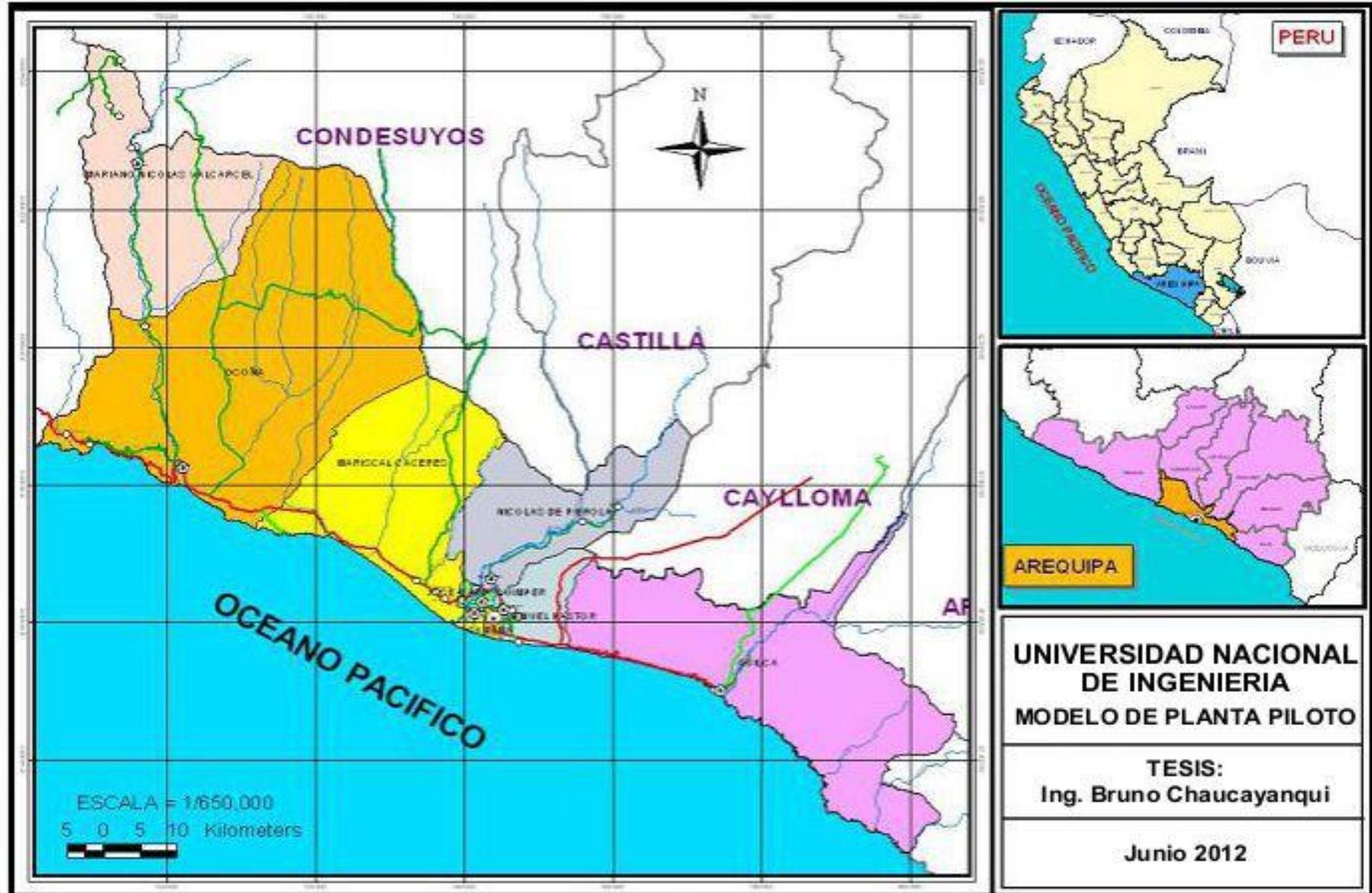


Figura N° 1: Ubicación del proyecto piloto

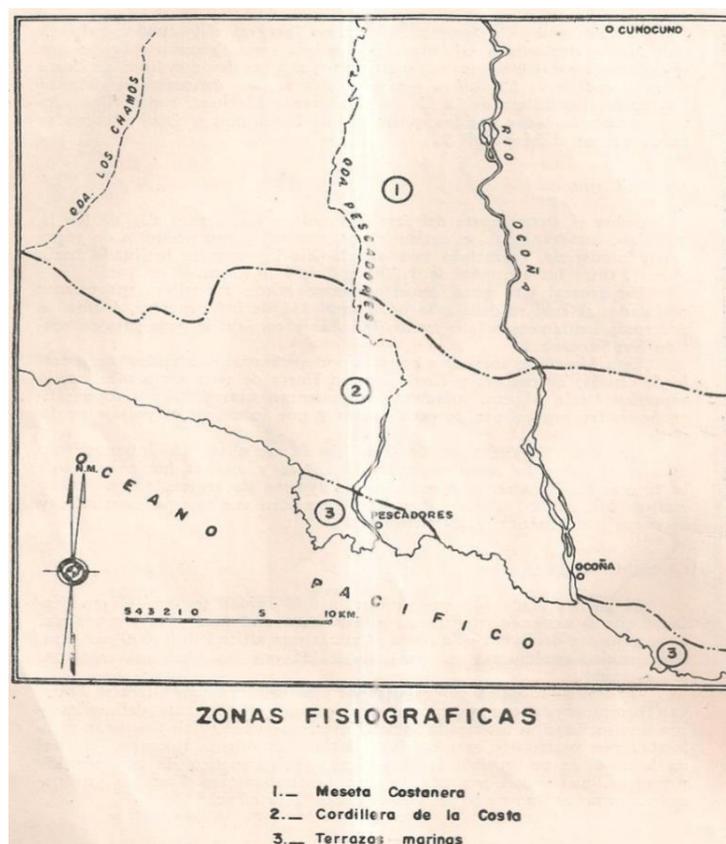


Figura N° 2: Zonas fisiográficas de la cuenca de Ocoña

2.3 Aspectos geológicos

Los afloramientos rocosos mas antiguos reconocidos en la región, corresponden a un grupo de unidades litológicas metamórficas e ígneas, a las que se han denominado complejo basal de la costa. Sobre el complejo basal reposan en una discordancia de depósitos del Permo-carbonífero. Las rocas de Edad Cenozoica yacen directamente sobre los del Paleozoico en una posición horizontal a sub-horizontal, y comprenden las formaciones: Paracas, Camaná, y Moquegua. El grosor de las formaciones sedimentarias en una columna se ha estimado próximo a los 6 000 m. Las rocas ígneas intrusivas comprenden granitos, granodioritas y algunas rocas hipabisales correspondientes a dacitas, andesitas y diabasas de probable Edad Cretácica Superior a Terciaria Inferior.

Los depósitos volcánicos se cree que han tenido lugar durante el Pleistoceno y comprenden tufos riolíticos y dacíticos, así como lavas andesíticas y basálticas en

menor grado. Las deformaciones estructurales más importantes están constituidas por fallas de tipo normal de suaves plegamientos.

2.4 Aspectos edafológicos

Según la clasificación de suelos elaborada por Oficina Nacional de Evaluación de Recursos Naturales-ONERN se encontraron los suelos típicos de la zona mediante en amplias unidades cartográficas.

Así mismo, la Asociación de Suelos, utilizando como unidades taxonómicas los grandes grupos de suelos significativos, presentaron los grupos edáficos característicos de la cuenca como se presenta en la Tabla N° 1.

Tabla N° 1: Grupos edáficos de la cuenca

Gran grupo de suelos	Aptitud agrícola general
Fluvisol éútrico (irrigado)	Buena
Fluvisol éútrico (seco)	Regular aptitud para fines agrícolas si se proporciona riego. Mayormente sin ninguna potencialidad, principalmente por su ubicación y por riesgos de inundación.
Fluvisol éútrico (crítico)	Sin potencialidad para fines agrícolas por clima principalmente.
Regosol éútrico (seco)	Sin potencialidad para fines agrícolas por deficiencia de suelo y topografía principalmente.
Regosol calcánico	Sin potencialidad para fines agrícolas por deficiencia de suelo principalmente.
Solonchak órtico	Buena a limitada potencialidad para fines agrícolas, por deficiencia de suelo, siempre que se elimine el exceso de sales y se les proporcione riego adecuado.
Solonchak órtico, fase hardpénica	Limitada a ninguna potencialidad para fines agrícolas por deficiencia de suelos y topografía.
Andesdes vítrico	Regular potencialidad para fines agrícolas por deficiencia de topografía principalmente.
Andesdes vítrico, fase dúrica	Sin potencialidad para fines agrícolas, por severas limitaciones de suelo y en menor grado, topografía.
Xerosoles	Regular potencialidad para fines agrícolas, con deficiencia en topografía principalmente.
Plancaol éútrico	Sin potencialidad para fines agrícolas por clima. Mediana potencialidad para propósitos pecuarios de tipo lanar y vacuno.
Páramo andasol	Sin potencialidad para fines agrícolas. Mediana potencialidad para propósitos pecuarios de tipo lanar principalmente.
Parámoslo districo	Sin potencialidad para fines agrícolas por clima y topografía. Mediana potencialidad para propósitos pecuarios de tipo lanar principalmente.
Litosol desértico	Sin potencial agrícola, por severas condiciones de suelo y topografía.
Litosol andino éútrico	Sin potencialidad para fines agrícolas por clima y topografía. Mediana potencialidad para propósitos pecuarios.
Litosol andino distrito	Sin potencialidad para fines agrícolas por clima y topografía. Mediana potencialidad para propósitos pecuarios.
Formación lítica	Sin ningún valor para propósitos agropecuarios.

Fuente: ONERN

2.5 Aspectos sísmológicos

La intensidad máxima estimada es de VII- VIII, en la escala de Mercalli Modificada (Ocoña).

La actividad sísmica en Perú se debe principalmente al proceso de subducción de la placa de Nazca bajo la Sudamericana, presente de Norte a Sur en su borde Oeste, con una velocidad relativa de 8 cm/año (DeMets, 1990).

El margen Oeste de Sudamérica, donde la litósfera oceánica subduce bajo la continental, es uno de los más activos y de los bordes de placa el mayor en la Tierra, siendo su alta velocidad de convergencia la que permite que se genere un fuerte acoplamiento entre ellas, produciendo sismos de diferentes magnitudes a diversos niveles de profundidad. Como resultado de este proceso se ha formado la fosa peruano-chilena y la Cordillera Andina en diferentes períodos orogénicos.

Las características de la sismicidad en Perú y en detalle para la región Sur, ha sido realizada por diversos investigadores (Grange et al., 1984; Schneider y Sacks, 1987; Cahill y Isacks, 1992; Tavera y Buforn, 2001), siendo las principales relacionadas con la distribución de los focos sísmicos en superficie y en función de su profundidad, tal como se muestra en la Figura N° 3.

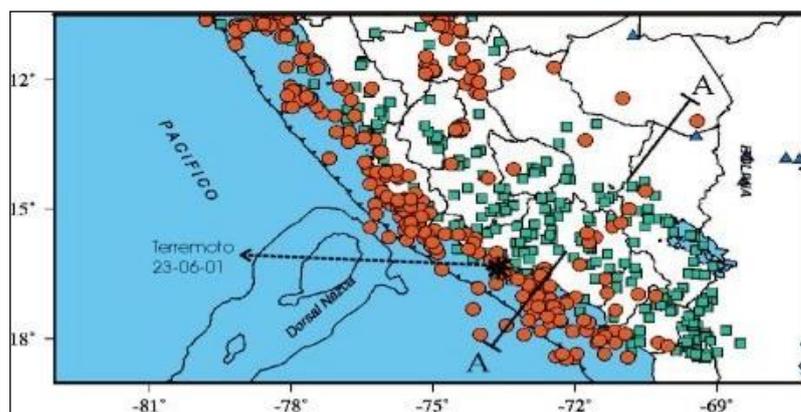


Figura N° 3: Sismicidad en la región Sur de Perú periodo 1964-1996 (M>5.0)

2.6 Aspectos climatológicos y meteorológicos

La temperatura media anual es de 19,5°C, promedio de la temperatura que varía entre 15°C (agosto) a 24°C (febrero).

Como se sabe, la temperatura es el elemento meteorológico más ligado por sus variaciones al factor altitudinal.

La velocidad de los vientos oscila entre 8 nudos promedio, lo que equivale a 4 m/s en la quebrada de Ocoña.

Un resumen de datos meteorológicos de las estaciones ubicadas en la cuenca del río Ocoña, se presenta en la Tabla N° 2.

Tabla N° 2: Datos meteorológicos de las estaciones ubicadas en la cuenca del río Ocoña

Estación	Altitud (msnm)	Precipitación Total	Temperatura Media (°C)			Humedad relativa media (Anual %)
		Anual (mm)	Máxima	Mínima	Anual	
Ocoña	38	2,5	22,4	13,7	18,5	45
Urasqui	338	0,7	21,5	12,8	16,4	54
Chichas	2 100	153,9	20,3	0,0	15,1	61
Pausa	2 524	232,5	21,2	2,1	11,5	45
Tomepampa	2 650	256,6	18,0	1,0	9,5	51
Cotahuasi	2 683	236,2	20,1	3	11,5	46
Lampa	2 712	236,0	21,8	1,0	11,4	40
Yanaquihua	3 030	118,2	20,4	-2	9,2	42
Salamanca	3 203	290,8	21,2	-4	8,1	47
Incuyo	3 296	363,2	18,8	2	10,2	57,0
Tarco	3 300		15,4	4	9,5	58
Puica	3 662	703,7	16,4	2	9,1	59
Chincayllapa	3 800	778,5	14,6	6,2	10,4	50
Paucaray	3 820		10,4	2	6,3	51
Urayhuma	4 150	846,7	12,8	0	6,4	52
Sayrosa	4 200		15,6	-6,6	4,5	53

2.7 Aspectos hidrológicos

El inventario de fuentes de agua superficial en las cuencas e intercuencas de los ríos Ocoña baja, Chorunga, Ocoña medio, Arma Chichas, Ocoña alto y Cotahuasi, correspondiente a la margen izquierda y media del río Ocoña e involucra un área de

9 055,37 km² y que representa el 56,60% del total de la cuenca del río Ocoña (15 998,127 km²).

Se han inventariado un total de 2 345 fuentes de aguas superficiales, de las cuales 1 348 son quebradas (57,5 %), 789 manantiales (33,7%), 158 lagunas (6,7%), 42 ríos (1,8%), 7 fuentes aguas de recuperación o de drenajes (0,3%) y una represa (0,04%); el resumen general esta en la Tabla N° 3 y Figura N° 4.

Tabla N° 3: Resumen general del inventario de fuentes de aguas en la cuenca del río Ocoña

Cuenca/Intercuenca NA	Número de fuentes de agua						Total
	Manantiales	Quebradas	Ríos	Lagunas	Represas	Aguas de Recuperación	
Río Ocoña Baja	3	162	1	0	0	7	173
Río Chorunga	100	149	1	1	0	0	250
Río Ocoña medio	47	168	0	0	0	0	215
Río Arma Chichas	93	199	11	35	0	0	338
Río Ocoña alto	0	2	0	0	0	0	2
Río Cotahuasi	546	669	29	122	1	0	1 367
TOTAL	789	1 348	42	158	1	7	2 345

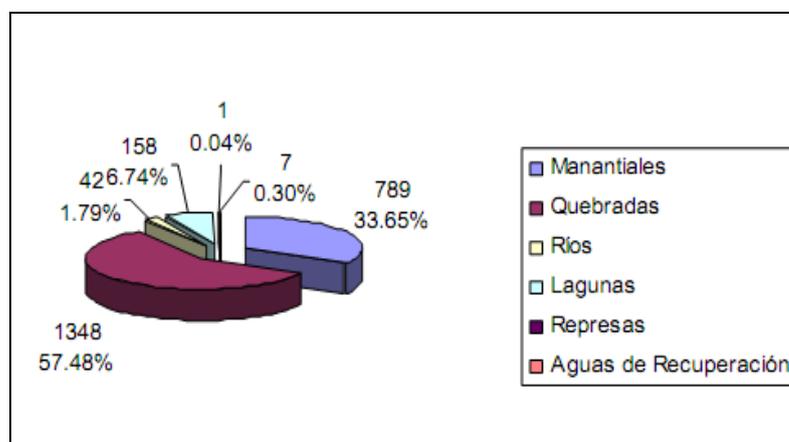


Figura N° 4: Distribución general de fuentes de agua

2.8 Aspectos hidrogeológicos

Las fuentes de agua subterráneas en la zona de influencia son las más utilizadas, registrándose 789 manantiales, siendo el caudal acumulado de 6 057, 37 L/s, que en su conjunto representan el 33,63 % del total inventariado, observándose la mayor concentración en la subcuenca del río Cotahuasi con 545 manantiales y la menor se

encuentra en la subcuenca río Ocoña bajo y río Ocoña medio con 3 y 47 manantiales cada uno respectivamente. Los manantiales se encuentran en su mayoría en las zonas altas de la cuenca.

2.9 Aspectos biológicos y ecológicos

2.9.1 Zonas de vida

En la cuenca del río Ocoña se han identificado veintidos zonas de vida, comprendidas dentro de la región latitudinal subtropical y templada cálida, como sigue:

- ✓ Desierto desecado - subtropical (dd-S)
- ✓ Desierto desecado - montano bajo subtropical (dd-MBS)
- ✓ Desierto superárido - subtropical (ds-S)
- ✓ Desierto superárido - templado cálido (ds- Tc)
- ✓ Desierto superárido - montano bajo subtropical (ds-MBS)
- ✓ Desierto perárido - subtropical (dp-S)
- ✓ Desierto perárido - templado cálido (dp-Tc)
- ✓ Desierto perárido - montano bajo subtropical (dp-MBS)
- ✓ Desierto árido - montano subtropical (da-Ms)
- ✓ Matorral desértico - subtropical (md-S)
- ✓ Matorral desértico - templado cálido (md- Tc)
- ✓ Matorral desértico - montano bajo subtropical (md-MBS)
- ✓ Matorral desértico - montano subtropical (md-MS)
- ✓ Matorral desértico - subalpino subtropical (md-SaS)
- ✓ Estepa espinosa - montano bajo subtropical (ee-MBS)
- ✓ Estepa - montano sub - tropical (e-MS)
- ✓ Páramo húmedo - subalpino subtropical (ph-S)
- ✓ Páramo muy húmedo - subalpino subtropical (pmh-SaS)
- ✓ Tundra húmeda - alpino subtropical (th-AS)
- ✓ Tundra muy húmeda - alpino subtropical (tmh-AS)
- ✓ Tundra pluvial - alpino subtropical (tp-AS)

✓ Nival - subtropical (n-S) .

Un resumen de información ecológica, sectores de uso, superficie, porcentaje, y características ambientales como se ven en la Tabla N° 4.

2.9.2 Flora

Se cultivan frutales, arroz y frijoles, entre otras tantas especies vegetales. Se aprecian yerbas, pastos propiamente dichos, arbustos y otras variedades de tallo carnoso.

La flora permanente, está constituida por sauces de tallos gigantescos, retama, chilca, chito, altamisa, trébol, llantén, huarango, huacan, pacaes otras especies son los carrizos silvestres, la caña brava y la caña de castilla.

2.9.3 Fauna

Se puede calificar en términos generales, en terrestre y acuática, fluvial, lacustre y pantano. Se crían a gran escala las palomas domésticas, como las cuculíes y las tórtolas de las cuales hay dos o tres variedades de garzas, existe la garza blanca, garza ploma y huacchira en las lagunas y pantanos.

- a) **Orden zancuda:** gallareta
- b) **Orden de aves:** aves de corral, tales como: gallinas, pavos, gallos, pequines, gansos, patos, etc.
- c) **Orden palmipedas:** aves guaneras, como: guanay o patillo, alcatraz, piquero, y gaviota (blanca y ploma) siguiendo el pájaro bobo y chorlito de mar, en todos ellos existen variedades diferentes.
- d) **Clase de reptiles:** son de importancia la lacerta agilis (lagarto ariel) lagartos de islas guaneras, como lagartijas de cerros, salamanquejas estas llegan medir hasta 30 cm.
- e) **Ganado:** se tiene al porcino, bovino, equino y asnal.

Tabla N° 4: Clasificación ecológica de la cuenca Ocoña

Formación Ecológica	Sectores de Usos	Superficie (km ²)	Porcentaje (%)	Características Ambientales
Desierto desecado subtropical	Valle agrícola	1 178 109	7,35	Clima desecado desértico – semicálido, agricultura sujeta a la disponibilidad de agua.
Desierto desecado montano bajo subtropical.	Pampas eriazas	250 924	1,57	Clima desecado desértico – templado cálido, cubierta vegetal escasa, las tierras de esta zona no tienen uso.
Desierto superárido subtropical.	Valle agrícola de rica	157 914	0,99	Clima superárido desértico-semicálido, vegetación dispersa, actividad agrícola solo en valles de los ríos que atraviesan esta zona.
Desierto superárido templado cálido.	Valle agrícola	66 989	0,42	Clima superárido-templado cálido, se desarrolla agricultura con riego.
Desierto superárido montano bajo subtropical.	Área agrícola de quebradas	241 210	1,51	Clima superárido-templado cálido, se desarrolla agricultura con riego.
Desierto perárido subtropical	Área agrícola de quebradas	397 056	2,48	Clima perárido desértico – semicálido, se desarrolla agricultura con riego.
Desierto perárido templado cálido.	Pampas eriazas	49 533	0,31	Presenta un clima perárido-templado cálido, agricultura en base a cultivos de costa.
Desierto perárido montaña bajo subtropical.	Agricultura en laderas.	289 168	1,81	Clima perárido-templado cálido, agricultura de subsistencia en base a riego.
Desierto árido montaña subtropical.	Montañas semi áridas.	220 021	1,38	Clima árido – templado frío, escasa vegetación, las tierras son utilizadas en pastoreo estacional.
Matorral desértico subtropical	Valles intermontañosos	134 935	0,84	Clima árido – semicálido, vegetación, gramíneas estacionales, suelos superficiales.
Matorral desértico templado cálido.	Montañas áridas desérticas	44 098	0,28	Clima árido – templado cálido, vegetación escasa sólo en época de lluvias.

Matorral desértico montaña baja subtropical.	Montañas áridas, agricultura en andenería.	493 665	3,09	Clima árido-templado cálido, escasa vegetación, agricultura de subsistencia y pastoreo.
Matorral desértico montaña subtropical.	Montañas semi húmeda	877 888	5,49	Clima semiárido – templado frío, cubierta vegetal de graminales de alto andinos, las tierras son utilizadas en pastoreo.
Matorral desértico subalpino subtropical.	Montañas semi húmedas.	516 547	3,23	Clima semiárido – frío, cubierta vegetal escasa.
Estepa espinosa montano bajo subtropical.	Valles interandinos y laderas	402 941	2,52	Clima semiárido – templado cálido, agricultura abundante con uso de agua de riego mayoritariamente.
Estepa montano subtropical	Agricultura en andenería	2 047 801	12,80	Clima subhúmedo – templado frío, agricultura de subsistencia en base a riego.
Páramo húmedo subalpino subtropical.	Tierras de pastoreo	2 543 568	15,90	Clima húmedo – frío, escasa vegetación, tierras utilizadas en pastoreo.
Páramo muy húmedo subalpino subtropical.	Tierras de pastoreo	26 998	0,17	Clima perhúmedo – frío, escasa vegetación las tierras son utilizadas en pastoreo.
Tundra húmeda alpino subtropical.	Montañas pluviales.	391 468	2,45	Clima húmedo – muy frío, vegetación escasa, las tierras son utilizadas en pastoreo estacional.
Tundra muy húmeda alpino subtropical	Montañas pluviales	4 593 614	28,71	Clima perhúmedo - muy frío, vegetal de matas de pastos naturales alto andinas, las tierras son utilizadas en pastoreo.
Tundra pluvial alpino subtropical	Montañas pluviales	195 712	1,22	Clima superhúmedo - muy frío, vegetación abundante las tierras son utilizadas en pastoreo.
Nivel subtropical	Montañas nivales	771 008	4,82	Clima superfrío, bajos niveles de vida, escasa vegetación.
Nevado		108 789	0,68	
Total		15 998 127	100,00	

2.10 Aspectos socioeconómicos

2.10.1 Tasa de pobreza

El principal aspecto social es el nivel de pobreza en la cuenca. Según el mapa de pobreza del Perú 2006 elaborado por el Fondo de Cooperación para el Desarrollo Social (FONCODES).

FONCODES, hizo la medición directa de riqueza económica. Esta trata de identificar las regiones del Perú que presentan mayor vulnerabilidad a la pobreza, por ejemplo un hogar sin agua, sin desagüe ni electricidad es pobre no solamente porque los ingresos económicos han de ser magros para vivir en tales condiciones, sino también porque las necesidades básicas para el desarrollo humano no están siendo cubiertas. Por ello esta metodología se basa en seis indicadores: Por un lado, se cuenta el acceso al agua, al desagüe y a la electricidad.

Por otro lado, se considera la tasa de analfabetismo entre mujeres, el porcentaje de niños entre cero y 12 años de edad y finalmente la tasa de desnutrición crónica entre niños cuya edad oscila entre seis y nueve años de edad. En base a estos seis indicadores, el mapa de la pobreza divide a los 1 832 distritos del Perú en cinco partes (llamados “quintiles”) según el grado de carencias, desde menos pobres hasta más pobres. Los datos empleados por el FONCODES se basan en el Censo Nacional realizado por el Instituto Nacional de Estadística e Informática (INEI) en el 2005.

Para el caso de la cuenca del río Ocoña ubicada políticamente dentro de los departamentos de Arequipa (61,4%), Ayacucho (36%) y Apurímac (2,6%). Del Mapa de Pobreza del Perú (2006), se puede deducir que la cuenca perteneciente al departamento de Arequipa se encuentra dentro del quintil 4 es decir “menos pobres”.

2.10.2 Agrícola

Según el ministerio de Agricultura de Ocoña durante diciembre del 2011, la actividad productiva del sector agropecuario fue mayor en 11,6% con relación al nivel alcanzado en similar mes del 2010, siendo que este resultado se sustenta por el crecimiento del subsector agrícola (5,5%) y del subsector pecuario (20,5%).

El crecimiento del subsector pecuario fue determinado por la mayor producción de animales en pie: ovino, caprino, ave, porcino y vacuno.

El volumen de leche fresca aumentó en 0,02% por el mayor aporte de la cuenca lechera de la región. Así como, la producción de huevos se incrementó debido al mayor número de gallinas ponedoras.

El comportamiento positivo del subsector agrícola fue determinado por el clima favorable que influenció en mayores niveles de producción de maíz choclo, ajo, zanahoria, tomate, arveja grano verde y papa. Sin embargo, fue desfavorable la cosecha de maíz amiláceo, zapallo, col, haba grano verde, caña de azúcar, camote y lechuga.

2.10.3 Pesca

Es artesanal y consiste en la extracción de camarones de río durante los meses de marzo a diciembre. Las principales especies de pescado fresco para consumo humano son cachema, lorna, pejerrey, dorado, cabrilla, jurel, machete. Asimismo, la captura de mariscos como lapa, pulpo, choro y pota.

2.10.4 Minería

Constituido por la mediana minería y la minería artesanal o pequeña minería dedicadas a la extracción de oro, amalgamación, característicos de la zona de Secocha, Misky, Yanaquihua y otros.

Según informes encontrados en la base del INEI, las actividades minero metalúrgicas registraron un comportamiento positivo debido al incremento en el nivel de extracción de oro durante los meses comprendidos entre enero y diciembre del 2012. Ver Tabla N° 5.

Tabla N° 5: Sistema de producción

Categorías	Casos	%	Acumulado %
Agricultura, ganadería, caza y silvicultura	87	3,40	3,40
Pesca	88	3,44	6,85
Explotación de minas y canteras	2 031	79,46	86,31
Industrias manufactureras	5	0,20	86,50
Construcción	24	0,94	87,44
Venta, mant.y rep.veh. autom.y motocicl.	6	0,23	87,68
Comercio por mayor	2	0,08	87,75
Comercio por menor	102	3,99	91,74
Hoteles y restaurantes	59	2,31	94,05
Transporte, almacenamiento y comunicaciones	23	0,90	94,95
Actividad inmobiliaria, empresas y alquileres	10	0,39	95,34
Administrativos, publico y defensa; para seguro social afiliado	6	0,23	95,58
Enseñanza	8	0,31	95,89
Servicios sociales y de salud	7	0,27	96,17
Otras actividades servicios comunitarios, sociales y personales	12	0,47	96,64
Hogares privados y servicios domésticos	8	0,31	96,95
Actividad económica no especificada	78	3,05	100,00
Total	2 556	100,00	100,00

Fuente: INEI 2007 Censos Nacionales

CAPÍTULO III

FUNDAMENTO TEÓRICO

3.1 Minería de oro en el Perú

El oro es sin duda una de las potencialidades geológicas (589 752 584 g Au finos, según MEM) con que cuenta nuestro país, por ello resulta importante propiciar la inversión y ejecución de proyectos auríferos, con el fin de mantenernos como uno de los principales productores de oro en el mundo, y a través de ello, aportar al desarrollo del país, a través de una minería que incluya la responsabilidad ambiental.

El Perú, a través de los años se ha establecido como uno de los principales productores de oro en el mundo, producto de las nuevas inversiones realizadas en el sector durante los últimos 15 años. Durante el 2011 nos consolidamos como el sexto país productor de oro en el mundo con una producción de 163 toneladas, como se muestra en la Figura N° 5.

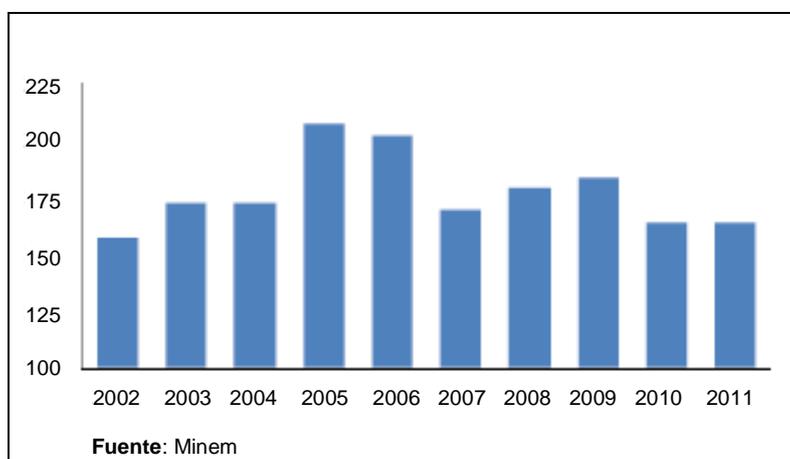


Figura N° 5: Producción aurífera en el Perú (TM)

Respecto a las principales empresas productoras de oro, destaca Minera Yanacocha S.R.L. con una producción equivalente al 24% del total nacional, seguido por Minera Barrick Misquichilca S.A. con el 17%, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. con el 6%, Minera Aruntani S.A.C. con el 4% y Consorcio Minero Horizonte S.A. también con el 4%. Estas siete empresas representan el 69% de la producción

aurífera nacional. El resto de producción viene representada por las llamadas Minería en Pequeña Escala (MPE) y la Minería Artesanal. Ver Figura N° 6.

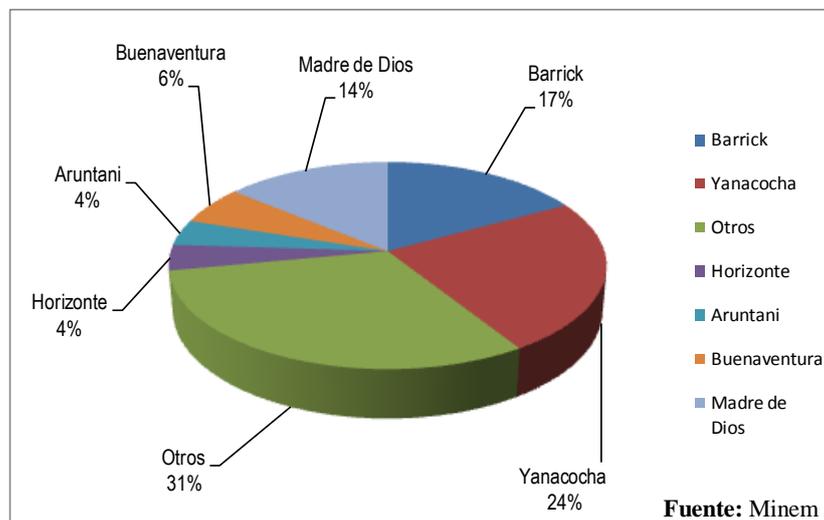


Figura N° 6: Porcentaje de producción de oro por empresas (2011)

En la actualidad la minería se ha convertido en uno de los problemas que afecta al medio ambiente mundial, donde nuestro país, Perú, no se encuentra exento de dicho problema, ya que es un país con grandes yacimientos mineros. De la misma manera, si bien es cierta la minería trae grandes beneficios económicos, pero a la vez graves problemas ambientales. Los problemas de la minería se originan, por lo general, a nivel de la minería artesanal y la pequeña minería.

En la minería artesanal la informalidad de la misma constituye su principal problema, ya que limita las posibilidades reales para su desarrollo integral: contaminación ambiental, depredación de yacimientos existentes, graves deficiencias de seguridad, discriminación social y económica, conflictos con las compañías mineras formales, falta de transparencia en los manejos financieros, etc. Estos son solo algunos de los efectos más importantes.

No existe una adecuada conciencia ambiental sobre el impacto de la actividad minera en las respectivas zonas de explotación, desde el daño a los ecosistemas existentes hasta el perjuicio de la salud de los habitantes de estas zonas.

3.2 Métodos de recuperación de oro e impactos ambientales asociados

La industria moderna del oro utiliza el cianuro casi exclusivamente como agente lixiviador del oro. Se han utilizado otros agentes complejantes como la tioúrea, los cloruros y otros haluros para extraer oro del mineral, pero generalmente no son rentables y presentan problemas particulares para el ambiente y la salud. Los complejos de cianuro son más estables y eficaces y no necesitan otras sustancias químicas agresivas para realizar la recuperación del oro. El cianuro ha sido utilizado en minería desde hace más de un siglo. Una vieja técnica para la recuperación del oro, que ha dejado de utilizarse en las modernas plantas de extracción de oro, es la amalgamación con mercurio líquido. En nuestro país, los mineros artesanales siguen utilizando el mercurio líquido para acomplejar el oro proveniente de pequeñas explotaciones mineras. Sin embargo, se ha desalentado esta práctica debido a que el deficiente manejo del mercurio líquido y del vapor que surge al volatizar el mercurio provoca serios problemas de salud a los mineros artesanales.

La obtención de oro por gravimetría y amalgamación es tan antigua como la propia civilización; con el avance de la tecnología la amalgamación ha sido reemplazada en gran parte por procesos de lixiviación con cianuro tanto en sistemas de agitación como percolación. En la actualidad son comunes las operaciones auríferas que tratan más de 50 000 TMD mediante cianuración, pudiendo afirmarse que menos del 10% de la producción mundial de oro es obtenida mediante métodos que emplean mercurio.

Sin embargo, el uso del mercurio está ligado al trabajo de la minería en pequeña escala (MPE), o lo que algunos denominan “oro de los pobres” u “oro solidario” porque permite el sustento de un gran número de familias en el país y en el Mundo. La Organización Internacional del Trabajo (OIT) y el Global Mercury Project (GMP) estiman que en el mundo más de 12 millones de personas dependen de la MPE aurífera y usan predominantemente el mercurio para recuperar el oro; como consecuencia esta actividad vierte más de 800 toneladas/año de mercurio al ambiente.

A pesar que el hombre ha empleado la amalgamación durante más de 2 milenios, la gravedad de la contaminación con mercurio es un hecho poco conocido y difundido aún en nuestros días; una razón probable es que muchos de sus efectos se detectan recién a largo plazo. La degradación del mercurio hacia metilmercurio, un compuesto venenoso y mutante, ocurre naturalmente a través del sistema nervioso de los peces que lo ingieren y por el contacto con suelos orgánicos, de allí la importancia de evitar su uso en las operaciones aluviales que se realizan en la selva. La tragedia de Minamata en Japón, donde en 1950 la intoxicación con metilmercurio mató progresivamente a más de 1 200 pescadores, ha sentado el precedente sobre la gravedad de ésta degradación. El uso del mercurio ha sido prácticamente desterrado de las operaciones mineras de la Mediana y Gran Minería, pero todas las operaciones auríferas de la MPE lo utilizan en el Perú y en el resto del mundo; en nuestro país las operaciones artesanales se desarrollan en costa, sierra y selva. Organismos oficiales estiman que se vierten al medio ambiente más de 3 veces el peso del oro producido por esta actividad, esto lleva la contaminación con mercurio en la selva peruana a un nivel tan alto como 30 000 kg/año.

A continuación se presenta los dos métodos más comunes de recuperación de oro: Amalgamación y Cianuración.

3.2.1 Dragado y amalgamación

La amalgamación es un proceso que se aplica para recuperar oro y plata nativa de materiales auríferos o argentíferos. El oro, la plata y varios otros metales y sus compuestos son capaces de alearse con el mercurio. Dichas aleaciones se conocen como amalgamas. La amalgamación en la minería aurífera sirve para recuperar el oro en forma de amalgama y así separarlo de los minerales acompañantes. La amalgama se forma por el contacto entre mercurio y oro en una pulpa con agua. El oro libre (nativo) en un tamaño de grano entre 20-50 μm y 1- 2 μm es apropiado para la amalgamación. El oro grueso se puede recuperar fácilmente con métodos gravimétricos.

Las operaciones que realizan los mineros de MPE son bastante simples; se arranca el material de tierra firme empleando lampas y picos o chorros de agua generados por bombas centrífugas accionadas por motores diesel o a gasolina. En el caso de extraer material del lecho del río se emplean “dragas” de succión accionadas por bombas de lodos (ver Figuras N° 7 y 8). En todos los casos el material se conduce en forma de pulpa hasta unas parrillas metálicas que eliminan los cantos mientras que la pulpa de grava fina se descarga sobre una canaleta, usualmente de madera, donde el oro y minerales pesados sedimentan rápidamente y son retenidos a lo largo de su base mientras que los materiales livianos son arrastrados por el torrente de la pulpa y se descargan por el extremo de la canaleta.



Figura N° 7: Operación aurífera artesanal en la Selva, método de Balsa (Succión y bombeo)

La base interna de la canaleta esta forrada con tela de yute o geotextil para promover la retención de los minerales pesados y del oro; al final de la faena se detiene la alimentación y se retira la tela de yute que tiene el concentrado gravimétrico primario (denominado también “arenilla negra”), el mismo que se descarga en un balde o batea.



Figura N° 8: Recuperación de oro por dragado

En la MPE la cantidad de concentrado gravimétrico primario obtenido diariamente oscila entre 50 y 90 kg; la amalgamación se realiza añadiendo de 2 a 4 kg de mercurio a la batea y revolviendo la carga intensamente con manos y/o los pies. Luego se aplican chorros de agua para eliminar por rebose el material no amalgamado y dejar la amalgama de oro y mercurio libre en el fondo del recipiente. El mercurio libre se recupera por decantación y la amalgama, que aún contiene un exceso de mercurio libre, se exprime a través de una tela para recuperarlo. La amalgama exprimida se calienta con un soplete hasta volatilizar el mercurio presente y dejar el oro como un sólido esponjoso (“oro refogado”).

Las razones por las cuales la MPE usa y prefiere el mercurio frente a otras alternativas propuestas anteriormente, son las siguientes:

- ✓ El oro recuperado de yacimientos aluviales está predominantemente en el estado libre.
- ✓ La amalgamación es un proceso rápido y aceptablemente eficiente para minerales donde el oro se encuentra en estado libre.
- ✓ La amalgamación permite obtener un producto final de alta ley de oro, usualmente de 80 a 95% de oro, lo cual facilita su inmediata comercialización sin los grandes descuentos que se aplican a productos mineros como concentrados.
- ✓ El tratamiento es simple, no requiere mucho conocimiento técnico ni equipo sofisticado o costoso; por ello la amalgamación se aplica en el mismo lugar donde se obtiene el concentrado gravimétrico primario, es decir en los sitios remotos y aislados de la Selva Peruana.
- ✓ El tratamiento es relativamente rápido, aunque requiere una mezcla intensiva y lavado repetido durante 2 horas para que el minero obtenga el oro “refogado”.

3.2.1.1 Impacto ambiental del dragado y amalgamación

Las dragas que operan en los cauces de los ríos ejercen un gran impacto sobre los ecosistemas, tanto de corto como de largo plazo, por varias causas: contaminan seriamente el agua (Ver Figura N° 9)

- ✓ Al remover enormes cantidades de sedimentos; alteran gravemente el lecho y las riberas de los ríos (incluyendo la vegetación ribereña), provocando mayores inundaciones;
- ✓ Al remover y acumular grava y fango de forma irregular, alteran las características limnológicas del agua y destruyen los hábitats de muchos organismos acuáticos.

Para mitigar este impacto, el Estado ha estado tratando de regular el uso de estos equipos. El Decreto de Urgencia N° 012-2010 declara interés nacional el ordenamiento minero en el Departamento de Madre de Dios, y regula la prohibición de uso de dragas y equipos similares. Recientemente mediante Decreto Supremo N°016-2011-EM del 09 de abril se determina que la prohibición no alcanza a la balsa gringo, balsa castillo, caranchera y trata siempre que no exceda los límites de producción señalados en la Ley General de Minería, utilicen métodos de recuperación de mercurio, dispongan adecuadamente de las arenillas negras, y cuenten con todas las autorizaciones, entre otros requisitos.

Como se mostro anteriormente después de la amalgamación, para recuperar el oro, el mercurio es quemado al fuego y los vapores van a la atmósfera; si existe una alta humedad relativa se oxida en pocos días y es devuelto de nuevo al suelo con la lluvia en forma de Hg^{2+} . Durante el proceso de amalgamación también se pierde una parte del mercurio metálico; tanto éste como el evaporado van a parar finalmente a los ríos, contaminando el agua y los organismos acuáticos y plantas asociados. Aunque existen técnicas para recuperar el mercurio gaseoso, nadie casi las usa en la minería aurífera artesanal.

Respecto al mercurio se puede resumir que:

- ✓ Es un material altamente tóxico y contaminante; en el proceso de amalgamación se produce la contaminación del suelo y agua cuando se desecha el relave de este proceso. Cuando se volatiliza (refoga) la amalgama para separar el mercurio del oro, se contamina el aire; durante el refogado complementario de la comercialización se genera contaminación en lugares poblados.

- ✓ Si bien hay sistemas para el control y captura del mercurio volatilizado, estos (Retortas) no son eficientes ni prácticos en todos los casos y muchos mineros artesanales, especialmente en zonas remotas, no los utilizan. Por otro lado estos sistemas no evitan la contaminación directa del suelo y agua por el relave de amalgamación que contiene mercurio.
- ✓ La amalgamación no es considerada una tecnología limpia en ningún caso, en las condiciones empleadas en la MPE esta técnica es considerada altamente contaminante y afecta la calificación de los mineros frente a organismos crediticios o gubernamentales. Por ejemplo el uso de cianuro no ha sido, a diferencia del mercurio, prohibido en ningún país no obstante su reputada toxicidad.
- ✓ La generalidad de los mineros realiza la amalgamación en forma manual porque los equipos que requiere la mecanización son caros e imprácticos para esta escala de producción. Por ello el grado de exposición y riesgo de salud es sumamente alto.



Figura N° 9: Impacto ambiental del dragado sobre el ecosistema

3.2.1.2 Toxicología asociada al mercurio

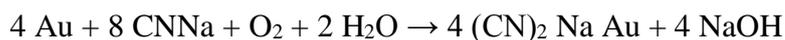
El riesgo de intoxicación con mercurio no sólo afecta al minero artesanal: al quemar la amalgama en las viviendas afecta a todo el resto de la familia y vecinos, y al contaminar las aguas y el pescado que sirve de alimento contamina a toda la población de la región.

La presencia del mercurio en el cuerpo humano, como ocurre con otros metales pesados, tiene efectos muy tóxicos a partir de ciertos niveles críticos; sin embargo, estos efectos no se manifiestan inmediatamente, y a veces aparecen años más tarde de producida la intoxicación.

El metilmercurio (o monometilmercurio) no es fácilmente eliminado por el organismo, acumulándose en diferentes órganos como cerebro, corazón, pulmones, hígado y causando severos efectos adversos a la salud, difícilmente diagnosticables y menos aún tratables adecuadamente. Particularmente graves son los daños al cerebro y al sistema nervioso central y al cerebelo, daños que son irreversibles debido a la destrucción de las células neuronales; también causa abortos, malformaciones congénitas y afecta el desarrollo psicológico y físico de los niños; los daños al sistema nervioso son mucho más graves en niños que en adultos; particularmente susceptibles son los embriones y fetos; en casos graves de contaminación las mujeres han dado a luz a bebés con parálisis cerebrales severas. La tasa de intoxicación es mucho más rápida en niños que en adultos; los niños expuestos a los vapores mercúricos desarrollan la enfermedad llamada acrodinia, o “enfermedad rosada”, que se manifiesta en severos calambres en las piernas, irritabilidad y dedos rosados y dolorosos, y a veces exfoliación de pies y manos (CENSOPAS, 2010).

3.2.2 Cianuración

La cianuración es un proceso que se aplica al tratamiento de las menas de oro, desde hace muchos años. Se basa en que el oro nativo, plata o distintas aleaciones entre estos, son solubles en soluciones cianuradas alcalinas diluidas, regidas por la siguiente ecuación:



Esta fórmula es conocida como la ecuación de ELSNER. Elsner lideró la evaluación del papel del oxígeno en la disolución del oro mediante soluciones de cianuro. La “Ecuación de Elsner”, que describe la extracción del oro del mineral mediante el cianuro, se conoció en 1846. Las patentes formalizadas por McArthur y los hermanos Forrest en 1887 y 1888 efectivamente establecieron el proceso vigente de

cianuración, el uso de la disolución del cianuro y la precipitación por medio del zinc. Sin embargo, existían patentes anteriores en los Estados Unidos relacionadas con la lixiviación con cianuro (Rae en 1869) y la recuperación a partir de soluciones cloradas utilizando carbón vegetal (Davis en 1880). La primera planta de cianuración a escala comercial comenzó a funcionar en la Mina Crown en Nueva Zelanda en 1889, y hacia 1904 los procesos de cianuración también estaban en marcha en Sudáfrica, Australia, Estados Unidos, México y Francia. Por consiguiente, a comienzos de siglo, el uso del cianuro para extraer oro de mineral de baja ley ya era una tecnología metalúrgica plenamente establecida. Las principales variantes de lixiviación son: lixiviación por agitación y lixiviación por percolación. Ver en el ANEXO N° 2, los Diagramas de *Pourbaix* esbozados por el programa termodinámico *HSC Chemistry 5.0*, donde se muestran las especies ricas en oro, plata y cobre respectivamente, que coexisten en la zona de estabilidad del agua, así como en zonas oxidantes y reductoras.

a) Lixiviación por agitación:

La mena molida a tamaños menores a las 150 mallas (aproximadamente tamaños menores a los 105 μm), es agitada con solución cianurada por tiempos que van desde las 6 hasta las 72 horas. La concentración de la solución cianurada está en el rango de 200 a 800 ppm (partes por millón equivale a gramos de cianuro por metro cúbico de solución). En la Figura N° 10 se puede observar este proceso.

El pH debe ser alto, entre 10 y 11, para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis (generación de gas cianhídrico, CNH, altamente venenoso) y para neutralizar los componentes ácidos de la mena. Para evitar lo anterior se usa cal, para mantener el pH alcalino.

La velocidad de disolución del oro nativo depende entre otros factores, del tamaño de la partícula, grado de liberación, contenido de plata, etc.

Es práctica común, remover el oro grueso (partículas de tamaño mayores a 150 mallas o 0,105 mm), tanto como sea posible, mediante concentración gravitacional

antes de la cianuración, de manera de evitar la segregación y pérdida del mismo en varias partes del circuito.

Es de suma importancia, aparte de determinar la naturaleza de los minerales de oro, poder identificar la mineralogía de la ganga, ya que esta puede determinar la efectividad o no de la cianuración. Esto porque algunos minerales de la ganga pueden reaccionar con el cianuro o con el oxígeno, restando de esa manera la presencia de reactivos necesaria para llevar adelante la solubilización del oro.

Se realizan ensayos a escala de laboratorio, con el objeto de determinar las condiciones óptimas para el tratamiento económico y eficiente de la mena.

Las variables a determinar son las siguientes:

- ✓ Consumo de cianuro por tonelada de mineral tratado.
- ✓ Consumo de cal por tonelada de mineral tratado.
- ✓ Optimo grado de molienda.
- ✓ Tiempo de contacto, ya sea en la lixiviación por agitación como en la lixiviación por percolación.
- ✓ Concentración más conveniente del cianuro en la solución.
- ✓ Dilución más adecuada de la pulpa.



Figura N° 10: Lixiviación por agitación

b) Lixiviación por percolación y en pilas

La cianuración en pilas es un método que ya se está aplicando con regularidad en varios yacimientos a nivel mundial, para procesar minerales de oro y plata de baja ley, se aplica también en yacimientos del tipo hidrotermal en la zona oxidada, es decir vetas de alta pero de volumen pequeño, generalmente explotados por la pequeña minería.

La cianuración en pilas es una lixiviación por percolación del mineral acopiado sobre una superficie preparada para coleccionar las soluciones.

Este método es bastante antiguo y se utilizaba para lixiviar minerales de cobre y uranio. Si bien este método fue concebido para explotar grandes depósitos de oro de baja ley, se usa también para depósitos de pequeño volumen y de alta ley, debido a sus bajos costos de capital y operación. Su flexibilidad operativa permite abarcar tratamientos que pueden durar semanas, meses y hasta años dependiendo del tamaño del mineral con que se está trabajando.

El mineral fracturado se coloca sobre un piso impermeable formando una pila de una cierta altura sobre la que se esparce una solución de cianuro diluida, la que percola a través del lecho disolviendo los metales preciosos finamente diseminados en la mena.

La solución enriquecida de oro y plata se colecciona sobre el piso impermeable, dispuesto en forma ligeramente inclinada que hace que fluya hacia la pileta de almacenamiento, desde ahí se alimenta al circuito de recuperación.

Este circuito de recuperación de oro y plata, desde las soluciones cianuradas diluidas las que contienen los metales nobles en solución, puede ser de dos tipos preferentemente:

✓ Precipitación con Carbón activado

Cementación de oro con Zinc

En la Figura 11, se puede observar un circuito completo del proceso de recuperación de oro empleando Lixiviación en Pilas.

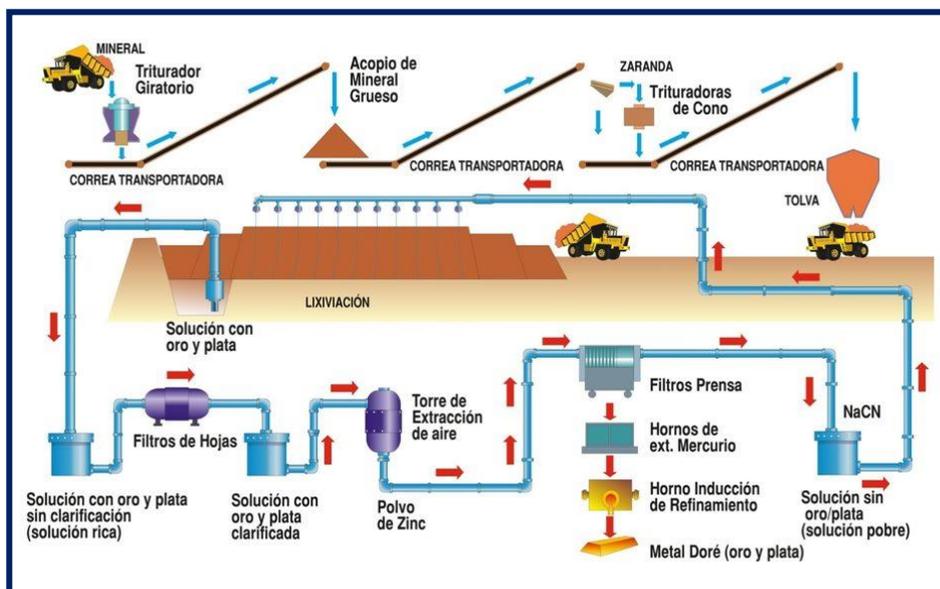


Figura N° 11: Lixiviación por percolación y en pilas

3.2.2.1 Impacto ambiental asociado a la cianuración

Aunque las preocupaciones ambientales por el uso del cianuro en minería se han hecho más públicas sólo en los últimos años, realmente existe una larga historia sobre el uso del cianuro en procesos metalúrgicos y otros procesos en todo el mundo.

Después de haber extraído el oro por medio de procesos hidrometalúrgicos, pueden estar presentes tres tipos principales de compuestos de cianuro en los efluentes residuales o en las soluciones de los procesos: cianuro libre, cianuro débilmente complejado y cianuro fuertemente complejado. Juntos, los tres compuestos de cianuro constituyen el “cianuro total”. Al conocer la química de estos tres tipos de cianuro se puede comprender su comportamiento respecto a la seguridad y al ambiente.

Cianuro libre: “Cianuro libre” es el término utilizado para describir tanto el ión de cianuro (CN^-) que se disuelve en el agua del proceso como cualquier cianuro de hidrógeno (HCN) que se forma en la solución. Las briquetas sólidas de cianuro de sodio se disuelven en el agua para formar el ión de sodio y el anión de cianuro (CN^-).

El anión de cianuro se combina luego con el ion de hidrógeno para formar HCN molecular. La concentración del ion de hidrógeno en el agua del proceso se expresa mediante el conocido parámetro pH. Casi todo el cianuro libre está presente como HCN cuando hay abundantes iones de hidrógeno presentes, es decir, a un valor de pH de 8 o menos. Este HCN, entonces, puede volatilizarse y dispersarse en el aire. Cuando el pH es superior a 10,5, hay pocos iones de hidrógeno presentes y casi todo el cianuro libre está presente como CN^- . En condiciones normales de temperatura y presión, las concentraciones de HCN y CN^- son iguales a un valor de pH de aproximadamente 9,4.

Estas formas de cianuro libre son importantes porque se consideran como los cianuros más tóxicos. Sin embargo, también son las formas que se eliminan más fácilmente de las soluciones mediante elaborados procesos de tratamiento y mecanismos naturales de atenuación.

Los procesos biológicos, químicos y físicos que afectan a las concentraciones de cianuro en el agua, el suelo y el aire han sido extensamente estudiados durante las dos décadas pasadas, de modo que su comportamiento en el ambiente es bien conocido.

Una de las reacciones más importantes que afectan a la concentración de cianuro libre es la volatilización de HCN, que, al igual que la mayoría de los gases, se separa del agua y escapa al aire. El cianuro libre no es persistente en la mayoría de las aguas superficiales porque el pH de dichas aguas generalmente es de 8, de modo que el HCN se volatiliza y dispersa. La volatilidad del cianuro de hidrógeno y su posterior transformación en compuestos benignos en el aire son importantes porque actúan como un mecanismo natural que controla las concentraciones de cianuro libre en los efluentes residuales y de los procesos en las minas.

Los procesos naturales pueden reducir por sí solos a valores muy bajos la concentración de cianuro libre de las soluciones en lugares al aire libre en las instalaciones de producción de oro, tales como estanques para procesamiento y

depósitos de relaves, a menudo a niveles por debajo de lo establecido en los reglamentos o incluso por debajo de los límites de detección.

Sin embargo, en la planta de extracción de oro, los operadores mantienen el pH de la solución a valores cercanos a 10,5 con el fin de impedir la volatilización. Esto preserva el cianuro en el sistema de extracción de oro, donde es necesario y, al mismo tiempo, limita el riesgo de inhalación por parte de los trabajadores de altas concentraciones de HCN gaseoso en un espacio cerrado.

Complejos de cianuro: Aunque las soluciones que contienen cianuro se utilizan en minería porque reaccionan con el oro, también reaccionan con otros metales. El mineral aurífero casi siempre contiene otros metales, entre ellos hierro, cobre, zinc, níquel y plata, así como otros elementos, como el arsénico. En la mayoría de los cuerpos mineralizados, las concentraciones de otros metales típicamente son mayores que la concentración de oro en varios órdenes de magnitud. Por ejemplo, un mineral aurífero de baja ley apropiado para lixiviación con cianuro podría contener 0,5 a 1 gramo de oro por tonelada (0,5 a 1 parte por millón [ppm] de oro); por el contrario, la concentración de hierro de las rocas cristalinas promedio es de aproximadamente 3,5% (35,000 ppm). Los metales como el cobre, el zinc y el níquel pueden estar presentes en concentración es que varían entre decenas y miles de partes por millón. Los análisis químicos de las soluciones utilizadas en los procesos y en los efluentes residuales derivados del procesamiento indican que la mayor parte del cianuro en solución está químicamente ligado a metales distintos de las pequeñas cantidades de oro o plata.

Cuando los elementos químicos se combinan en una solución para formar especies solubles, los químicos se refieren a ellas como “complejos”. Existe una amplia gama de interacciones químicas y físicas entre los componentes de los complejos. Algunos complejos son muy estables, mientras que otros se destruyen fácilmente. Los químicos analíticos pueden definir la estabilidad relativa de los complejos de cianuro de diferentes metales con gran precisión. La evaluación de la cantidad y los tipos de cianuro es importante para todos los aspectos del uso del cianuro. Es particularmente importante poder distinguir tanto con exactitud como con precisión entre los distintos

compuestos de cianuro para asegurar la elección de una metodología eficaz de toxificación.

Complejos débiles y fuertes de cianuro: convencionalmente, los químicos en cianuro distinguen entre los complejos “débiles” y “fuertes” de cianuro. Los complejos débiles de cianuro, con frecuencia denominados cianuros “disociables en ácidos débiles” o cianuros DAD (WAD), pueden disociarse en solución y producir concentraciones ambientalmente significativas de cianuro libre. Los complejos débiles incluyen complejos de cianuro de cadmio, cobre, níquel, plata y zinc.

El grado al cual se disocian estos complejos depende en gran medida del pH de la solución. Por otra parte, los complejos fuertes de cianuro se degradan mucho más lentamente que el cianuro DAD en condiciones químicas y físicas normales. Los complejos de cianuro con oro, cobalto y hierro son fuertes y estables en solución. Esta estabilidad del complejo oro-cianuro es un factor clave en el uso del cianuro para la extracción del oro del mineral. Una vez que el oro entra a la solución ligado al cianuro, permanece complejado con el cianuro hasta que las condiciones del proceso se cambian con el fin de removerlo de la solución. El cobalto está presente únicamente en trazas, pero el hierro está virtualmente presente en todos los materiales geológicos. Para la mayoría de las situaciones mineras, los complejos fuertes de cianuro son predominantemente cianuros de hierro.

La velocidad a la cual los complejos se disocian y liberan cianuro libre en la solución depende de varios factores, entre ellos, la concentración inicial del complejo de cianuro, la temperatura, el pH de la solución y la intensidad de la luz, especialmente de la radiación ultravioleta.

Una vez que se ha recuperado el oro, la solución queda desprovista de oro pero sigue conteniendo cianuro. El proceso que disminuye la concentración de cianuro en solución, ya sea en el ambiente natural o en instalaciones creadas a tal fin, se denomina “atenuación”. La volatilización de HCN, que reduce la concentración de cianuro libre en solución, es el principal proceso de atenuación natural. Durante las dos décadas pasadas, las industrias química y minera lograron grandes avances en la

manipulación de soluciones residuales de cianuro para que no perjudiquen a la salud pública ni al ambiente. Se utilizan dos tecnologías, con frecuencia en forma combinada: tratamiento y reciclado.

Tratamiento y reutilización de soluciones de cianuro

Tratamiento: Se emplean cuatro formas generales de tratamiento de la solución de cianuro:

- ✓ Degradación natural
- ✓ Oxidación química
- ✓ Precipitación
- ✓ Biodegradación

Además, existen varias tecnologías que permiten la reutilización del cianuro mediante el reciclado.

a) Degradación natural: el principal mecanismo de degradación natural es la volatilización con posteriores transformaciones atmosféricas a sustancias químicas menos tóxicas.

Otros factores como la oxidación biológica, la precipitación y los efectos de la luz solar también contribuyen a la degradación del cianuro.

Las especies de cianuro pueden ser adsorbidas sobre las superficies de los minerales o del desecho de carbono orgánico en los suelos del terraplén de un estanque, en un recubrimiento de arcilla o a lo largo de una vía de agua subterránea. En los suelos, las bacterias asimilan el cianuro mediante diversas reacciones aeróbicas y anaeróbicas. En algunos casos, la combinación de estos procesos de degradación natural son suficientes para satisfacer los requisitos que reglamentan la descarga de soluciones que contienen cianuro.

En los depósitos de relaves, la gran superficie permite la descomposición del cianuro DAD. Hay situaciones típicas en la cual la mitad del cianuro total (CNT) se degrada naturalmente en menos de tres semanas a partir de la concentración inicial de 20 mg/L. El CNT desaparece casi completamente en aproximadamente 100 días.

Las velocidades reales de degradación deben determinarse mediante ensayos basados en la especificidad del emplazamiento y empleando condiciones que limiten, tanto como sea posible, los tipos de soluciones y los procesos naturales que probablemente ocurran en ese lugar.

b) Oxidación química: los procesos de oxidación química para el tratamiento del cianuro incluyen el proceso con SO_2/Aire (desarrollado por la compañía minera canadiense INCO) y el proceso de tratamiento con H_2O_2 (peróxido de hidrógeno) (iniciado por Degussa). Una alternativa de oxidación química más antigua, el Proceso de Cloración Alcalina, se utiliza rara vez en la industria minera en la actualidad.

En el proceso con SO_2/Aire , el cianuro libre y el cianuro DAD se oxidan y el cianuro de hierro se precipita como un sólido insoluble. El proceso puede aplicarse a soluciones con lodos y la reacción es rápida. Las posibles limitaciones son la necesidad de obtener una licencia para utilizar el proceso, el costo de construcción de una planta procesadora, la necesidad de realizar ensayos empíricos para optimizar el sistema y la incapacidad del proceso para oxidar subproductos intermedios del cianuro.

El peróxido de hidrógeno, un potente oxidante, oxida el cianuro libre y el cianuro DAD y los convierte en amonio y carbonato. Los cianuros de hierro no se oxidan mediante el peróxido, pero precipitan como sólidos insolubles y estables. Algunas veces es necesario añadir sustancias químicas para controlar la concentración de cobre en las soluciones con el fin de cumplir con las normas ambientales. El sistema con peróxido no se adapta bien al tratamiento de lodos debido a los irregulares requerimientos de peróxido de hidrógeno cuando hay sólidos presentes.

Ambos métodos de oxidación química son capaces de producir concentraciones residuales de cianuro que pueden satisfacer exigentes normas de descarga. Ambos procesos exigen la realización de pruebas en muestras representativas de materiales específicos al sitio antes del diseño final de la planta. El ácido de Caro, que combina ácido sulfúrico con peróxido de hidrógeno para formar H_2SO_5 , también se emplea como agente oxidante para descomponer el cianuro en solución.

- c) Precipitación:** la precipitación de cianuros estables se puede obtener mediante el agregado deliberado de complejantes tales como el hierro. Esto reduce la concentración de cianuro libre y también es eficaz para controlar los elevados niveles de otros metales que pueden estar presentes. Los cianuros de hierro pueden reaccionar con otras sustancias químicas en solución y producir precipitados sólidos, que pueden contener una docena de sales insolubles de cianuro, removiendo de esta manera el cianuro de la solución. Parte del cianuro de las soluciones de los procesos reaccionará con otros componentes químicos que se encuentren dentro del sistema y formarán concentraciones mucho menos tóxicas de compuestos tales como el amoníaco, el nitrato y el dióxido de carbono.
- d) Biodegradación:** La biodegradación del cianuro es la base de los sistemas de tratamiento de los efluentes residuales industriales, como los utilizados por *Homestake Mining Company* en los Estados Unidos *ICI Bioproducts* en el Reino Unido. Durante más de una década, se ha empleado un proceso biológico para tratar el cianuro en la Mina *Homestake* en *Lead*, Dakota del Sur, con el fin de satisfacer los criterios ambientales de descarga. Las condiciones aeróbicas son mucho más favorables para la degradación del cianuro que las condiciones anaeróbicas, aunque los organismos anaeróbicos pueden ser eficaces para tratar el cianuro en concentraciones de hasta varios miligramos por litro. Se han creado tanto sistemas activos como sistemas pasivos de tratamiento biológico; estos sistemas remueven el cianuro empleando microorganismos aeróbicos o anaeróbicos.

Las ventajas del proceso de tratamiento biológico son su diseño simple y el control del proceso operativo, los bajos costos de las sustancias químicas y la capacidad para tratar todas las formas del cianuro y sus subproductos. Las posibles limitaciones de los sistemas de tratamiento biológico son su reducido rendimiento con temperaturas frías y con concentraciones muy altas de cianuro.

Reciclado: Aunque las tecnologías para el manejo del cianuro se han centrado en la destrucción del cianuro en sistemas de paso único, es posible recuperar y reutilizar el cianuro, y de este modo reducir al mínimo la cantidad total de cianuro utilizado y

disminuir los costos operativos para algunas minas. El reciclado reduce las concentraciones de cianuro en las soluciones residuales y disminuye el costo de la destrucción del cianuro.

La recuperación y el reciclado de cianuro se utilizan desde la década de 1930, especialmente en *Flin Flon* (Manitoba, Canadá), Pachuca (Hidalgo, México) y *Golconda Minerals* (Tasmania, Australia). El proceso básico abarca tres pasos: control de pH, volatilización en condiciones muy controladas y captura del cianuro que se ha liberado. Los recientes avances de la ingeniería han convertido este proceso en una posibilidad mucho más atractiva que en el pasado y la recuperación del cianuro ha sido adaptada en la última década al tratamiento de lodos en un proceso comercial patentado denominado *Cyanisorb*.

El proceso se está aplicando en la Mina *Golden Cross* (Waikato, Nueva Zelanda) y en la Mina *Delamar Silver* (Idaho, EE.UU.). Recientemente se han abierto dos plantas más de *Cyanisorb* en Brasil y Argentina.

Las investigaciones sobre la recuperación del cianuro continúan. Una de ellas es la prueba de un tratamiento que separa los complejos de cianuro de las soluciones y los absorbe en perlas de resina de poliestireno denominadas *Vitrokele* (el proceso *Cyanosave*). La modificación de este proceso puede aplicarse a las soluciones o a los lodos y se puede recuperar tanto el cianuro como los metales. El cianuro recuperado se recicla luego para utilizarlo en la planta de recuperación de oro. Aunque ha habido pruebas exitosas del proceso en minas de Canadá, Australia y los Estados Unidos, todavía no existe ninguna planta comercial y la investigación continúa.

3.2.2.2 Toxicología asociada al cianuro

El cianuro es un veneno de acción rápida capaz de matar a una persona en cuestión de minutos si está expuesta a una dosis suficientemente elevada. Los seres humanos pueden estar expuestos al cianuro mediante inhalación, ingestión o absorción a través de la piel. El cianuro impide a las células utilizar el oxígeno, lo cual causa hipoxia de los tejidos y “cianosis” (coloración azulada de la piel). El sistema respiratorio deja de nutrir a las células con oxígeno, un estado que, si no se trata, causa respiración rápida

y profunda seguida por convulsiones, pérdida del conocimiento y asfixia. El antídoto más común es el nitrito de amilo, que puede administrarse en forma oral o por inyección.

Aunque hay muchas fuentes diarias de exposición al cianuro (escapes de los automóviles, humo de trabajo, incendios), el cianuro no se acumula en los tejidos porque el cuerpo transforma esas pequeñas cantidades en un compuesto menos tóxico llamado tiocianato, que luego se excreta. No se conocen casos que el cianuro cause cáncer o defectos congénitos o que pueda tener efectos adversos sobre la reproducción.

La forma más tóxica del cianuro es el HCN gaseoso. La Conferencia Norteamericana de Higienistas Industriales Gubernamentales (ACGIH) establece el límite de umbral tope de HCN en 4,7 ppm. En concentraciones de 20 a 40 ppm de HCN en el aire, se puede observar cierto malestar respiratorio después de varias horas. La muerte ocurre en pocos minutos con concentraciones de HCN por encima de aproximadamente 250 ppm en el aire.

Para el cianuro libre, la dosis letal en humanos por ingestión o inhalación varía entre 50 y 200 mg (1 a 3 mg de cianuro libre por kg de masa corporal). La dosis letal por absorción dérmica es considerablemente mayor, alrededor de 100 mg por kg. de peso corporal.

Los trabajadores deben usar protección respiratoria contra los posibles peligros a través del aire. La capacitación para la colocación, uso y prueba de dicho equipo se incorpora a los procedimientos de la compañía relacionados con la salud y la seguridad. La mayoría de las modernas operaciones mineras tienen detectores o monitores de HCN gaseoso que hacen sonar alarmas en áreas cerradas donde pueda haber HCN gaseoso. La mayoría de los seres humanos pueden detectar el olor del cianuro de hidrógeno gaseoso (olor a almendra amarga) en concentraciones inferiores a las que pueden resultar peligrosas para su salud.

Son las formas disociables ácidas débiles (DAD) del cianuro las que se consideran como las más “significativas toxicológicamente”. Estudios de laboratorio y de campo

han demostrado que incluso las especies acuáticas, como la trucha, pueden tolerar bajos niveles de cianuro DAD. Muchos permisos de descarga y estándares normativos se basan en el cianuro DAD. Además, se han promulgado estándares para sitios específicos para el cianuro DAD utilizado en operaciones mineras en jurisdicciones como los Estados Unidos y Nueva Zelanda.

3.3 Tecnologías Limpias aplicadas a la recuperación de oro

Las Naciones Unidas definen a la producción más limpia- PML como “la continua aplicación de una estrategia ambiental preventiva e integrada, aplicada a procesos, productos y servicios para mejorar la eficiencia y reducir los riesgos a los humanos y al ambiente”.

La producción más limpia - PML es una herramienta para el desarrollo sostenible, su fin es el de implementar prácticas de producción que conduzca a la armonía entre el hombre y la naturaleza.

La producción más limpia describe un acercamiento preventivo a la gestión ambiental, es un amplio término que abarca lo que algunos países/instituciones denominan ecoeficiencia, minimización de residuos, prevención de la contaminación, o productividad verde. Por tal razón no debe ser considerada solamente como una estrategia ambiental, está relacionada también con beneficios económicos; es una estrategia que además de proteger el medioambiente, beneficia al consumidor y al trabajador mientras que mejora la eficiencia industrial, los beneficios y la productividad.

Los objetivos de producción más limpia son entre otros:

- ✓ Aumentar la eficiencia operativa de los equipos y hacer uso racional de la energía.
- ✓ Prevenir, evitar, corregir y mitigar cargas contaminantes y disminuir riesgos
- ✓ Minimizar costos y lograr el máximo beneficio económico del material extraído mediante optimización del proceso.
- ✓ Optimizar los recursos naturales y las materias primas, minimizando o eliminando residuos o aprovechando estos para crear subproductos.

- ✓ Involucrar a la comunidad para mejorar las condiciones de seguridad industrial y salud laboral.
- ✓ Mejorar la calidad de los productos y de la imagen de la empresa ante clientes, proveedores, socios, comunidad, entidades financieras y otras partes interesadas.

Si los mineros aplican acciones y procesos productivos con producción más limpia encaminados a un mejoramiento continuo, mediante el control y el uso racional de las materias primas y la energía, el mejor manejo o eliminación de algunas materias tóxicas, la reducción de la cantidad de las emisiones contaminantes y los desechos, se verán compensados no sólo con el incremento de su producción sino también con el aumento de sus ingresos, lo que les permitiría mejorar la calidad de vida y la comunidad se beneficiará con mejores condiciones del medio ambiente.

La minería a pequeña escala y artesanal utilizan mercurio más por costumbre o por la forma de organización de los mineros que por la necesidad real de los procesos. La búsqueda de una solución integrada del proceso es difícil, si consideramos que existe un dueño del amalgamado y otro del relave, así como muchas otras situaciones.

Para lograr una solución integral no solo es necesario exponer una tecnología más limpia sino la aplicación de métodos nuevos y cambio de las prácticas. Por ejemplo la “gravimetría” en la minería artesanal se torna eficiente para producir preconcentrados.

3.3.1 Producción más limpia en la concentración gravimétrica

La concentración gravimétrica es una manera sencilla, de alta capacidad, de bajo costo y de una eficacia razonable, para separar minerales pesados valiosos de la carga bruta, lo cual explica su extenso uso en la minería aurífera.

La concentración gravimétrica se lleva directamente en el canalón o cuando se tiene alguna tecnificación, mediante una mesa y/o en un concentrador centrífugo donde en muchos casos se lleva a cabo el proceso de amalgamación con un control de la cantidad de mercurio utilizado y del tratamiento y depositación final de las colas resultado de estos procesos.

3.3.1.1 Uso del separador o elutriador

Una tecnología que permite recuperar eficientemente la amalgama del concentrado es el hidroseparador (o elutriador), el cual permite separar amalgama de arenas negras y piritas después de la amalgamación del oro en un proceso rápido y seguro, no necesita motor pero si agua a presión y por lo menos a 5 m de altura además es de bajo costo. En la Figura N° 12 se muestra un hidroseparador.



Figura N° 12: Hidroseparador o elutriador.

El hidroseparador utiliza una columna de agua de flujo ascendente en contracorriente para separar las partículas por su diferente peso específico; piritas o arenas negras son elevadas, expulsadas por el borde del embudo de separación y recolectadas en el cuello de recepción, mientras que la amalgama, el mercurio y eventualmente, el oro libre se hunden.

3.3.1.2 Uso de las mesas concentradoras

Las mesas concentradoras son aparatos de concentración gravimétrica con flujo laminar sobre una superficie inclinada. La mesa con movimiento longitudinal vibratorio (ver mesa vibradora en la Figura N° 13) está muy difundida principalmente en la minería del estaño, wolframio y oro. En la minería aurífera se usan especialmente los tipos Wilfley, Deister y Holman. Las diferencias entre unas y otras son mínimas, principalmente en el mecanismo del cabezal, la geometría del tablero y el tipo de enrielado



Figura N° 13: Mesa concentradora Wilfley

Las mesas vibradoras permiten una amplia variación en sus parámetros operativos y, de esta forma, se pueden adaptar al material de alimentación correspondiente.

Debido a que el proceso de concentración se lleva a cabo a simple vista sobre la tabla de la mesa, cualquier cambio en los parámetros inclinación longitudinal y transversal, cantidad de agua, entre otros resulta en cambios en el comportamiento del material, que pueden ser visualizados inmediatamente.

Las mesas vibratorias tienen las siguientes ventajas:

- ✓ Descarga continua de productos
- ✓ Permite obtener toda una gama de productos (concentrados, mixtos, colas)
- ✓ Comportamiento visible del material sobre el tablero
- ✓ Gran flexibilidad
- ✓ Manejo y supervisión relativamente simple
- ✓ Posibilidad de recuperar valiosos minerales acompañantes
- ✓ Buena recuperación y un alto índice de enriquecimiento, aún en el mineral fino
- ✓ Poco uso de agua y energía

Pero presentan algunos inconvenientes:

- ✓ Requiere atención continua
- ✓ Peligro de robo de concentrado rico

Se pueden usar las mesas en el mineral aurífero filoniano (vetas), para la recuperación de oro fino liberado y muchas veces de piritas/sulfuros auríferas como subproducto comercial de la carga bruta o de concentrados obtenidos por otros equipos gravimétricos como canaletas o/y espirales.

3.3.1.3 Uso del Jig

El Jig (Figura N° 14) permite separar los componentes de un mineral de acuerdo a su peso específico, en un medio acuoso que alterna la sedimentación libre y la sedimentación obstaculizada, gracias a la pulsación producida por diferentes mecanismos.

En el proceso primario el jig puede instalarse inmediatamente después del molino primario para recuperar el oro grueso, el oro laminar o esponjoso y los sulfuros gruesos liberados para impedir su retorno innecesario al molino en un circuito cerrado, evitando una mayor laminación del oro y la sobremolienda de los sulfuros.

El Jig tiene las siguientes ventajas:

- ✓ Versátil, se puede adecuar a todo tipo de materiales
- ✓ Recupera oro y sulfuros auríferos
- ✓ No necesita energía eléctrica
- ✓ Eficaz para oro laminado
- ✓ Produce un concentrado rico
- ✓ Descarga continua de producto

El Jig requiere sin embargo de personal experimentado y no recupera oro muy fino.

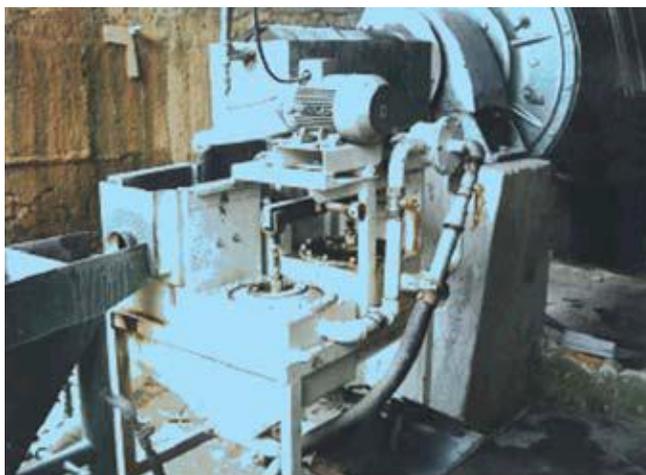


Figura N° 14: Concentrador Jig

3.3.1.4 Uso de concentradores centrífugos

Todos los concentradores centrífugos operan con el mismo principio: básicamente un recipiente que rota efectúa la separación gravitacional de la carga en un campo centrífugo, los diferentes tipos difieren en su diseño técnico y los más conocidos son los Knelson y Falcón (Figura N° 15) y algunos brasileños y otros de fabricación local. Concentradores centrífugos son insuperables para la recuperación de oro muy fino y laminado.

Con las centrífugas se pueden lograr altos factores de enriquecimiento, permitiendo que se funda el concentrado directamente y en circuitos de molienda, los concentradores centrífugos son utilizados efectivamente para recuperar el oro liberado los cuales trabajan perfectamente para el oro fino de colas de otros equipos gravimétricos. Con los concentradores centrífugos se obtiene:

- ✓ Buena recuperación de oro fino/ultrafino y laminado
- ✓ Alto grado de enriquecimiento
- ✓ Seguridad contra robo

Pero estos equipos tienen las siguientes limitantes:

- ✓ Requiere de agua limpia y de presión constante
- ✓ El equipo relativamente costoso
- ✓ Tienen mala recuperación de sulfuros auríferos

✓ Requiere de alimentación bien clasificada

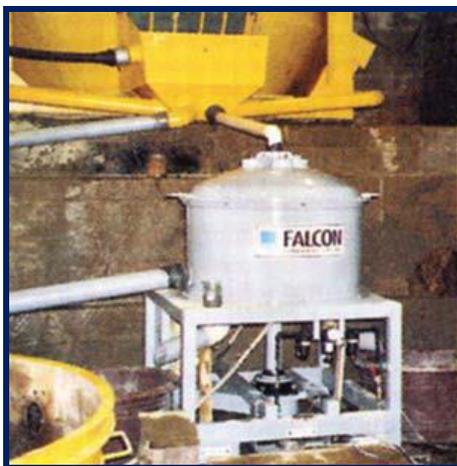


Figura N° 15: Concentrador centrífuga Falcón

En la Figura 16 se muestra un esquema general de la correlación existente entre los insumos y productos generados en procesos convencionales de recuperación de oro.

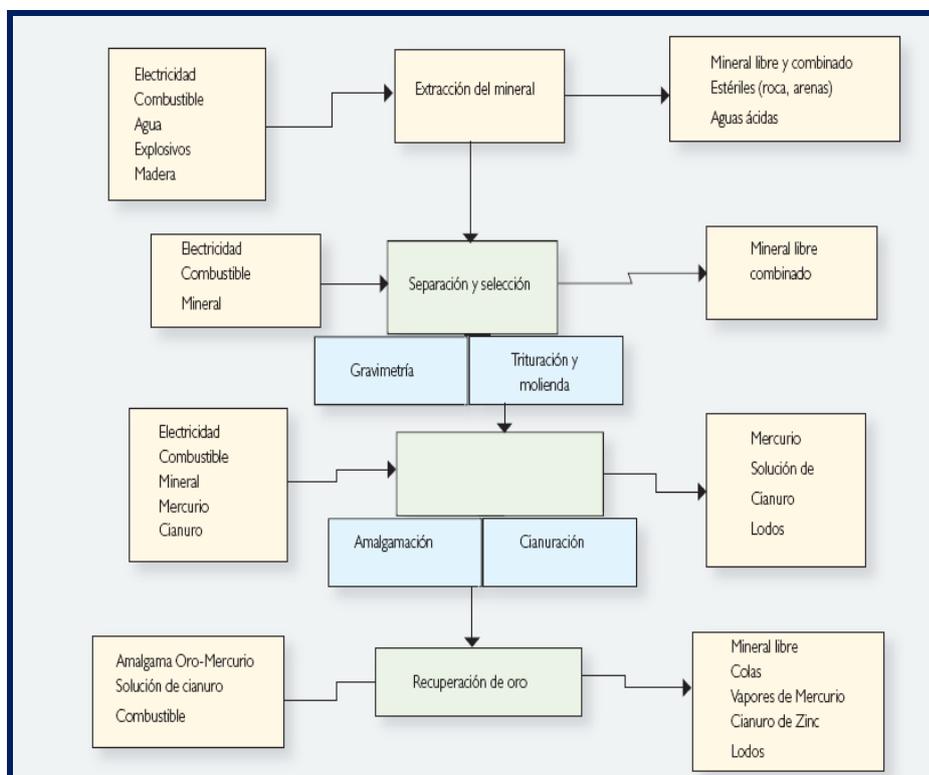


Figura N° 16: Esquema general de insumos y productos generados en procesos convencionales de recuperación de oro

3.3.1.5 Método alternativo para una minera aurífera más limpia

A partir de lo expuesto, es tacito plantear la combinación de métodos de concentración gravimétrica eficiente con la cianuración de concentrados (tecnología nueva) tiene tres bases:

- ✓ Una molienda adecuada, menos fina que para cianuración directa, de acuerdo a las características del material (resultando en enormes ahorros en costos)
- ✓ Utilización de procesos gravimétricos eficientes (generalmente espirales o/y concentradores centrífugos) para producir un preconcentrado para los siguientes procesos
- ✓ Una molienda fina del preconcentrado (normalmente 10-20% del material bruto) para luego cianurarlo por agitación (que resulta en ahorro alto en costos de reactivos como cianuro de sodio, etc.)

Como se sabe, la combinación de procesos gravimétricos con cianuración es perfectamente apropiado tanto en la minería industrial como en la minería artesanal, lo que significa mejorar los procesos gravimétricos para producir un concentrado con alta recuperación. En una segunda etapa de concentración gravimétrica se recupera de este concentrado el oro libre grueso (fundición directa) y el resto del concentrado se lixivia con cianuro (agitación), después de moler más fino y donde no se hace necesario amalgamar el mineral aurífero.

Este proceso tiene las siguientes ventajas:

- ✓ No existe uso del mercurio (menos costos, menos problemas de salud y medio ambiente).
- ✓ La cantidad de material para lixiviación con cianuro es disminuida
- ✓ El proceso de lixiviación es más fácil y más eficiente (menos colas contaminadas, mejor recuperación, menos costos para cianuro y cal)
- ✓ Menor cantidad por moler fino sólo una pequeña parte del material, los costos de molienda son reducidos (energía, desgaste)

- ✓ La posibilidad de tratar (neutralizar) la pequeña cantidad de colas de cianuración es mejorada.

Vale la pena destacar que es necesario hacer un análisis general del proceso de extracción y beneficio con el fin de identificar y priorizar cuales se requieren desde el punto de vista técnico, ambiental, económico y social. En esta perspectiva se tiene que hacer referencia a la siguiente información citada:

- ✓ Eficiencia energética
- ✓ Costos de extracción y de beneficio del mineral
- ✓ Determinación de puestos de trabajo y personas involucradas en el proceso
- ✓ Identificación y valoración de factores de riesgo y elementos peligrosos entre ellos la generación de residuos
- ✓ Establecer un esquema de diagrama de flujo y un balance de masas estándar para los distintos tipos de explotación y beneficio de los minerales

3.3.1.5.1 Hipótesis

No existe planta modelo para la recuperación de oro de la pequeña minería con tecnología limpia y minimización de los impuestos ambientales en la zona de influencia Secocha, Misky y Yanaquihua.

3.3.1.5.2 Contraste de hipótesis

Este proyecto de proposición de un o más modelos de planta piloto para recuperación del oro de la pequeña minería con tecnología limpia y minimización de los impactos ambientales, aportará soporte técnico mediante las vías concentración gravimétrica Falcón combinadas con cianuración y flotación.

CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

4.1 Pruebas evaluativas

Fueron realizadas pruebas evaluativas o de reconocimiento, para determinar el nivel de contaminación de la zona de influencia directa, tanto en aguas, suelos como sedimentos (análisis por diferentes metales), todo esto para compararlos con los contenidos metálicos restringidos por la disposición gubernamental (DS 010 2010 MINAM), donde se establecen los denominados Límites Máximos Permisibles-LMP, para la descarga de efluentes líquidos de actividades minero – metalúrgicas, entre ellos As, Cd, Cu, Pb, Hg, Zn Totales, Cromo hexavalente, etc. (Ver Tabla N° 10); así como análisis previos de oro y plata del mineral a tratarse o beneficiarse en cada una de las etapas del proyecto, como sigue.

4.1.1 Análisis de aguas, suelos y sedimentos

Se contaba con análisis previos de calidad de agua, suelos y sedimentos, para determinar contenidos metálicos de elementos, tales como: Hg, Al, Sb, As, Ba, Be, Bi, B, Cd, Ca, Co, Cu, Cr, Sn, Sr, P, Fe, Li, Mg, Mn, Mo, Ni, Ag, Pb, K, Se, Si, Na, Tl, Ti, V y Zn, según informes del Laboratorio CORPLAB del día 10 de julio del 2011.

El muestreo del agua tuvo lugar en la estación de muestreo Río Piño, situado en una localidad cercana de las operaciones mineras Secocha y Yanaquihua (márgenes del río Ocoña).

El muestreo de suelos y sedimentos fue realizado en la estación de muestreo Cerro La Veta. Estos están constituidos tanto por el análisis de solución o efluente líquido del quimbaleta y el material sólido de descarte consolidado en forma de sedimentos (relave del subproducto de amalgamación), tanto en Secocha como en Yanaquihua.

4.1.2 Análisis químicos del mineral

Los análisis por oro del mineral muestreado en la zona de influencia Secocha, Misky y Yanaquihua, así como de los concentrados y relaves de los procesos a los que fue

sometidos el mineral de cabeza o mineral fresco fueron realizados vía el método de ensayo a fuego para oro Newmont por gravimetría. Asimismo, los análisis correspondientes a la determinación de la plata fueron realizados por el método de ensayo a fuego vía absorción atómica. También se realizaron análisis de cobre y cobre soluble en las soluciones y rípios de cianuración, por el método de ensayo para determinación por absorción atómica (método de los cuatro ácidos).

Otros análisis exploratorios vía absorción atómica sirvieron para estimar trazas de: Al, As, Ba, Bi, Ca, Ce, Co, Cr, Cu, Fe, Ga, In, K, La, Li, Mg, Mn, Mo, Na, Ni, P, Pb, S, Sb, Se, Sn, Sr, Te, Ti, V y Zn.

Estos ensayos fueron tuvieron lugar en Laboratorio Analíticos del Sur (LAS) de Arequipa.

4.1.3 Muestreo y preparación de muestras

El mineral procedente de interior mina fue previamente escogido a mano (pallaqueado), a fin de obtener una ley de cabeza óptima, entre 33 - 100 g Au / TM y 18 - 418 ppm Ag. Las muestras procedentes de interior mina presentan una determinada característica mineralógica predominante (sulfuros y óxidos) como son detalladas en la Tabla N° 6.

Tabla N° 6: Pesos de mineral recepcionado en Secocha y Misky

Procedencia	Tipo de Mineral	Peso (kg)
Secocha	Sulfuros: (Calcopirita & Pirita)	23,5
Misky	Sulfuros: (Calcopirita & Pirita)	5,0
	Óxidos (Hematita y Goethita)	7,0
TOTAL		35,5

El muestreo y preparación de muestras, constituidos por mineral fresco se llevó a cabo mediante el método clásico de cono y cuarteo manual (toma de muestra en cuadrículas) y mecánico (cuarteador de Jones) para obtener muestras representativas, y así realizar las caracterizaciones químicas, microscópicas, físicas y las pruebas metalúrgicas, como se detalla en la Tabla N° 7.

Tabla N° 7: Descripción del uso del mineral preparado

Descripción del uso	Número de muestras	Peso de muestra (kg)	Peso Total de muestra (kg)
- Análisis químico, microscópico y determinaciones físicas	9	1	9
- Pruebas de molienda	1	10	10
- Pruebas metalúrgicas (concentración gravimétrica, cianuración y flotación)	3	5	15
TOTAL			34

4.1.4 Análisis microscópico

Este análisis fue realizado con la finalidad de identificar las especies mineralógicas, en dos tipos de equipos: Microscopio Óptico-MO y el Microscopio Electrónico de Barrido-MEB.

Las caracterizaciones microscópicas del mineral en estudio fueron estuvieron a cargo en la empresa Microscopía Electrónica y Aplicaciones en el Perú SAC, (MyAP), para tal fin se preparó una sección delgada y una pulida del mineral de la Veta 1 A, para ser observadas en el Microscopio Óptico marca *Leitz* con cámara fotográfica *ProgRes C10*, tanto en luz transmitida para la sección delgada (estudio petrográfico) y con luz reflejada para la sección pulida (estudio mineragráfico). Las muestras utilizadas fueron denominadas 1A y 2A, tal como se observa en la imagen de la Figura N° 17.



Figura N° 17: Muestras de mineral 1A y 2A y secciones delgada y pulida para análisis microscópico

Usando el Microscopio Electrónico de Barrido-MEB, marca FEI modelo QUANTA 200+EDX 4i (Energía de Rayos-Dispersiva) se estudiaron tanto la muestra pulida de la muestra 1A como pequeños fragmentos de la muestra 2 A, siendo la observación en el modo de bajo vacío (LV) ya que la muestra no ha sido tratada previamente para tornarla conductora.

La Figura N° 18, muestra los dos monitores del Quanta 200, en el primer monitor los cuatro cuadrantes (I, II, III y IV), mientras en el segundo, el espectro del EDS con los picos característicos de cada elemento en % de peso atómico (Wt%), que analiza 87 elementos simultáneamente desde el Boro hasta el Uranio. Estos resultados se dan también como óxidos.

LFD: DETECTOR DE ELECTRONES SECUNDARIOS (I)	SSD: DETECTOR DE ELECTRONES RETRO DISPERSADOS (II)
MIX = LFD + SSD (III)	CAMARA DIGITAL CD (IV)



Figura N° 18: Disposición visual de los resultados del equipo MEB Quanta 200

Las características técnicas del Quanta 200+EDX son:

Resolución:

- 3.5 nm @ 30 kV Modo de alto vacío
- 3.5 nm @ 30 kV Modo ESEM™
- 15 nm @ 3 kV Modo de bajo vacío

Magnificación:

- 7x a 1.000.000x Modo de alto vacío
- 7x a 1.000.000x Modo de bajo vacío

Voltaje de aceleración:

- 200V a 30 kV

Filamento:

- Filamento de Tungsteno

Máximo de emisión de corriente:

- 2 μ A

Tres modos: alto vacío (HV), bajo vacío (LV) y MODO AMBIENTAL (ESEM™)

Sistema de vacío:

- 1x 250 1/s TMP

Cámara de vacío:

- $<6 \text{ e}^{-4}$ a 2600 Pa ($<6 \text{ e}^{-6}$ a 26 mbar)

4.1.5 Determinaciones físicas

Las determinaciones físicas consistieron en: peso específico, gravedad específica (método de la fiola) o densidad real, densidad aparente (método de la probeta) y porosidad.

El mineral fresco sometido a caracterizaciones o determinaciones físicas fue reducido a 60%-200m, para el caso de la determinación de la gravedad y peso específico, mientras que en las demás caracterizaciones se utilizó el mineral fresco previamente chancado (alimento de la molienda) con una distribución granulométrica de 95,76% -2''.

4.1.5.1 Determinación de peso específico

Para estos efectos se tomaron los servicios de Laboratorios Analíticos del Sur de Arequipa.

4.1.5.2 Determinación de la gravedad específica

Para este propósito, se usó el método de la fiola, cuyo procedimiento constituía de pesar una fiola seca, luego, agregar el mineral seco y fino (60% -200m) en la fiola pesando el conjunto, después, verter agua a la fiola hasta del nivel del enrase,

agitando hasta que desaparezcan las burbujas para luego pesar el conjunto. Finalmente, se calculó la gravedad específica, según la formula (4.1).

$$\text{Gravedad Específica} = \frac{B - A}{V - (C - B)} \quad (4.1)$$

Donde:

V; Volumen de la fiola

A; Peso de la fiola seca

B; Peso de la fiola más mineral

C; Peso de la fiola mas agua

4.1.5.3 Cálculo de la densidad aparente y la porosidad

Para poder determinar la densidad aparente, se utilizó el método de la probeta y se procedió de la siguiente manera:

- ✓ Primero se pesó una probeta de 1000 cm³ de capacidad.
- ✓ Luego, se introducía la muestra de mineral hasta que enrase una marca de volumen determinado, se pesó este conjunto (muestra más probeta).
- ✓ Seguidamente, se midió el volumen de agua desplazado en la probeta entre los pesos inicial y final, cm³.

Finalmente, se calculó la densidad aparente, según la fórmula (4.2):

$$\text{Densidad Aparente} = \frac{(\text{peso de muestra} + \text{probeta}) - (\text{peso de probeta})}{\text{volumen de agua desplazado en la probeta}} \quad (4.2)$$

Adicionalmente, se calculó la porosidad del mineral, usando la fórmula (4.3) presentada a continuación.

$$\text{Porosidad} = \left(1 - \frac{\text{Densidad Aparente}}{\text{Densidad Real}}\right) \times 100 \quad (4.3)$$

4.1.5.4 Cálculo del criterio de concentración gravimétrica-CCG

Este procedimiento es usado como una primera aproximación a la eficiencia de un proceso gravimétrico y sirve para tener nociones de cómo separar minerales de marcadas diferencias en pesos específicos, desconsiderando el factor de forma o

esfericidad de las partículas que constituyen los minerales a concentrar. De acuerdo con Taggart, la separación de dos minerales en agua son regidas por la formula (4.4).

$$CCG = \left(\frac{\text{peso específico del mineral pesado} - 1}{\text{peso específico del mineral leve} - 1} \right) \quad (4.4)$$

Y cuyo valor tiene un significado en términos de eficiencia de la concentración gravimétrica, como se puede observar en la Tabla N° 8, (relación existente entre el criterio de concentración y la facilidad de hacer una separación gravimétrica).

Tabla N° 8: Significado del Criterio de Concentración Gravimétrica - CCG

Criterio de Concentración Gravimétrica-CCG	Significado Separación eficiente hasta
>2,5	74 μm
2,5-1,75	147 μm
1,75-1,50	1,4 mm (posible)
1,70-1,20	6 mm (posible)

4.2 Pruebas metalúrgicas

Las pruebas metalúrgicas previas a la implementación de la planta piloto de recuperación de oro de la pequeña minería, fueron realizadas en el Laboratorio Metalúrgico de la Escuela de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional San Agustín de Arequipa-UNSA, las cuales consistieron en: chancado-trituración, molienda, concentración gravimétrica: Falcon y Jig, cianuración en botellas y flotación.

Los equipos a usarse constan y tienen las siguientes especificaciones técnicas:

- ✓ Una chancadora primaria de mandíbulas de 5" x 6" DENVER de 0,73 m x 0,92 m x 1,5 m; con motor de 5 HP y 1735 RPM, *set* igual a 1", capacidad = 1,5 TM/h.
- ✓ Una chancadora secundaria de mandíbulas, de 3" x 4" de 0,53 m x 0,88 m x 1,25 m; con motor de 3HP y 1700 RPM, *set* de ¼".
- ✓ Un circuito de molienda, constituido por: (a) un molino de barras 12" x 24", cuyas dimensiones son: 0,75 m x 1,45 m x 1,10 m; con motor de 2 HP y 46 RPM

y (b) un molino de bolas 12'' x 24''; y dimensiones: 0,32 m x 0,93 m x 0,53 m; con motor de 1,5 HP y 85.

- ✓ Un circuito de flotación con sistema de accionamiento tipo ÁRBOL de 12,8 m de altura, cuyo motor tiene las siguientes especificaciones técnicas:

Marca : CENTURY
 Modelo : tipo araña
 Forma : g 48
 Potencia : 1/4 HP
 Frecuencia : 50/60 hz
 RPM : 1925 -1725
 Voltaje : 115-220 V
 Amperaje : 4,4-2,1A

Adicionalmente, se usó un molino estándar de Bond de 12''x12'' para las experiencias metalúrgicas de molienda, cuyo motor tiene las siguientes especificaciones técnicas:

Marca : DELCROSA S.A
 Tipo : NB 90 LG
 HP : 3,6
 RPM : 70
 Voltaje : 220/440 V
 Amperaje : 6,6/6,8 A
 Frecuencia : 60 Hz
 IP : 54
 Potencia Aislada : 2,7 KW

Mientras que las de un molino de bolas de laboratorio convencional, tiene las siguientes características técnicas:

Marca : DELCROSA S.A
 Tipo : NV 90 LG

HP	: 1,8
RPM	: 1,1
Voltaje	: 220/440 V
Amperaje	: 6,6/6,8 A
Frecuencia	: 60 Hz
Factor de Seguridad	: 2,7
Potencia Aislada	: 1 Kw

La distribución de la carga de bolas para el molino estándar de Bond de 12''x12'', se muestra en la Tabla N° 9.

Tabla N° 9: Distribución de carga de bolas en el molino estándar de Bond de 12''x12''

N° de bolas	Diámetro en pulg.
22	1 ½
37	1
61	¾
64	3/8
93	1/8
Total: 277 bolas	

La Figura N° 19, muestra la imagen del molino de Bond de 12'' x 12''.



Figura N° 19: Molino de bolas estándar de Bond de 12'' x 12''

Un circuito de concentradores centrífugos Falcón, con dos motores: (a) superior: 0,4 HP de potencia instalada y un cilindro de 0,33 m de diámetro (ϕ) y 0,39 m de altura (h) y (b) inferior: 2 HP de potencia instalada y un cilindro de 0,28 m de diámetro (ϕ) y 0,29 m de altura (h).

La Figura N° 20, muestra el concentrador Falcón, utilizado en las pruebas metalúrgicas, como sigue.



Figura N°20: Concentrador gravimétrico Falcón

La Figura N° 21, muestra el concentrador gravimétrico Jig con carga.



Figura N° 21: Concentrador gravimétrico Jig con carga

Así como, la Figura N° 22, muestra los rodillos que sirvieron como medios de trasmisión de movimiento a la botella de cianuración tanto al mineral fresco como al relave de concentrador Falcón.



Figura N° 22: Rodillos con botellas de cianuración

4.2.1 Pruebas de chancado y trituración

37 kg de mineral fresco del tipo sulfuros ya muestreado y preparado fueron reducidos de 95,76% -2'' a 100% -10m para estimar el tamaño de partícula a 80% de acumulado pasante (F_{80}) del chancado.

4.2.2 Pruebas de molienda

Inicialmente, se esbozaron curvas de moliendabilidad del molino estándar de Bond de 12''x12'' para calcular el tiempo necesario para alcanzar las diferentes mallas de liberación. (ANEXO N° 3 y 4).

Luego, 135 g de mineral fresco chancado y triturado a 100% -10m, se usó como alimento del molino estándar de Bond de 12'' x 12'' para estimar el tamaño de partícula a 80% de acumulado pasante- F_{80} , y tamaño de partícula a 80% de acumulado pasante- P_{80} tanto de la distribución granulométrica de la alimentación y producto respectivamente, de esta manera calcular el índice de trabajo en la molienda (*Work Index*) después de un tiempo de molienda determinado, según la formula (4.5):

$$W_i = \frac{44,5}{P_1^{0,28} G_{pb}^{0,82} \left(\frac{10}{P_{80}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \quad (4.5)$$

Donde:

P_1 , tamaño medio de corte, 150 μm ;

G_{pb} , gramos netos molidos por revolución;

F_{80} , tamaño de partícula a 80% de acumulado pasante en la alimentación;

P_{80} , tamaño de partícula a 80% de acumulado pasante en el producto.

Los parámetros P_1 y G_{pb} , fueron estimados usando 1350 g de mineral seco (que hacían un volumen de 700 cc) en una molienda seca en el molino de Bond de 12'' x 12'' rotando a 100 rpm, cuya descarga fue tamizada a un tamaño de corte de 100m (150 μm), para así garantizar un 250% de carga circulante con un peso ideal de producto de 385,71 g, según la metodología descrita en el ANEXO N° 5 (procedimiento para determinación del *Work Index* de Bond).

4.2.3 Pruebas de concentración gravimétrica

Pruebas de concentración gravimétrica usando mineral fresco de la descarga del molino estándar de Bond de 12'' x 12'', tanto en concentradores Falcón como en Jigs, fueron realizadas para establecer algunos criterios selectivos de optimización del proceso.

Estas pruebas se realizaron con 5 kg a 80% -100m, formando una pulpa de 25% de sólidos (dilución de 3:1), en un equipo Falcón de 150 G de fuerza centrífuga y 5 PSI de presión durante 15 minutos y un Jig con un caudal de alimentación de 2,5 L/min durante 25 minutos de operación. Ver procedimiento de pruebas de concentración gravimétrica en el ANEXO N° 6.

4.2.4 Pruebas de cianuración en botellas

Se realizaron pruebas de cianuración en botellas, por 48 horas, tanto con 1kg de mineral fresco reducido a 80% -200m como con 1 kg de relave de concentración gravimétrica Falcón con una distribución granulométrica de 60% -200m, donde se

controlaron la cal y cianuro libre en ambos de los casos, para restituir la fuerza necesaria de estos reactivos que garantizan la lixiviación del oro presente en el mineral. Tanto, las soluciones ricas como los ripsos de la cianuración, fueron enviadas al LAS para análisis por Au, Ag y Cu. El procedimiento de rolado (cianuración) se realizó de acuerdo al procedimiento de cianuración en botellas mostrado en el ANEXO N° 7.

4.2.5 Pruebas de flotación

Se realizaron pruebas de flotación Rougher, tanto para 1 kg de mineral fresco sometido a una remolienda durante 8 minutos para obtener un 50% de porcentaje de sólidos y 100% -200m, como para 1 kg de relave de concentración gravimétrica Falcón con una distribución granulométrica de 60% -200m. Los reactivos usados en la flotación fueron: PAX, A208, 3418A, SIPX y MIBC (Mas detalles ver ANEXO N° 8). Todas estas experiencias se realizaron bajo los estándares mostrados en los ANEXOS 3, 4 y 5.

4.3 Ingeniería del proyecto

Los resultados de las pruebas metalúrgicas propuestas en el ítem 4.2, servirán para estimar los parámetros de diseño, dimensionamiento de equipos tales como: tolva de gruesos de 50 TMD, triturador de quijetas 12'' x 12'' x 23'', zaranda vibratoria de 90 cm x 120 cm, molino de bolas de 4' x 4', cajón de bombeo de sólidos de 1 m³, tanques agitadores, así como el dimensionamiento de la planta piloto modelo incluyendo y disposición de los tubos de drenaje o decantación en el depósito de relaveras.

CAPÍTULO V

PRESENTACIÓN Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1 Pruebas laboratoriales

Los resultados obtenidos en las pruebas evaluativas como en las pruebas metalúrgicas son presentadas a continuación.

5.1.1 Análisis de aguas y suelos

Como se sabe todas las actividades formales e informales deben regirse a las estipulaciones normadas por las autoridades competentes, por lo mismo, la Tabla N° 10, presenta los límites máximos permisibles para la descarga de efluentes líquidos de actividades minero metalúrgicas, según el DS 010 2010 MINAM.

Tabla N° 10: Límites máximos permisibles para la descarga de efluentes líquidos de actividades minero metalúrgicas.

Parámetro	Unidad	Límite en cualquier momento	Límite para el Promedio anual
pH	mg/L	6 – 9	6 – 9
Sólidos Totales en Suspensión	mg/L	50	25
Aceites y Grasas	mg/L	20	16
Cianuro Total	mg/L	1	0,8
Arsénico Total	mg/L	0,1	0,08
Cadmio Total	mg/L	0,05	0,04
Cromo Hexavalente (*)	mg/L	0,1	0,08
Cobre Total	mg/L	0,5	0,4
Hierro (Disuelto)	mg/L	2	1,6
Plomo Total	mg/L	0,2	0,16
Mercurio Total	mg/L	0,002	0,0016
Zinc Total	mg/L	1,5	1,2

(*) En muestra no filtrada

Evaluaciones previas para controlar la calidad del agua, suelo y sedimentos fueron realizados dando como resultados los mostrados en las Tablas N° 11 y 12. Las Tablas N° 13 y 14, registran las metodologías aplicadas a la detección de metales y los estándares de metales por ICP AES (suelos), respectivamente.

Tabla N° 11: Análisis de laboratorio del agua

<i>Métodos</i>	<i>Límite de Detección (mg/L)</i>	<i>Resultado (mg/L)</i>
Metales		
Mercurio (Hg)	0,0001	0,0011
Metales Totales		
Aluminio (Al)	0,004	0,104
Antimonio (Sb)	0,003	ND
Arsénico (As)	0,004	ND
Bario (Ba)	0,0005	0,0208
Berilio (Be)	0,00002	ND
Bismuto (Bi)	0,002	ND
Boro (B)	0,002	0,040
Cadmio (Cd)	0,0003	ND*
Calcio (Ca)	0,02	54,41
Cobalto (Co)	0,0007	ND
Cobre (Cu)	0,002	0,002
Cromo (Cr)	0,0008	ND
Estaño (Sn)	0,0007	0,0459
Estroncio (Sr)	0,0005	0,1919
Fosforo (P)	0,003	0,080
Hierro (Fe)	0,006	0,097
Litio (Li)	0,008	ND
Magnesio (Mg)	0,008	16,69
Manganeso (Mn)	0,003	0,008
Molibdeno (Mo)	0,0009	ND
Níquel (Ni)	0,002	ND
Plata (Ag)	0,002	ND
Plomo (Pb)	0,001	ND
Potasio (K)	0,05	3,65
Selenio (Se)	0,006	ND
Silicio (Si)	0,004	16,38
Sodio (Na)	0,02	15,07
Talio (Tl)	0,003	ND
Titanio (Ti)	0,0007	0,0080
Vanadio (V)	0,002	0,014
Zinc (Zn)	0,0007	ND

Tabla N° 12: Análisis de suelos y sedimentos

Parámetro	Límite de detección (mg/kg)	Límite de cuantificación	Resultado
Mercurio	0,02	0,03	83,75
Aluminio (Al)	0,4	1,40	2702
Antimonio (Sb)	0,3	0,80	16,20
Arsénico (As)	0,4	1,30	87,00
Bario (Ba)	0,05	0,16	17,69
Berilio (Be)	0,002	0,007	ND
Bismuto (Bi)	0,2	0,60	25,1
Boro (B)	0,2	0,70	ND
Cadmio (Cd)	0,03	0,08	31,26
Calcio (Ca)	2	7,00	27550
Cobalto (Co)	0,07	0,25	6,22
Cobre (Cu)	0,2	0,60	303,10
Cromo (Cr)	0,08	0,26	9,37
Estaño (Sn)	0,07	0,24	ND
Estroncio (Sr)	0,05	0,15	30,79
Fósforo (P)	0,3	0,90	94,20
Hierro (Fe)	0,6	2,00	26 560
Litio (Li)	0,8	2,60	ND
Magnesio (Mg)	0,8	2,60	1202
Manganeso (Mn)	0,3	1,10	488,60
Molibdeno (Mo)	0,09	0,31	8,76
Níquel (Ni)	0,2	0,40	1,00
Plata (Ag)	0,2	0,50	37,10
Plomo (Pb)	0,4	1,30	1 939
Potasio (K)	5	15,00	908
Selenio (Se)	0,6	1,90	ND
Silicio (Si)	0,4	1,20	727,20
Sodio (Na)	2	5,00	ND
Talio (Tl)	0,3	1,10	ND
Titanio (Ti)	0,07	0,22	43,56
Vanadio (V)	0,2	0,60	36,10
Zinc (Zn)	0,10	0,23	691,40

(*) *Parámetro no detectado*

Tabla N° 13: Metodologías aplicadas para la detección de metales

Parámetro	Límite de detección	Límite de cuantificación	Método de referencia	Descripción
Bismuto (Bi)	0,20	0,6	EPA 200.7 Revisión 4.4 (1994)	Determinación de Metales y Trazas de Elementos en Agua y Residuos por Plasma Inducida Espectrometría de Absorción Atómica.
Boro (B)	0,20	0,7		
Cobalto (Co)	0,07	0,25		
Cobre (Cu)	0,20	0,6		
Cromo (Cr)	0,08	0,26		
Aluminio (Al)	0,40	1,4		
Antimonio (Sb)	0,30	0,8		
Arsénico (As)	0,40	1,3		
Bario (Ba)	0,05	0,16		
Berilio (Be)	0,002	0,007		
Cadmio (Cd)	0,03	0,08		
Calcio (Ca)	2,00	7		
Estaño (Sn)	0,07	0,24		
Estroncio (Sr)	0,05	0,15		
Fósforo (P)	0,3	0,9		
Hierro (Fe)	0,6	2,0		
Litio (Li)	0,8	2,6		
Magnesio (Mg)	0,8	2,6		
Manganeso (Mn)	0,3	1,1		
Molibdeno (Mo)	0,09	0,31		
Níquel (Ni)	0,2	0,4		
Plata (Ag)	0,2	0,5		
Plomo (Pb)	0,4	1,3		
Potasio (K)	5	15		
Selenio (Se)	0,6	1,9		
Silicio (Si)	0,4	1,2		
Sodio (Na)	2	5		
Talio (Tl)	0,3	1,1		
Titanio (Ti)	0,07	0,22		
Vanadio (V)	0,2	0,6		
Zinc (Zn)	0,1	0,23		
Mercurio (Hg)	0,02	0,03	EPA (174 B, Rev. 2, Febrero 2007	Mercurio en residuos sólidos y semisólidos

Tabla N° 14: Estándar de Metales por ICP AES (Suelos)

Parámetros	Estándar de Control	L.A. exactitud (% R)
Bismuto (Bi)	0,5	106,8
Boro (B)	0,5	100,5
Cobalto (Co)	0,5	100,1
Cobre (Cu)	0,5	101,8
Cromo (Cr)	0,5	100,1
Aluminio (Al)	0,5	108,8
Antimonio (Sb)	0,5	100,5
Arsénico (As)	0,5	101,1
Bario (Ba)	0,5	101,1
Berilio (Be)	0,5	101,5
Cadmio (Cd)	0,5	100,2
Calcio (Ca)	5,0	105,0
Estaño (Sn)	0,5	102,4
Estroncio (Sr)	0,5	100,4
Fósforo (P)	2,5	100,5
Hierro (Fe)	0,5	103,3
Litio (Li)	0,5	100,7
Magnesio (Mg)	5,0	103,6
Manganeso (Mn)	0,5	101,6
Mercurio (Hg)	0,16	85,9

- ✓ Según los resultados de laboratorio mostrados en la Tabla N° 11, la gran mayoría de los elementos analizados en el agua del área de influencia directa (Hg, Al, Ba, B, Ca, Sn, Sr, P, Fe, Mg, Mn, K, Si, Na, Ti y V) registraron concentraciones encima de la concentración límite de detección, la excepción fue el Cu, que evidenció una concentración de 0,002 mg/L (valor que representa exactamente el valor límite de detección para este elemento). También, se observó que otros elementos como: Sb, As, Be, Bi, Cd, Co, Cr, Li, Mo, Ni, Ag, Pb, Se, Ta y Zn, no fueron detectados en estos ensayos. Vale la pena resaltar, que el Hg alcanzó un tenor de 0,0011 mg/L menor al límite de detección 0,00011 en el agua (Ver ANEXO N° 9, D.S. 002-2008-ECA-AGUA) y mucho mayor en el suelo.
- ✓ Análogamente, a los resultados de la Tabla N° 12, casi todos los elementos analizados en suelos y sedimentos en el área de influencia directa (Al, As, Sb, Ba, Bi, Cd, Co, Cu, Sr, P, Fe, Mg, Mn, Mo, Ni, Ag, Pb, K, Si, Ti, V y Zn) registraron concentraciones encima del valor límite de detección, mientras que solo el Hg evidenció una concentración de 83,75 mg/kg (valor muy alto comparado con el

valor límite de detección para este elemento-0,02 mg/kg), observándose que otros elementos como: Be, B, Sn, Li, Se, Na y Ta, no fueron detectados en este análisis.

5.1.2 Análisis microscópico

El mineral aurífero estudiado, evidencia una zona de oxidación reflejada en la predominancia de óxidos de hierro, identificados como hematita y goethita, que están rellenando venillas, y son el resultado primero de la lixiviación de pirita y segundo de la alteración supérgena de la calcopirita y la pirita que ha liberado la fase de interés (oro libre).

La presencia del oro, en las dos muestras de veta, está relacionada a lo siguiente:

- 1) Ocurrencia de oro en la estructura de la pirita. También de plata asociada a cristales bien desarrollados de cuarzo.
- 2) Se observa que la pirita ha sufrido procesos de alteración supérgena que se manifiestan por la presencia mayoritaria de goethita y hematita subordinada; ambos asociados a la presencia de oro y oro electrum como partículas libres de diferente forma y tamaño; así como a la de sulfuros de plata como argentita en formas y tamaños superiores a la del oro.

5.1.2.1 Caracterización y asociaciones mineralógicas

La caracterización mineralógica en estas muestras es: cuarzo, pirita, calcopirita, galena, esfalerita, hematita, goethita, yeso, barita, argentita, oro *electrum*, oro, compuesto de selenio, mercurio asociado a oro, wolframita y celestina (sulfato de estroncio).

Las principales asociaciones mineralógicas son: oro y galena en pirita, oro *electrum* en goethita y pirita, argentita en pirita y goethita, galena en pirita, calcopirita en pirita, oro *electrum* en pirita, argentita y oro en pirita, selenio en pirita, oro en pirita, oro *electrum* en pirita, oro *electrum* en hematita, oro libre en hematita, galena con pirita en cuarzo, plata y oro en esferas de óxidos de hierro, plata en hematita argentífera.

Los estudios por microscopía óptica de luz reflejada y de luz transmitida son mostrados en las microfotografías 23a y 23b, respectivamente.

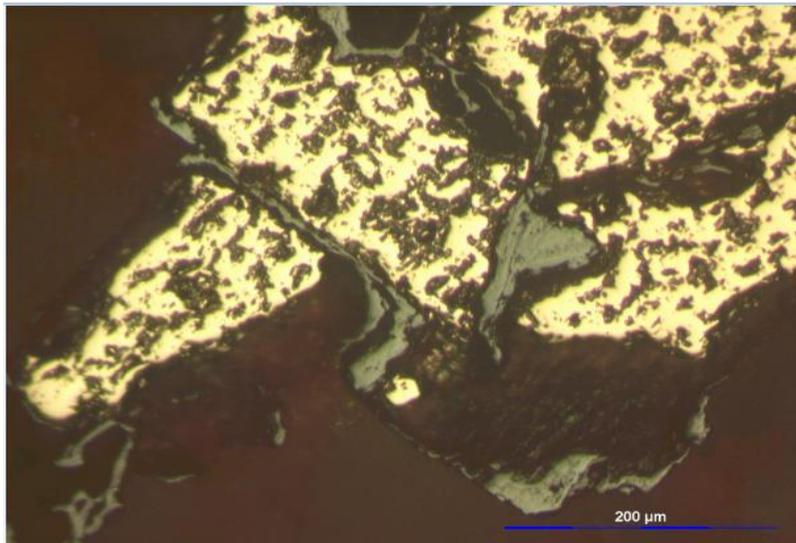


Figura N°23 a: Minerografía de cristales subhedrales de pirita con texturas craqueladas

La microfotografía N° 23-a, representa el estudio minerográfico, (luz reflejada) tomada a 200 aumentos, en donde se observa la presencia de cristales subhedrales de pirita (py) que muestra las superficies corroídas características, con las fisuras (textura craqueladas) que son fácilmente atacadas por la alteración supérgena, y que posteriormente neoforman los óxidos de hierro identificados mayoritariamente como goethita y subordinadamente como hematita.

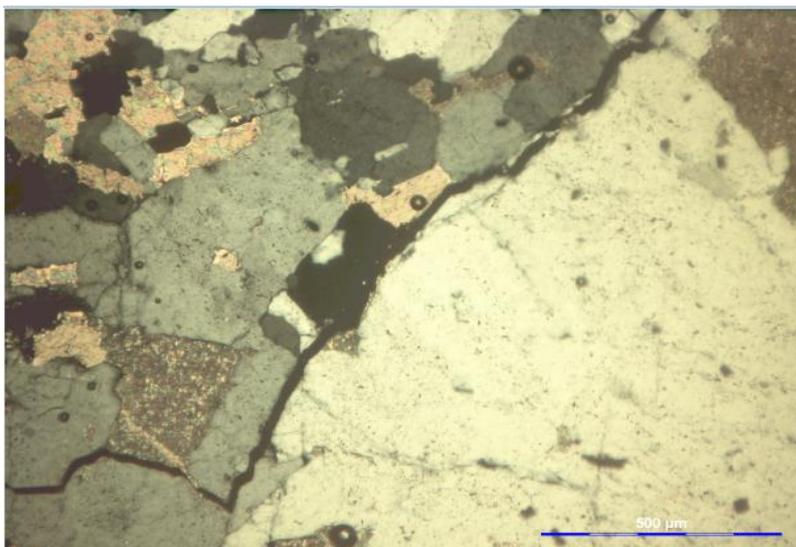


Figura N° 23 b: Venillas de cuarzo anhedral y contacto con minerales opacos

La microfotografía N° 23-b, corresponde al estudio petrográfico con luz transmitida en la sección delgada de la muestra de veta 1 A, tomada a 63 aumentos, en donde se observa las venillas de cuarzo anhedral desarrollado en contacto con los minerales opacos de valor económico (MO) y la ganga de cuarzo, yeso y calcita.

5.1.2.2 Caracterización mineralógica por microscopía electrónica de barrido

Las imágenes mostradas en las microfotografías N° 24, 25 y 26, presentan la información completa del estudio MEB + EDS de la muestra 1: El lado derecho es el resultado de la composición y cuantificación química de los elementos (Wt%) en % atómico de las posiciones puntuales señaladas por la cruz roja en lado izquierdo y en la parte central el espectro de los elementos presentes.

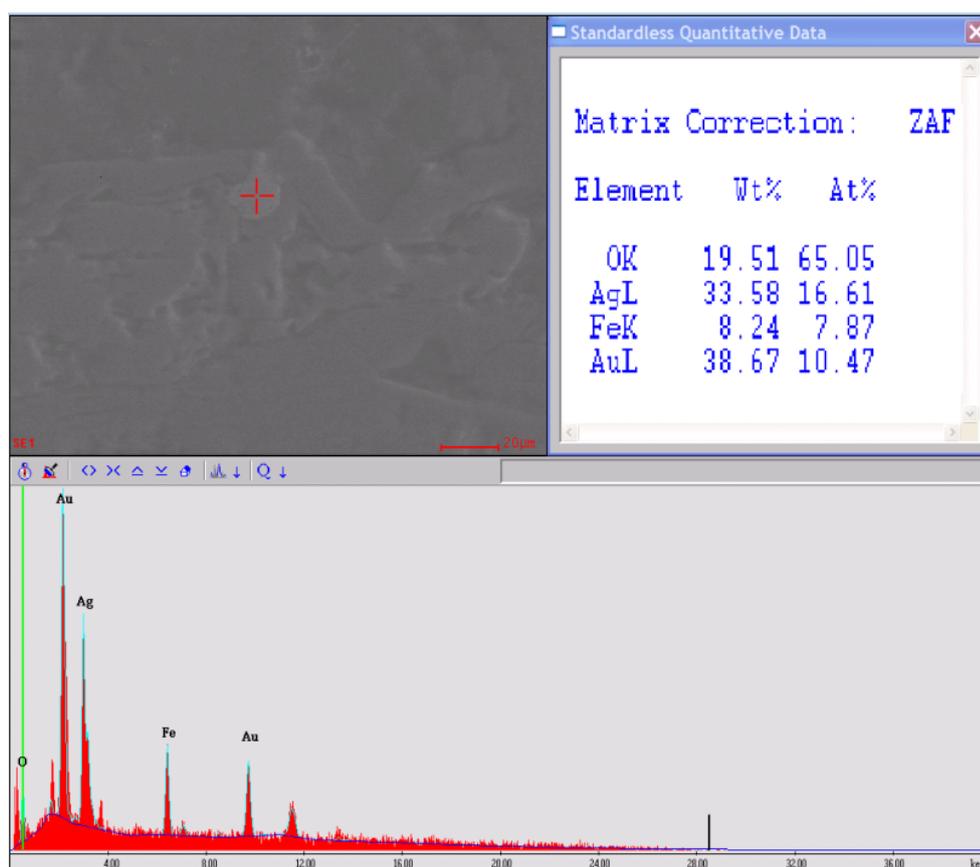


Figura N° 24: Microfotografía del estudio puntual MEB+EDS de oro *electrum* en una zona de óxidos de hierro

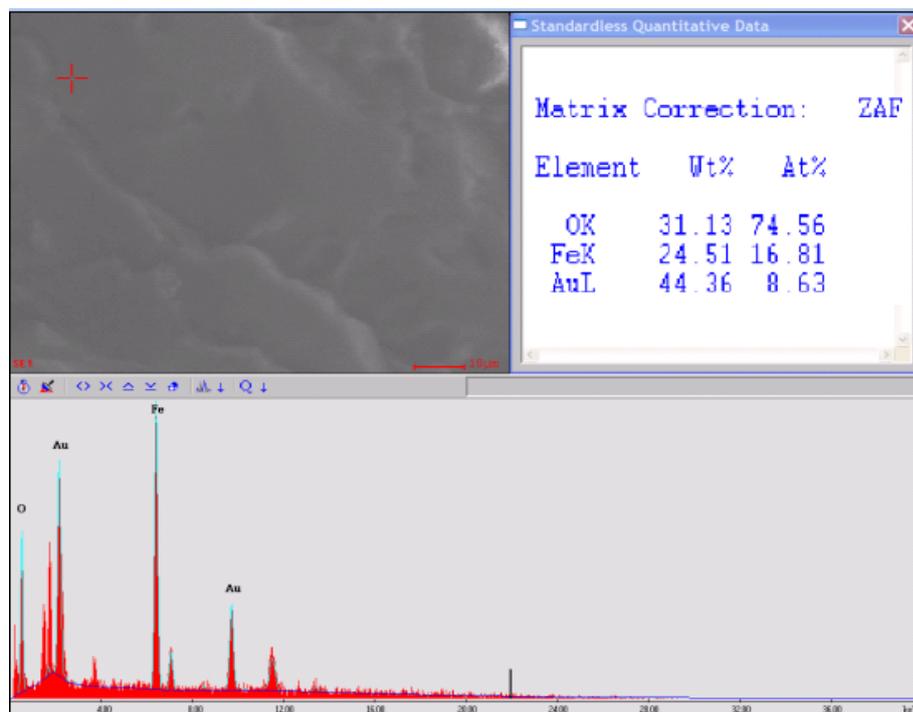


Figura N° 25: Microfotografía del estudio puntual por MEB+EDS en una zona de óxidos de hierro con oro

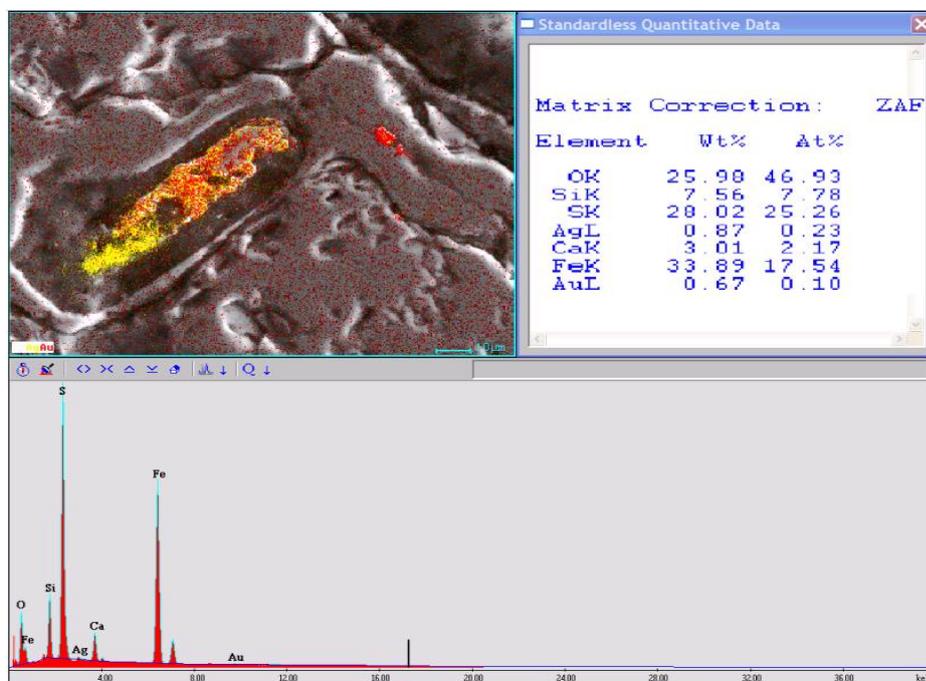


Figura N° 26: Microfotografía de la distribución elemental por MEB+EDS, de los diferentes elementos en la muestra M1

5.1.2.3 Cálculo del tamaño de partícula

Como se sabe, el efecto de la alteración supérgena (óxidos de hierro) de la pirita, neoforma goethita y hematita con la presencia de oro y plata, los cuales son liberados en forma de partículas libres de diferentes formas y tamaños y sólo observados por MEB+EDS. En la imagen MO de la Microfotografía N° 27, se puede observar relictos de pirita rodeada de goethita y hematita y podemos encontrar el oro libre y/o electrum en las escalas nano, micro y macrométrica, lo que comunmente se denomina oro superfino, fino y oro grueso.

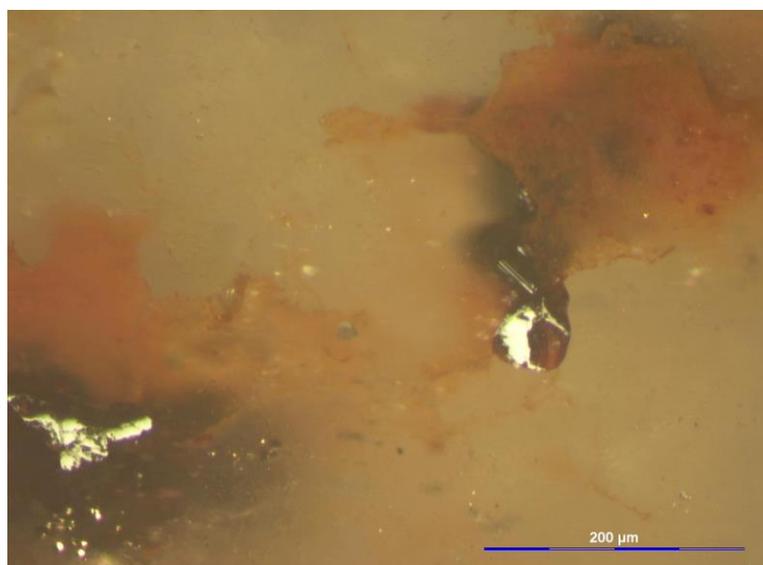


Figura N° 27: Microfotografía tomada x 200 aumentos en un MO, para mostrar los relictos de pirita y las aureolas de oxidación de hematita y goethita en la ganga de cuarzo.

Para confirmar estos resultados y comprobar la presencia de oro ya sea dentro de la estructura de la goethita o hematita (oro encausulado) u oro libre (particulado), se recurrió al equipo MEB en el modelo Quanta 200 +EDX marca FEI de la empresa MyAP SAC, usando el modo de bajo vacío (LV) con el detector de electrones retrodispersados (SSD) y el MIX que es una combinación de los electrones secundarios (LFD) con los retrodispersados (SSD) y mostrar simultáneamente la imagen tridimensional con la composición química de los componentes del área que se está observando y de este modo identificar la presencia del oro libre tal como se muestra en la imagen MEB de la microfotografía N° 28, algunas partículas pueden alcanzar unas 10 µm en una matriz de goethita y pirita.

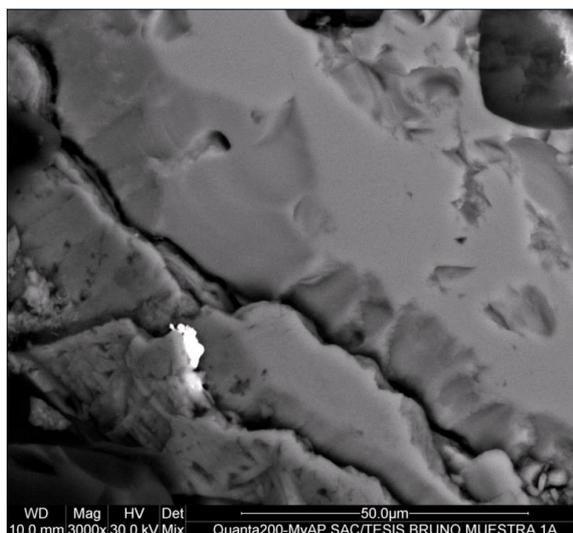


Figura N° 28: Microfotografía imagen MEB MIX mostrando oro libre en goethita y pirita

De manera análoga, oro libre junto a algunos óxidos de hierro característicos (botroidales) evidencian tamaños entre nanométricos a micrométricos, como puede observarse en la imagen MEB MIX presentada en la microfotografía N° 29.



Figura N° 29: Microfotografía de imagen MEB MIX mostrando oro libre asociada a los agregados botroidales de óxidos de hierro

Por consiguiente, los análisis efectuados en el Quanta 200 + EDX, permitieron identificar que el mineral portador de la mineralización de oro es la pirita, ya que ésta contiene oro y plata en su estructura cristalina.

Finalmente, todas las imágenes presentadas demuestran la versatilidad del equipo MEB que permite la observación simultánea tanto de la morfología y la composición química de la muestra ya sea de forma puntual o areal, que corroboran la paragénesis y la distribución del mineral aurífero en el yacimiento del estudiado,

5.1.3 Ensayos químicos

Los resultados de análisis por oro y plata del mineral muestreado en la zona de influencia Secocha, Misky y Yanaquihua evidencian variaciones entre 33 y 100 g Au / TM (para el oro) y entre 18 y 418 ppm Ag (para la plata). Mas detalles ver análisis químicos de LAS en el ANEXO N° 1. También se realizaron otros análisis químicos para determinar trazas de algunos elementos, tales como: Al, As, Ba, Bi, Ca, Ce, Co, Cr, Cu, Fe, Ga, In, K, La, Li, Mg, Mn, Mo, Na, Ni, P, Pb, S, Sb, Se, Sn, Sr, Te, Ti, V y Zn.

Según el ensayo LAS N° 12-02590 del ANEXO N°1, la fracción granulométrica 99,58% -200m, observa una ley de cabeza para oro de 77,87 g Au/TM, en cambio para plata experimenta 99,0 g Ag/TM, resultados alentadores para continuar con la investigación. Como era necesario, conocer la ley de cobre, también estas pruebas se encomendaron a LAS, por lo tanto, el ensayo N° LAS -12-02992 del ANEXO N° 1, observa un tenor de 0,484% Cu.

5.1.4 Caracterización física

- Los pesos específicos del mineral estudiado fluctúan entre 2,72 y 3,29 g/cm³.
- Los resultados de la determinación de la gravedad específica o densidad real del mineral de estudio, se muestran en la Tabla N° 15.

Tabla N° 15: Determinación de la gravedad específica o densidad real

Gravedad Especifica	
peso del mineral (g)	35,5
peso de la fiola + agua (g)	156,0
peso fiola+mineral + agua (g)	179,2
gravedad especifica: (g/mL)	2,886

- Los resultados de la determinación de la densidad aparente del mineral estudiado, se muestran en la Tabla N° 16.

Tabla N° 16: Determinación de la densidad aparente y la porosidad

Densidad Aparente y Porosidad	
peso de la muestra+probeta (g)	1 410
peso de la probeta (g)	200
volumen ocupado (mL)	1 000
densidad aparente (g/mL)	1,210
Porosidad	57,99

El resultado de gravedad específica ($2,89 \text{ g/cm}^3$), obtenido a partir del método de la fiola (Tabla N° 15) está dentro del rango de pesos específicos ($2,72 - 3,29 \text{ g/cm}^3$), lo cual permite el uso de este valor obtenido para el dimensionamiento de los equipos. También con estos resultados de densidad real y de densidad aparente, se calculó la porosidad del mineral, la cual estaba en torno a 58%, lo cual es un indicativo indirecto de que este mineral posee una alta área específica superficial.

5.1.5 Pruebas metalúrgicas

Los resultados de las pruebas metalúrgicas, se detallan a continuación.

5.1.5.1 Chancado y trituración

Los resultados del análisis granulométrico del mineral de cabeza del sistema de chancado y molienda, son presentados en la Tabla N° 17 y en la Figura N° 30, la determinación gráfica del F_{80} del chancado y trituración.

Tabla N° 17: Análisis granulométrico del mineral de cabeza

Mallas Tyler	Abertura (μm)	Peso (kg)	% Peso retenido	% Peso acumulado	% Peso pasante
2"	50 000	1,57	4,24	4,24	95,76
1 1/2"	37 500	8,00	21,59	25,82	74,18
1"	25 000	5,50	14,84	40,66	59,34
3/4"	19 000	11,00	29,68	70,35	29,65
1/2"	12 500	3,15	8,50	78,85	21,15
3/8"	9 500	2,57	6,93	85,78	14,22
1/4"	6 300	2,18	5,88	91,66	8,34
8	2 360	1,24	3,35	95,01	4,99
-8	-2 360	1,85	4,99	100,00	0,00
		37,06	100,00		

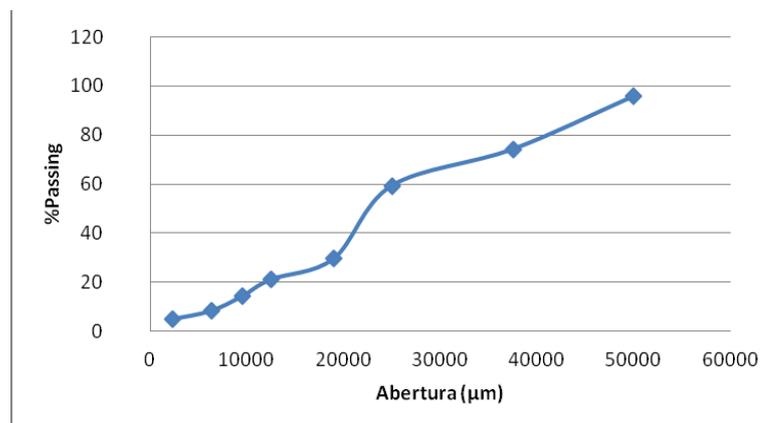


Figura N° 30: Determinación gráfica del F_{80} del chancado

De la Figura N° 30, se estimó el valor de F_{80} del chancado, el cual ascendió a 40 871,9 μm .

De manera análoga, los resultados del análisis granulométrico del mineral alimentado al concentrador Falcón, son presentados en la Tabla N° 18 y en la Figura N° 31, la determinación gráfica del F_{80} del mineral alimentado al concentrador Falcón.

Tabla N° 18: Análisis granulométrico del alimento al concentrador Falcón

Mallas Tyler	Abertura (μm)	Peso (g)	% Peso retenido	% Peso acumulado	% Peso pasante
70	212,0	6,30	4,82	4,83	95,17
100	150,0	15,70	12,02	16,85	83,15
140	106,0	20,04	15,34	32,19	67,81
200	75,0	22,4	17,15	49,34	50,66
325	45,0	21,15	16,19	65,54	34,46
-325	-45,0	45,01	34,46	100,00	0,00
		130,6	100,00		

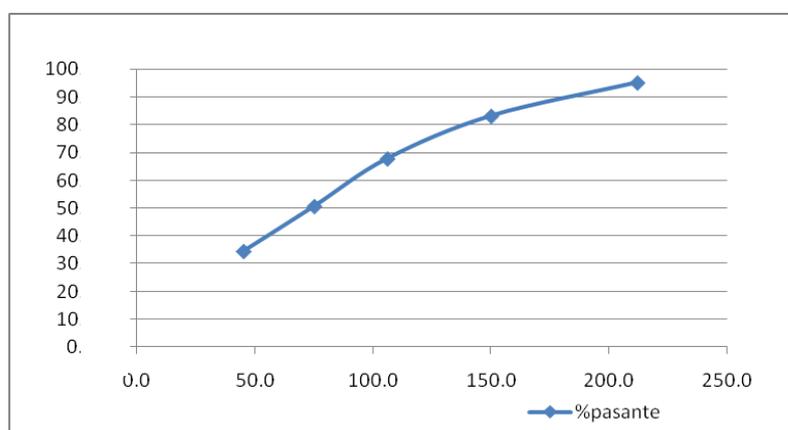


Figura N° 31: Determinación gráfica del F_{80} del concentrador Falcón

De la Figura N° 31 se estimó el valor de F_{80} , el cual asciende a 141 μm .

5.1.5.2 Molienda

5.1.5.2.1 Curvas de moliendabilidad

Los resultados de la curva de moliendabilidad a 200 μm , en un molino de 12" x 12" se muestran en la Tabla N° 19 y en la Figura N° 32, se muestran la curva de moliendabilidad con su respectivo ajuste o correlación.

Tabla N° 19: Resultados de las pruebas de moliendabilidad

Tiempo (min)	% - 200 μm
6	47,95
10	66,62
14	77,11

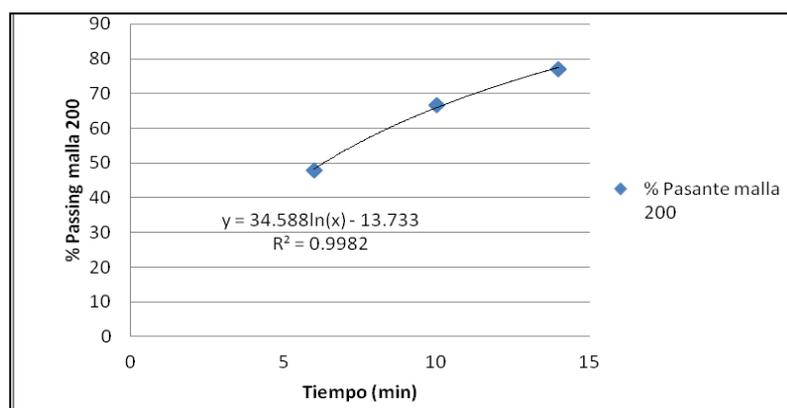


Figura N° 32: Curva de Moliendabilidad molino de Bond de 12" x 12"

De la Figura N° 32, se obtiene un 99,82 % de confianza, para la función logaritmo natural expresada por:

$$\% \text{ Pasante} = 34,58 \ln t - 13,73$$

Con una correlación bastante aceptable como para proyectar las pruebas de flotación. Por lo mismo, esta ecuación será utilizada para obtener el tiempo óptimo de molienda previo a procesos subsiguientes como la cianuración y flotación del mineral fresco. Por ejemplo, el tiempo necesario para alcanzar una molienda a 100% -200 μm , granulometría óptima para el proceso de flotación será aproximadamente 24,5 min.

5.1.5.2.2 Índice de Trabajo o *Work Index* según Bond

Reconociendo que lo imperativo de saber que la energía consumida en KW-h/TC, va ha ir incrementándose a medida que se reduzca el tamaño medio de la partícula (d_{50}), además de que la selección de equipos y/o diseño de reactores, dependen en gran parte de la determinación de este parámetro.

La Figura N° 33, muestra la secuencia de pasos para determinar el *Work Index* o Índice de Trabajo en un molino de Bond 12" x 12".

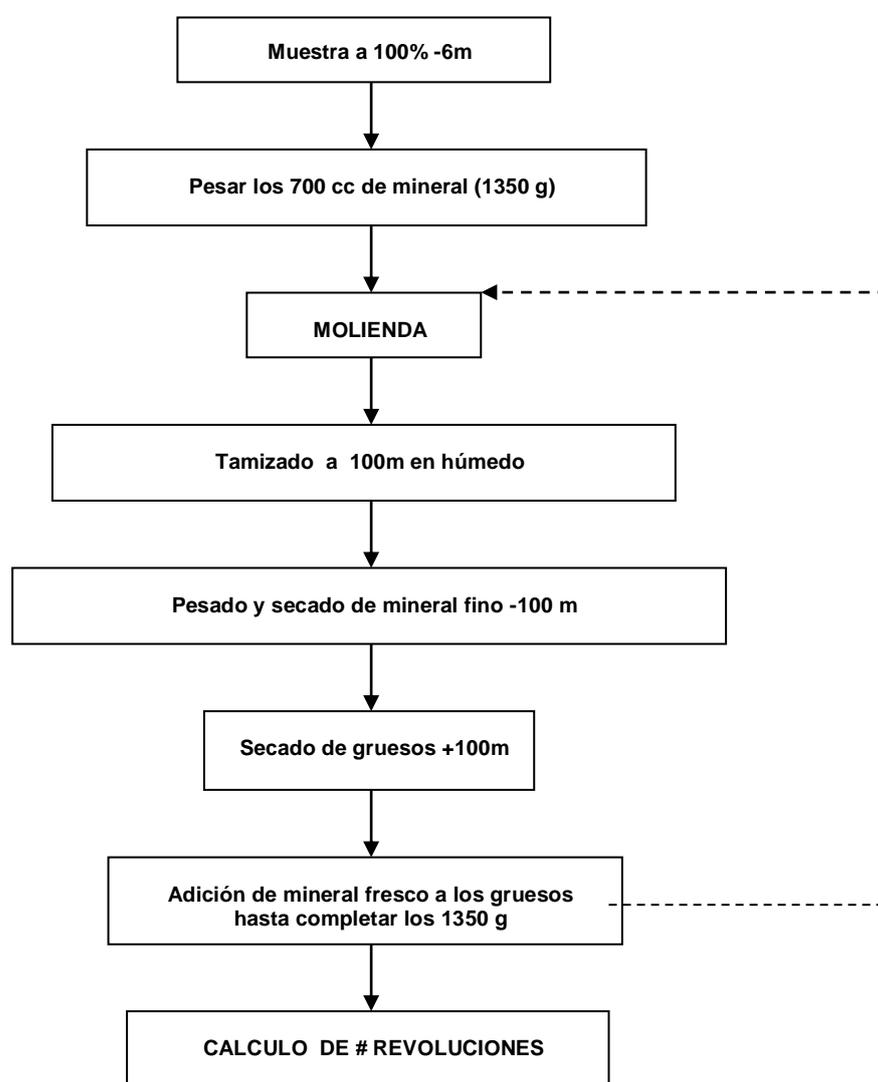


Figura N° 33: Secuencia de pasos para el cálculo del Work Index

El procedimiento para esta prueba siguió la metodología de determinación de *Work Index* de Bond, mostrado en el ANEXO N° 5.

Los resultados del análisis granulométrico de la alimentación al molino de bolas estándar de Bond de 12" x 12" son mostrados en la Tabla N° 20 y en la Figura N° 34, la determinación gráfica de F_{80} de la molienda.

Tabla N° 20: Análisis granulométrico de alimentación en el molino de Bond

Malla	Abertura (μm)	Peso (g)	% Retenido	% Acumulado	% Pasante
12	1700	1,00	0,74	0,74	99,26
25	710	46,40	34,37	35,11	64,89
35	445	9,80	7,26	42,37	57,63
48	300	29,50	21,85	64,22	35,78
65	212	7,10	5,27	69,48	30,52
100	150	12,40	9,18	78,67	21,33
-100	-150	28,80	21,33	100,00	0,00
		135,00	100,00		

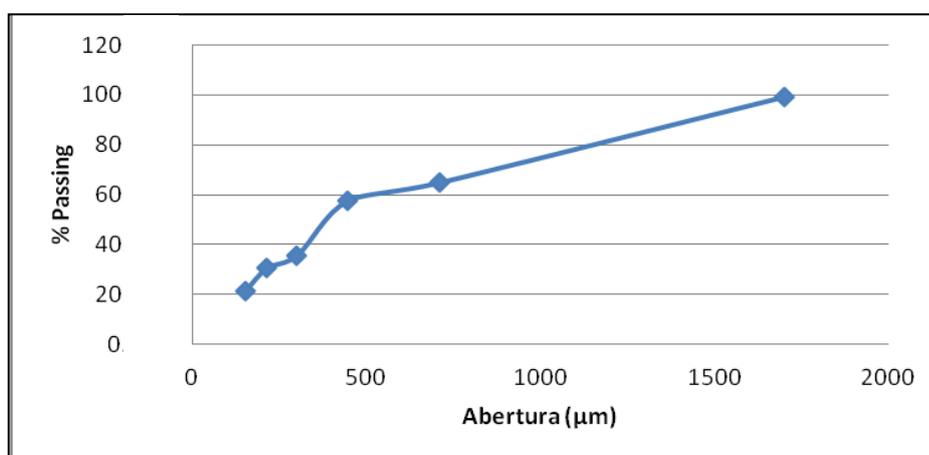


Figura N° 34: Determinación gráfica del F_{80} de la molienda

De la Figura N° 34, se obtiene el valor del F_{80} de la molienda aproximadamente igual a 1 145,3 μm .

La Tabla N° 21, es presentada a continuación, muestra los resultados de la prueba estándar del molino de Bond de 12" x 12" para la determinación del Work Index a partir del análisis granulométrico de la alimentación del molino de bolas 100% -6m. Ver procedimiento en el ANEXO N° 5.

Tabla N° 21: Prueba estándar de Bond para la determinación del Gpb, según el modelo Work Index de Bond

Trituración :		100% - 6 m			% -m 100 :		21,3	
Volumen de Muestra :		700 cm ³			Peso Ideal del	385,71		
Peso de muestra :		1350 g			Carga Circulante : CC		250 %	
Ciclos	N° revoluciones	Alimentación fresca			Producto		Molienda neta	Gramos netos molidos por revolución (Gpb) g / rev
		Peso Total	Peso + 100 m	Peso - 100 m	Peso + 100 m	Peso - 100 m	Peso total - 100 m	
1	100,00	1350	1062,45	287,55	910	440	152,45	1,52
2	191,50	440	346,28	93,72	912	438	344,28	1,79
3	162,70	438	344,71	93,29	948	402	308,71	1,89
4	158,20	402	316,37	85,63	955	395	309,37	1,95
5	154,20	395	310,86	84,14	968	382	297,86	1,93
6	157,60	382	300,63	81,37	962	388	306,63	1,94

Según los resultados de la Tabla N° 21 se puede concluir que fueron necesarios entre 154,20 y 158,20 revoluciones para conseguir una entre 1,93 y 1,95 g netos molidos, tomando la máxima oscilación, se determina un Gpb igual a 1,95 g/rev., para una malla de clasificación de 100, osea un P₁ igual 150 µm.

Los resultados del análisis granulométrico de la descarga del molino de Bond, son presentados en la Tabla N° 22 y en la Figura N° 35, la determinación gráfica del P₈₀ de la descarga del molino de Bond.

Tabla N° 22: Análisis granulométrico en la descarga del molino de Bond

Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	% Retenido	% Acumulado	% Pasante
100	149	0,00	0,00	0,00	100,00
140	105	12,05	38,02	38,02	61,97
200	74	8,46	26,70	64,72	35,28
325	44	4,66	14,71	79,43	20,57
-325	44	6,52	20,57	100,00	0,00
		31,69	100,0		

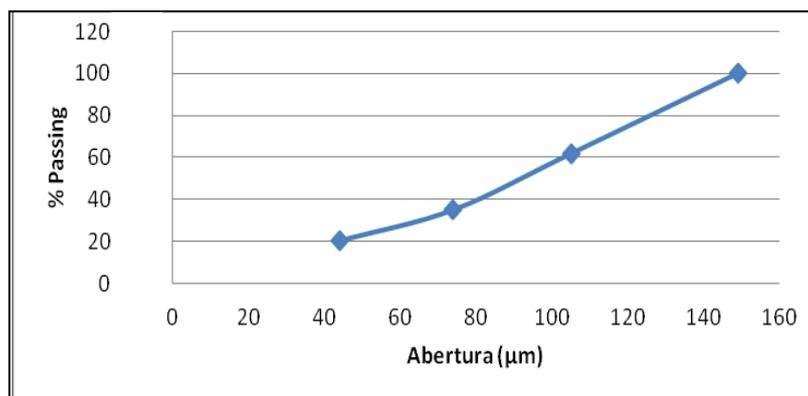


Figura N° 35: Determinación gráfica del P_{80} de la molienda

De la Figura N° 35, el valor del P_{80} en la molienda se aproxima a 125,9 μm . Una vez que se estimaron los datos:

$$P_{1P} = 150 \mu\text{m}$$

$$G_{pb} = 1,95 \text{ g/rev}$$

$$P_{80} = 125,9 \mu\text{m}$$

$$F_{80} = 1145,3 \mu\text{m}$$

Estos fueron reemplazados en la fórmula (4.5), para calcular el Índice de Trabajo o *Work Index* (W_i) el cual ascendió a 13,645 Kw-h/TC.

5.1.5.3 Concentración gravimétrica

Como se sabe, el uso de concentradores gravimétricos siempre es una idea amigable con el medio ambiente en relación a la preservación de nuestros recursos ya que no usa reactivos, además de que solo requiere agua en una proporción de 3 por 1 sólidos, la cual puede ser reciclada en otros procesos.

Otro de los beneficios de la concentración gravimétrica vía concentradores centrifugos tipo Knelson, Jig centrifugo *multi gravity* y Falcón, es que debido a su alta performance, pueden ser los mejores sustitutos de procesos que usan Hg (amalgamación) y CN (cianuración), llegando a recuperar tanto partículas superfinas, finas y gruesas sin dañar los ecosistemas. (Ver Capítulo III- Fundamento teórico).

5.1.5.3.1 Concentración gravimétrica vía Falcón

Resultados del análisis químico del mineral fresco y el balance metalúrgico incluyendo la cabeza calculada de la concentración gravimétrica vía Falcón, son presentados en las Tablas N° 23 y 24, respectivamente.

Tabla N° 23: Análisis del mineral fresco para concentración gravimétrica vía Falcón y Jig

Muestra fresca	Au (g/TM)	Ag (g/TM)	Cu (%)	CuAcS (%)
Cabeza	77,87	99,00	0,48	0,031

Tabla N° 24: Balance metalúrgico de la prueba de concentración gravimétrica vía Falcón

Producto	Peso		Ensayos, g/TM		% Distribución	
	G	%	Au	Ag	Au	Ag
Concentrado Falcón	210,20	4,20	830,70	469,00	57,97	21,76
Colas Falcón	4 789,80	95,80	26,43	74,00	42,03	78,24
Cabeza (calculada)	5 000,00	100,00	60,24	90,61	100,00	100,00
Cabeza (directa)			77,87	99,00		
Error (%)			22,64	8,47		

5.1.5.3.2 Concentración gravimétrica vía Jig

De la misma forma se procedió a evaluar los resultados de la concentración gravimétrica usando Jig, por consiguiente el balance metalúrgico incluyendo ley de cabeza fresca y cabeza calculada de la concentración gravimétrica vía Jig, es presentado en la Tabla N° 25.

Tabla N° 25: Balance metalúrgico de la prueba de concentración gravimétrica vía Jig

Producto	Peso		Ensayos, g/TM		% Distribución	
	G	%	Au	Ag	Au	Ag
Concentrado Jig	922,10	18,44	190,40	102,00	50,87	19,54
Colas Jig	4077,90	81,56	41,58	95,00	49,13	80,46
Cabeza (calculada)	5000,00	100,00	69,03	96,29	100,00	100,00
Cabeza (directa)			77,87	99,00		
Error (%)			11,35	2,73		

Las Figuras N° 36 y 37 evidencian los resultados del % recuperación y ley de concentrados; g Au /TM y g Ag /TM, obtenidos en ambos concentradores.

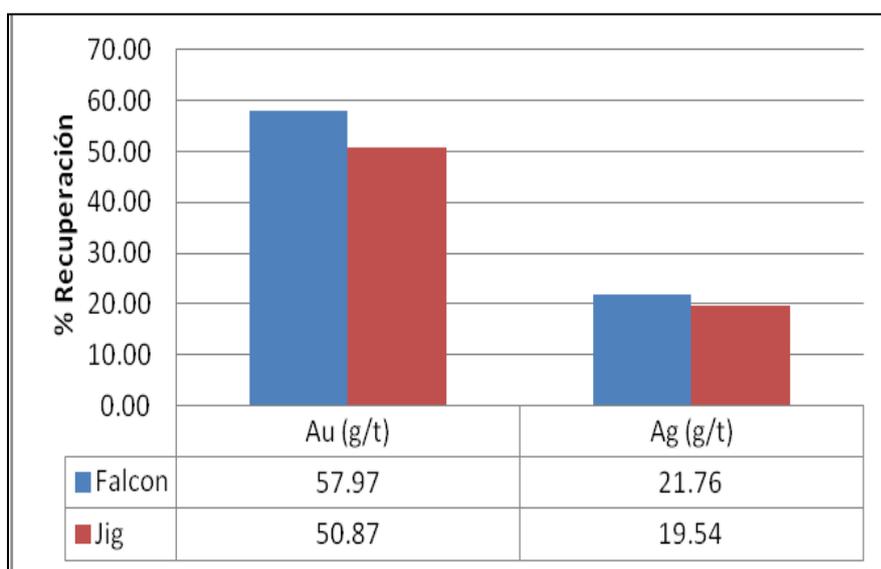


Figura N° 36: Comparación de los % recuperación obtenidos para ambos concentradores gravimétricos

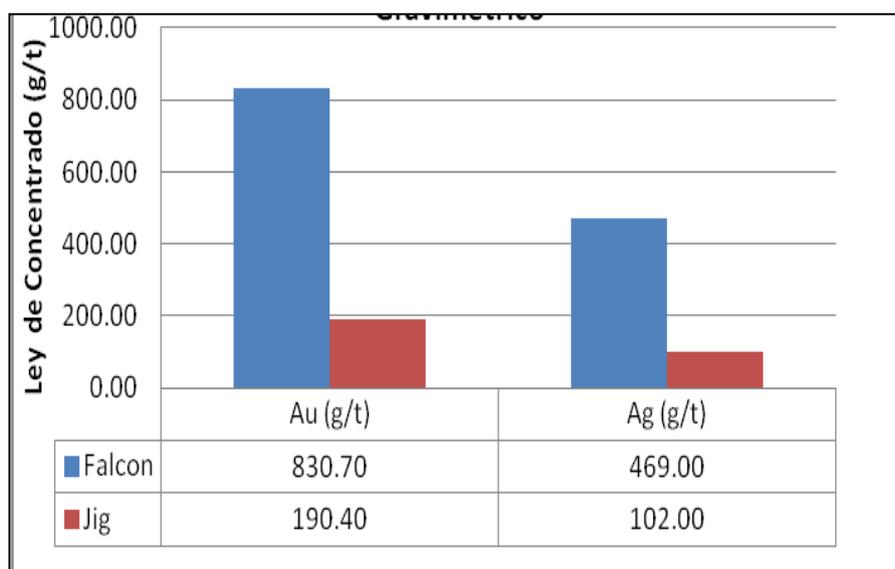


Figura N° 37: Comparación de leyes de Au y Ag obtenidas en los concentrados para ambos concentradores gravimétricos

De las Figuras N° 36 y 37, es notorio que los mejores resultados de recuperación para ambos metales (Au como Ag) lo tiene el concentrador Falcón sobre los Jig, ya que estos recuperan tanto el oro grueso como el fino, mientras que el concentrador gravimétrico Jig, es más eficiente para minerales que contienen oro grueso u oro libre en “chapas”.

La diferencia entre las leyes de cabezas calculadas, como el análisis de la cabeza en el mineral fresco tanto por oro como por plata, para el caso del Falcón resultó ser para Au (22,64%) y para Ag (8,47%), mientras que para la concentración usando Jig, se obtuvieron para Au (11,35%) y para Ag (2,73%). Esto puede deberse a que en ambos equipos de concentración siempre quedan atrapadas las “chapas” de oro libre grueso, así como en el Falcón debido a la alta centrifugación puede permitir el escape de algunas partículas ultrafinas de oro en el relave (oro nanométrico). Ver Informe de Ensayo LAS-12-02689 en el ANEXO N° 1, donde el relave reflejó una ley de 26,43 g Au/TM.

5.1.5.3.3 Significado del criterio de concentración gravimétrica

De acuerdo a la fórmula 4.4, se procedió a estimar el criterio de concentración gravimétrica-CCG tanto del oro asociado a la goethita (caso A) como del oro asociado a la hematita (caso B).

Según Dana, los pesos específicos de los minerales involucrados son:

$$\rho_{\text{Au}} = 19,3 \text{ g/cm}^3 = 19,3 \text{ g/cm}^3$$

$$\rho_{\text{FeO.OH}} = 4,37 \text{ g/cm}^3$$

$$\rho_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 5,26 \text{ g/cm}^3$$

Sustituyendo datos en la fórmula (4.4.), se obtienen los siguientes criterios de concentración gravimétricas:

Caso A:

CCG del oro libre asociado a la goethita es 4,79

Caso B:

CCG del oro libre asociado a la hematita es 3,79

Finalmente, el concentrador gravimétrico Falcón, resultó ser ligeramente más eficiente en términos de recuperación, pudiendo alcanzar criterios de concentración entre 3,79 y 4,79 y una separación eficiente hasta de partículas 100% $-74 \mu\text{m}$, según la Tabla N° 8.

Los relaves de la concentración gravimétrica fueron cianurados, para compararlos con los resultados del mismo proceso pero usando el mineral fresco como alimento.

5.1.5.4 Cianuración en botellas

Las pruebas de cianuración en botellas, han sido siempre las más usadas para simular una lixiviación *batch* por agitación, por lo mismo, un mineral con oro libre y significativos contenidos de plata, también pueden concentrarse por este proceso. Los resultados de las pruebas de cianuración tanto del mineral de cabeza como del concentrado Falcon, se describen a seguir.

5.1.5.4.1 Cianuración con mineral fresco

Las Tablas N° 26, 27 y 28, muestran el análisis de mineral fresco, los consumos de reactivos totales, así como el consumo de CN y Cal, por tiempo en la cianuración de mineral fresco, respectivamente.

Tabla N° 26: Análisis del mineral fresco para la cianuración y la flotación

Muestra fresca	Au (g/TM)	Ag (g/TM)	Cu (%)	CuAcS (%)
Cabeza	77,87	99,00	0,48	0,031

Tabla N° 27: Consumo de reactivos totales en la cianuración de mineral fresco

Reactivo	Consumo Kg/TM
Cianuro total adicionado	8,87
Cianuro remanente	2,62
Cianuro consumido	6,25
CaO adicionado	2,50

Tabla N° 28: Consumo de Cal y CN en función al tiempo para la cianuración de mineral fresco

Tiempo, h	Cal acumulada, g	CN ⁻ acumulada, g
0	2,5	0,000
1		2,514
2		4,245
4		5,112
8		5,572
24		5,820
48		6,131

La Tabla N° 29, muestra los controles de CN libre de la cianuración en botellas usando el mineral fresco.

Tabla N° 29: Controles de CN libre de la cianuración de mineral fresco

Tiempo (h)	Volumen analizado, mL	pH	Fuerza inicial g/L	CN Libre (%)	CN Agregado, g	Gasto AgNO ₃ , g
			2			
1	10	12	2	0,03	2,50	1,3
2				0,08	1,70	3,4
4				0,14	0,80	5,8
8				0,17	0,45	6,8
24				0,19	0,12	7,7
48				0,18	0,30	7,2

La Figura N° 38, muestra los resultados en materia de consumos de CN y Cal durante la cianuración en botellas del mineral fresco.

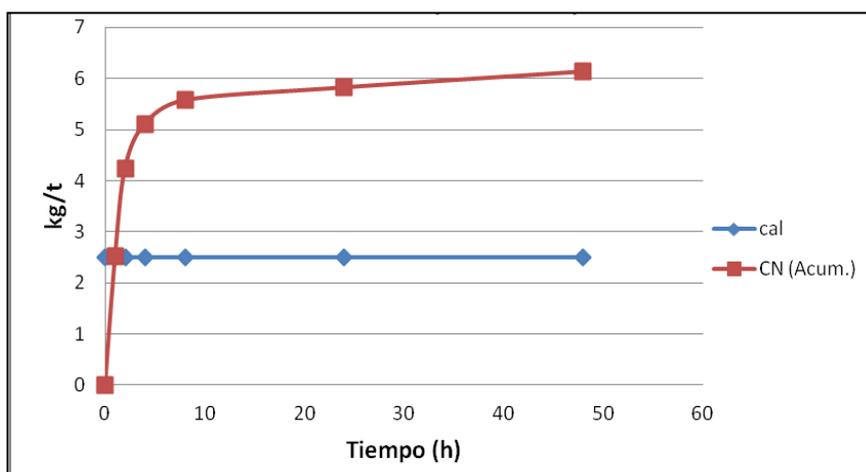


Figura N° 38: Consumo CN y Cal en la cianuración en botellas del mineral fresco

Las Tablas N° 30 y 31, esquematizan los balances metalúrgicos de residuos sólidos y de soluciones ricas de la cianuración en botellas del mineral fresco, respectivamente.

Tabla N° 30: Balance metalúrgico por residuos sólidos de la Cianuración de mineral fresco

Producto	Peso		Ensayos (%, g/TM)			% Distribución		
	g	%	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag
Mineral Fresco	1000,00	100,00	0,48	77,87	99,00	100,00	100,00	100,00
Residuo	980,00	98,00	0,35	7,04	46,00	70,26	8,86	45,54
Recuperación	20,00	2,00	0,07	35,48	26,96	29,74	91,14	54,46

Tabla N° 31: Balance metalúrgico por soluciones y recuperación vs tiempo de lixiviación en mineral fresco

Tiempo (h)	Ensayos, mg/L			Recuperación (%)		
	Cu, mg/L	Au, mg/L	Ag, mg/L	Cu	Au	Ag
1		13,4	2,30		25,81	3,48
2		37,6	4,66		71,46	6,97
4		46,8	10,80		87,75	15,93
8		47,2	21,60		88,50	31,85
24		47,2	32,40		88,50	47,78
48	783	47,6	40,00	23,62	89,25	58,99

La Figura N° 39, muestra la recuperación de Au y Ag en función del tiempo de cianuración del mineral fresco.

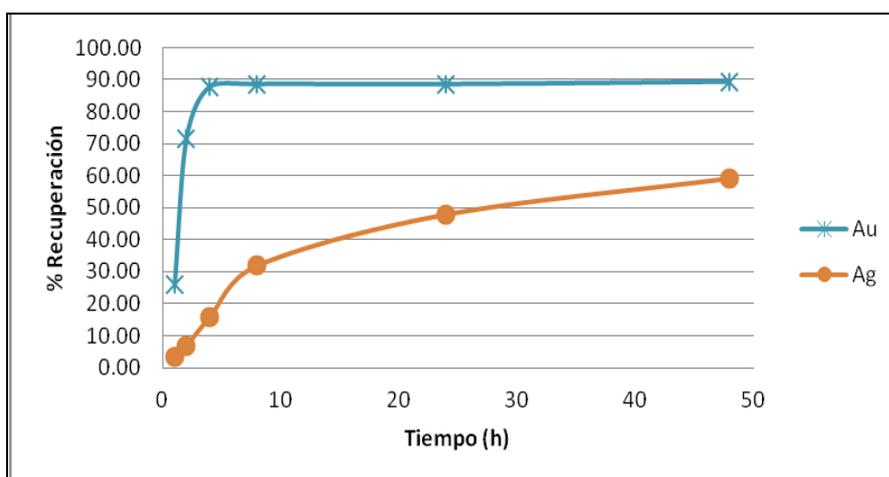


Figura N° 39: Recuperación de Au y Ag vs tiempo de cianuración del mineral fresco

5.1.5.4.2 Cianuración con relaves de concentración gravimétrica Falcón

Análogamente al caso anterior, las Tablas N° 32 y 33, muestran los consumos de reactivos totales, así como, el consumo de CN y Cal en función al tiempo de la cianuración de relave de concentración gravimétrica vía Falcón, respectivamente.

Tabla N° 32: Consumo de reactivos en la cianuración del relave de concentración gravimétrica Falcón

Reactivo	Consumo (Kg/TM)
Cianuro Total adicionado	8,02
Cianuro remanente	2,91
Cianuro consumido	5,10
CaO adicionado	2,00

Tabla N° 33: Consumo de Cal y CN vs tiempo de cianuración del relave de concentración gravimétrica Falcón

Tiempo, h	Cal acumulado, g	CN acumulado, g
0	2	0,00
1		2,30
2		3,50
4		4,20
8		4,58
24		4,93
48		5,06

La Tabla N° 34, muestra los controles de CN libre de la cianuración en botellas usando el relave de concentración gravimétrica Falcón.

Tabla N° 34: Controles de CN libre de la cianuración del relave de concentración gravimétrica Falcón

Tiempo (h)	Volumen analizado, mL	pH	Fuerza inicial g/L	CN Libre (%)	CN Agregado, g	Gasto AgNO ₃ , g	Cal/ agregado g
0	0	12	2	0,20	0	8,03	2,5
1				0,05	2,30	1,90	0
2				0,12	1,20	4,70	
4				0,15	0,70	6,10	
8				0,17	0,38	7,00	
24				0,18	0,35	7,10	
48				0,19	0,09	7,80	

La Figura N° 40, muestra los resultados con respecto al consumo de CN y Cal en la cianuración en botellas del relave de concentración gravimétrica Falcón.

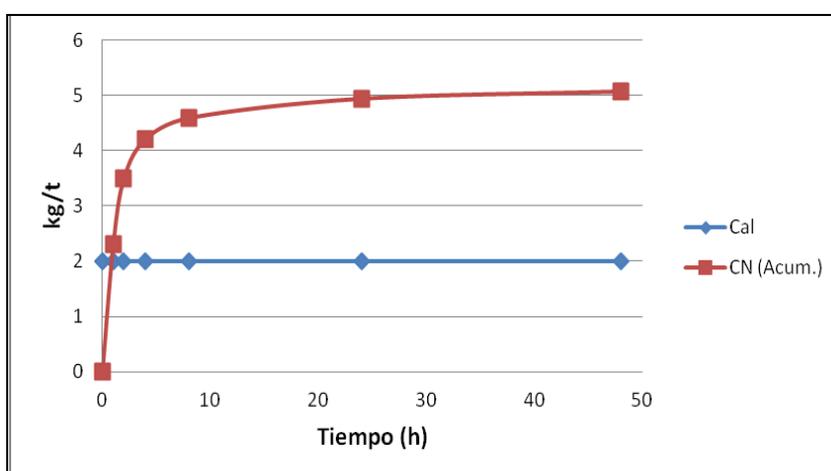


Figura N° 40: Consumo CN y Cal en la cianuración en botellas del relave de concentración gravimétrica Falcón

Las Tablas N° 35 y 36, bosquejan los balances metalúrgicos tanto de residuos sólidos como de soluciones ricas de la cianuración en botellas del relave de concentración gravimétrica Falcón, respectivamente.

Tabla N° 35: Balance metalúrgico de residuos sólidos de la cianuración de relave de concentración Falcón

Producto			Ensayos, %, g/TM			% Distribución		
	Peso, g	%	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag
Relave Falcón	1000,00	100,00	0,463	26,430	74,000	100,00	100,00	100,00
Residuo	985,00	98,50	0,335	3,380	28,000	71,27	12,60	37,27
Recuperación	15,00	1,50	0,089	15,400	30,947	28,73	87,40	62,73

Tabla N° 36: Balance metalúrgico por soluciones ricas y recuperación vs tiempo de lixiviación de relave Falcón

Tiempo (h)	Ensayos, mg/L			Recuperación (%)		
	Cu, mg/L	Au, mg/L	Ag, mg/L	Cu	Au	Ag
1		5,03	3,58		28,55	7,26
2		11,33	7,60		63,44	15,20
4		14,21	15,20		78,50	29,99
8		14,19	22,00		78,39	43,41
24		13,72	26,40		75,79	52,09
48	775	13,76	28,00	24,44	76,01	55,24

La Figura N° 41, muestra la recuperación de Au y Ag en función del tiempo de cianuración del relave de concentración gravimétrica Falcón.

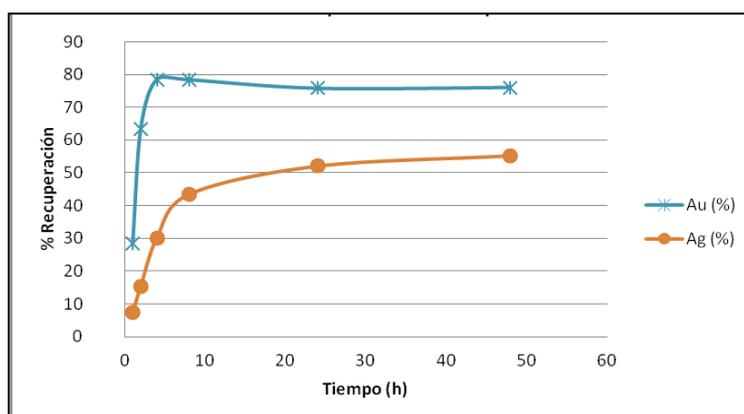


Figura N° 41: Recuperación de Au y Ag en función del tiempo de cianuración del relave de concentración gravimétrica Falcón

Finalmente las Figuras N° 42 y 43, muestran una comparación entre las recuperaciones obtenidas tanto para Cu, Au y Ag y los consumos de CN y Cal, en ambas pruebas (cianuración de mineral fresco y relave de concentración), respectivamente.

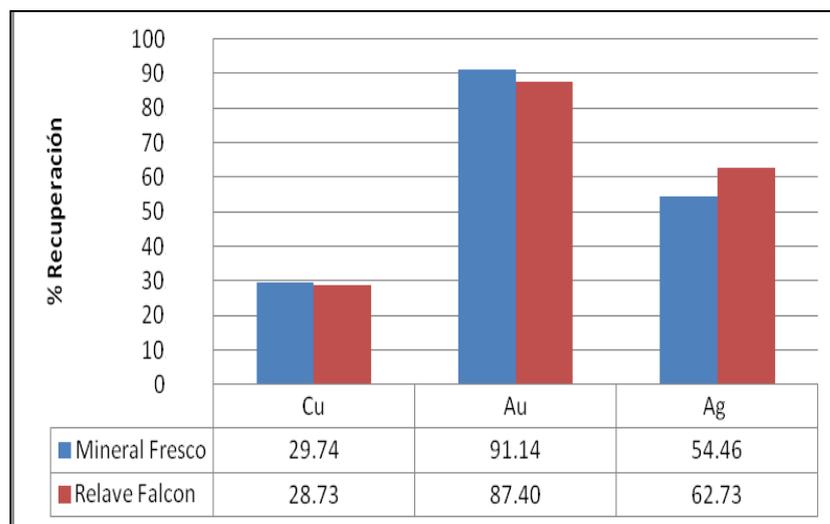


Figura N° 42: Comparación de los % recuperación de Cu, Au y Ag entre mineral fresco y el relave de concentración gravimétrica Falcón

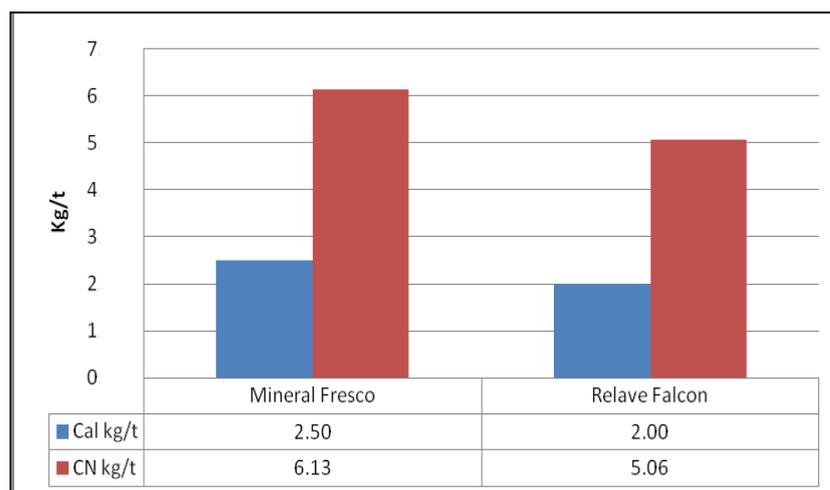


Figura N° 43: Comparación del consumo de reactivos entre mineral fresco y el relave de concentración gravimétrica Falcón

- ✓ De la Figura N° 42 se observa, que la cianuración del mineral fresco experimenta una ligera diferencia en cuanto a recuperación de Au y Cu comparado con el relave de concentración gravimétrica vía Falcón.
- ✓ De la Figura N° 43, es observable, que la cianuración del mineral fresco consumió 6,13 g/TM de CN y 2,5 g/TM de Cal mientras que la del relave del concentrador Falcon solo consumió 5,06 g/TM de CN y 2 g/TM de Cal, lo que nos indica que el uso del relave del concentrador Falcón en cierta forma reduce el consumo de estos reactivos.

- ✓ De las Tablas N° 29 y 34, donde obviamente se muestran entre otros datos los valores del % CN libre contenidos en las soluciones decantadas.

El nivel de este contaminante alcanzó tenores entre 0,18 y 0,19% CN, tanto para la cianuración del mineral fresco como para la del relave de concentración gravimétrica Falcón, lo que equivale a decir 1×10^{-4} mg/L, valores que están muy por debajo de los Límites Máximos Permisibles para descargas de efluentes líquidos de actividades minero-metalúrgicas equivalente a 1 mg/L (Ver Tabla N° 10), lo cual hace viable ambientalmente el proyecto alternativo A, mostrada en la Figura N° 45 (denominado Flow sheet N° 1).

5.1.5.5 Flotación

Las pruebas de flotación, han sido consideradas procesos alternativos para mineral aurífero con altos contenidos de oro fino. Los resultados de las pruebas de flotación tanto del mineral fresco como del relave Falcón se describen a continuación.

5.1.5.5.1 Flotación con mineral fresco

Las Tablas N° 37 y 38, muestran el consumo de reactivos, tiempos y RPM en las distintas etapas de la flotación *Cleaner* y *Rougher*, así como, el % recuperación de Au, Ag y Cu en la flotación de mineral fresco, respectivamente.

Tabla N° 37: Condiciones operacionales de la prueba de flotación de mineral fresco

Etapa	Reactivos, g/TM					Tiempo, min.			pH
	Cal	PAX	A208	3418 ^a	MIBC	Molien-da	Acond	Flota-cion	
Molienda Primaria						15			6,5
<i>Rougher</i> 1			20	25	20		5	4	6,5
<i>Rougher</i> 2		25		20	10		4	5	
<i>Rougher</i> 3		25			5		4	5	
Total	0	50	20	75	35	15	13	14	6,5
Etapa - Celda de Flotación	<i>Rougher</i>		<i>1st Cleaner</i>		<i>2nd Cleaner</i>				
RPM	900								

Tabla N° 38: Balance metalúrgico de la prueba de flotación de mineral fresco

Producto	Peso		Ensayos (% , g/TM)			% Distribución		
	g	%	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag
Conc. Rougher	135,80	13,58	3,02	534,80	723,90	91,16	96,88	89,74
Colas Rougher	864,20	86,42	0,05	2,71	13,00	8,84	3,12	10,26
Cabeza calculada	1 000,00	100,00	0,45	74,97	109,54	100,00	100,00	100,00
Cabeza directa			0,48	77,87	99,00			
% error			6,25	3,72	10,65			

5.1.5.5.2 Flotación con relave de concentración gravimétrica Falcón

Análogamente, las Tablas N° 39 y 40, muestran el consumo de reactivos, tiempos y RPM en las distintas etapas de la flotación Cleaner y Rougher, así como, el % Recuperación de Au, Ag y Cu en la flotación de relave de concentración gravimétrica Falcón, respectivamente.

Tabla N° 39: Condiciones operacionales de la prueba de flotación de relave de concentración gravimétrica Falcón

Etapa	Reactivos, g/TM			Tiempo, min.				
	Cal	PAX	A208	3418 ^a	MIBC	Remo- lienda	Acond.	Flotación
Molienda Secundaria						8		
<i>Rougher 1</i>			20	25	20		5	4
<i>Rougher 2</i>		25		20	10		4	5
<i>Rougher 3</i>		25			5		4	5
Total	0	50	20	75	35	8	13	14
Etapa Celda de Flotación	<i>Rougher</i>		<i>1st Cleaner</i>					
RPM								

Tabla N° 40: Balance metalúrgico de la prueba de flotación de relave de concentración gravimétrica Falcón

Producto	Peso		Ensayos (%, g/TM)			% Distribución		
	g	%	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag
Conc. Rougher	113,70	11,37	3,50	221,00	545,40	90,71	94,16	84,33
Colas Rougher	886,30	88,63	0,05	1,76	13,00	9,29	5,84	15,67
Cabeza calculada	1000,00	100,00	0,44	26,69	73,53	100,00	100,00	100,00
Cabeza directa			0,46	26,43	74,00			
% error			4,35	0,98	0,63			

La Figura N° 44, muestra una comparación entre los % recuperación de Cu, Au y Ag tanto en la flotación de mineral fresco como en la del relave de concentración gravimétrica Falcón.

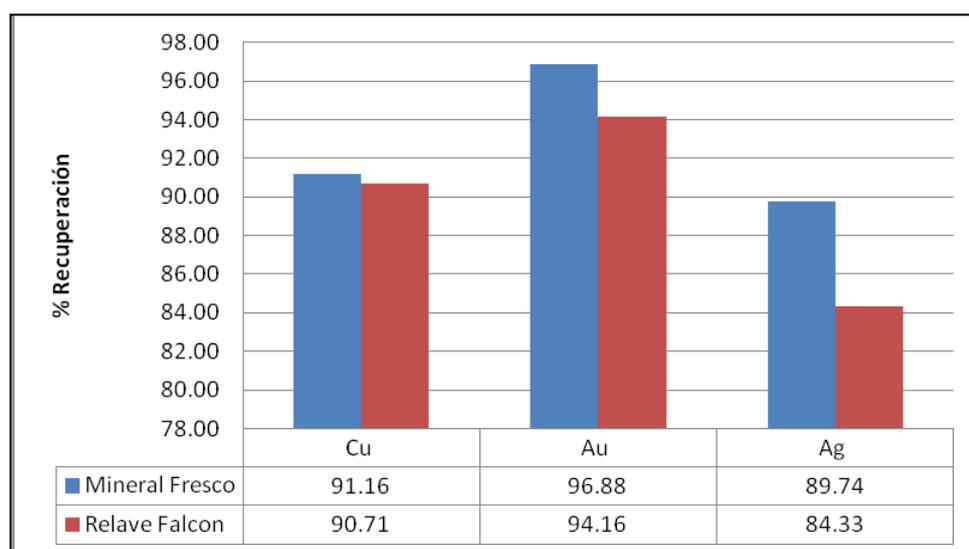


Figura N° 44: Comparación de los % de recuperación de Cu, Au y Ag tanto en la flotación de mineral fresco como la del relave de concentración gravimétrica Falcón

- ✓ De la Figura N° 44, puede observarse que la mejor recuperación por flotación se obtuvo usando el mineral fresco (96,88% Au), frente al de relave Falcón que fue de 94,16% Au.
- ✓ De las Tablas N° 38 y 40, donde se muestra la comparación entre las leyes de cabeza calculadas y las analizadas para ambas pruebas de flotación, se observan

diferencias marcantes en la flotación con relave de concentración gravimétrica Falcón, que evidencia un 0,98% de error para el Au y 0,63% de error para la Ag, lo cual análogamente hace viable el proyecto por la alternativo B, mostrada en la Figura N° 46, denominado Flow sheet N° 2.

- ✓ A diferencia del proceso de cianuración, en el proceso de flotación se obtiene recuperaciones mas altas de los metales valiosos (Au, Cu, Ag), lo cual puede deberse a que el oro libre nanométrico puede estar siendo colectado por los reactivos de flotación usados en estas pruebas.

En las Figuras N° 45 y 46 se muestran los diagramas de flujos de los dos modelos de planta técnicamente viables propuestos según resultados obtenidos de las pruebas metalúrgicas.

5.1.6 Modelo de planta propuesta

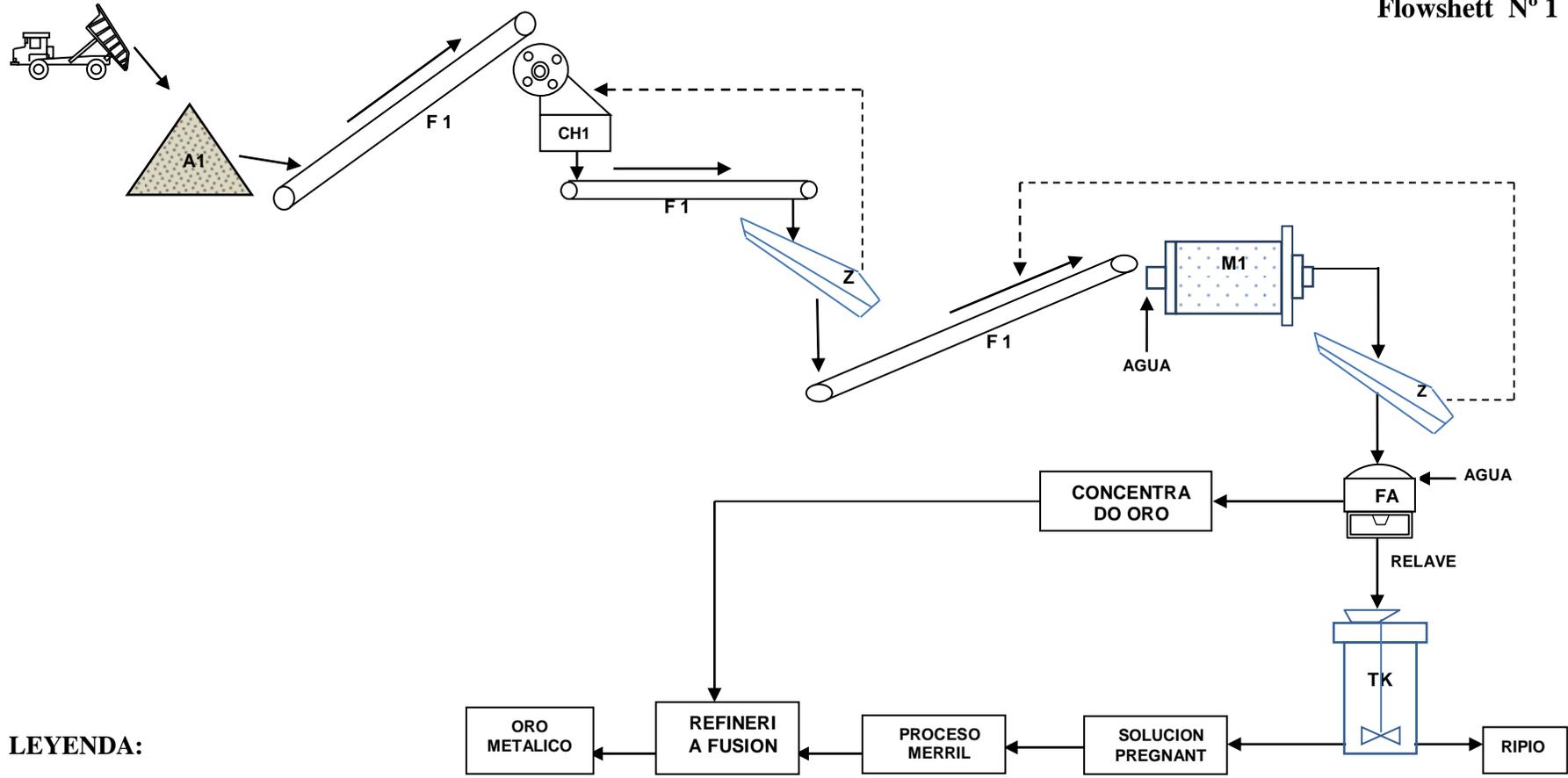
La ingeniería del proyecto envuelve el dimensionamiento de la planta piloto modelo, equipos o reactores a instalarse y el depósito de relaves.

5.1.6.1 Dimensionamiento de la planta piloto modelo

La planta piloto modelo de 25 TMD, estará emplazada en un área de 12 has, incluyendo almacenes, laboratorios y un depósito de relaves 5500 m³ de capacidad (40 m largo x 25 m ancho y 5,5 m de profundidad).

Conforme los resultados de la caracterización microscópica del mineral, pruebas metalúrgicas, ensayos químicos de laboratorio, presentados y discutidos en los capítulos IV y V, y de acuerdo también al objetivo principal de esta tesis, que propone un modelo de planta piloto en la pequeña minería para minimizar los impactos ambientales de las actividades informales; entonces según la revisión del capítulo de fundamentos, se optó el método alternativo para minería aurífera más limpia la de concentración gravimétrica de Falcón en combinación de cianuración, para lo cual se describen a continuación los principales equipos requeridos.

Flowsheet N° 1

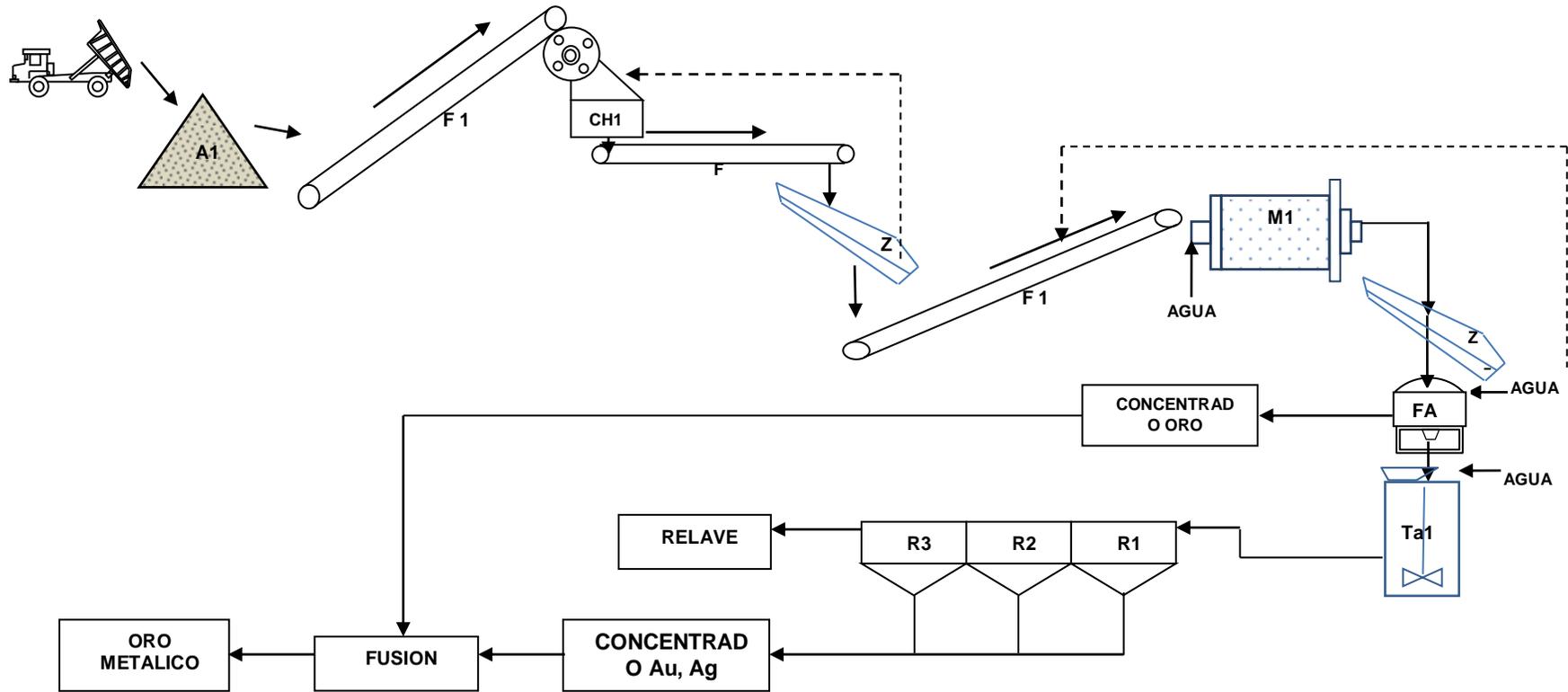


LEYENDA:

- ACUMULAMIENTO DE MINERAL (A 1)
- CHANCADORA DE QUIJADAS (CH 1)
- FAJA TRANSPORTADORA (F 1)
- CONCENTRADOR GRAVIMETRICO FALCON (FA 1)
- ZARANDA ESTÁTICA (Z 1)
- MOLINO DE BOLAS (M 1)
- TANQUE DE AGITACIÓN (TK 1)

Figura N° 45: Diagrama de flujo de la ruta concentración Falcón y cianuración

Flowsheet N° 2



- ACUMULAMIENTO DE MINERAL (A 1)
- CHANCADORA DE QUIJADAS (CH 1)
- FAJA TRASPORTADORA (F 1)
- ZARANDA ESTATICA (Z 1)
- MOLINO DE BOLAS (M 1)
- TANQUE ACONDICIONADOR (Ta 1)
- CELDAS DE FLOTACION ROUGHER (R1),(R2),(R3)
- CONCENTRADOR GRAVIMETRICO FALCON (FA 1)

Figura N° 46: Diagrama de flujo de la ruta concentración Falcón y flotación

5.1.6.2 Dimensionamientos de equipos

En seguida se hace estimaciones de las capacidades y características de los equipos de planta.

Tolva de gruesos

En la Figura N° 47, se visualiza las dimensiones de la tolva de gruesos de que garanticen una capacidad de 50 TMH, para un trabajo de dos días continuos. Los parámetros a tenerse en cuenta para el diseño, son:

- Densidad de mineral: 2,8 TM/ m³
- Capacidad de tolva: 15,00 m³ (50 TMH)
- Ángulo de inclinación: 45°
- Ancho de cubo: 3 m
- Largo de cubo: 3 m
- Área de cubo: 9 m²
- Área de pirámide: 10,5 m²

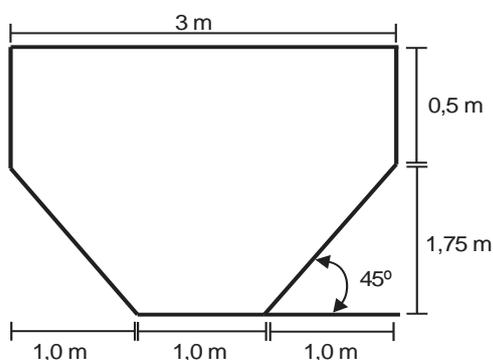


Figura N° 47: Sección transversal de la tolva de gruesos

La tolva de gruesos o de acumulación, usará:

- ✓ 8,5 láminas de fierro de 3 mm de espesor x 3 m de ancho x 1,5 m de largo.
- ✓ 01 Lámina circular de 1,82 m de radio.
- ✓ 01 Lámina circular de 1,42 m de radio.

Todos estos materiales rectangulares permitirán confeccionar la parte superior de la tolva de gruesos en forma de cubo, terminando en cono en la parte inferior, de tal

forma que pueda adaptarse un *shute* por el cual y a través de una compuerta, caerá el mineral por gravedad.

Este dispositivo controlará el material alimentado al circuito de fajas, zaranda o *grizzly* y chancadora o trituradora primaria.

La Figura N° 48, muestra el diseño de la estructura de montaje de la tolva de gruesos.

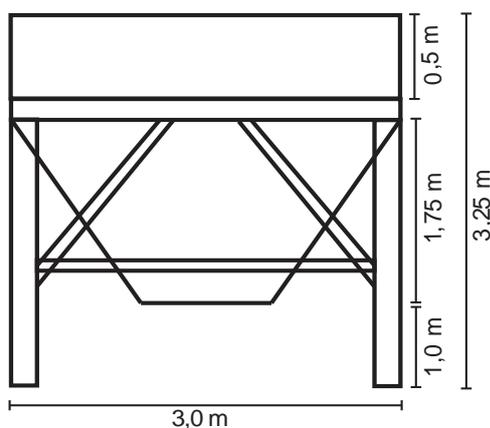


Figura N° 48: Diseño de la estructura de montaje de la tolva de gruesos

Triturador de quijadas

El triturador de quijadas marca Denver, tendrá las siguientes especificaciones técnicas:

- ✓ Dimensiones de mandíbulas: 12'' (largo) x 12'' (ancho) x 23'' (profundo).
- ✓ Dimensiones del equipo + estructura: L = 1,85 m ancho: 1,18 m
- ✓ Alto: 1,8 m
- ✓ Motor: 10 HP; 220/440 V, trifásico 1 200 rpm
- ✓ Capacidad: 2 TMH/h

Zaranda vibratoria

La zaranda vibratoria, presentará las siguientes especificaciones técnicas:

- Abertura de malla : 11 mm
- Tamaño del screm : 90 cm x 1,20 m
- Ángulo de inclinación : 22°

- Velocidad : 600 RPM
- Potencia de motor : 1,5 HP

Molino de bolas 4' x 4'

El molino 4' x 4' y sus accesorios constaran de las siguientes especificaciones técnicas:

- Diámetro interior: 1,1 m
- Longitud interior: 1,8 m
- Densidad de los elementos moledores: 4,7 TM/m³
- Coeficiente del llenado: 40% de la capacidad del volumen del molino.
- Tamaño de partículas de material alimentado: 2 500 μm
- Tamaño de partículas de material producto: 149 μm
- Capacidad de molienda: 1,2 TMH/h

Dimensiones del *shute* de alimentación:

- Ancho : 1,26 m
- Largo : 0,35 m
- Alto : 1,24 m
- Motor : 18 HP 220/440V, 1 700 RPM trifásico

Dimensiones de montaje:

- Longitud : 3 m
- Ancho : 2,85 m

Cálculo de la cantidad de elementos moledores:

- Volumen interno del molino: $\pi R^2 \times \text{longitud} = 1,71 \text{ m}^3$
- Volumen ocupado por elementos moledores: $1,71 \text{ m}^3 (40\%) = 0,68 \text{ m}^3$
- Peso de elementos moledores por llenado: $0,68 \text{ m}^3 \times 4,7 \text{ TM/m}^3 = 3,21 \text{ TM}$.

Cajón de bombeo de sólidos para la descarga del molino 4'x4'

Se tiene pensado instalar una caja de bombeo de sólidos de la descarga de los molinos 4' x 4' con una capacidad de 1,08 m³ usando una bomba centrífuga de 2 ½" x 2".

La Figura N° 49, muestra el dimensionamiento del cajón de bombeo de sólidos para la descarga del molino 4' x 4'.

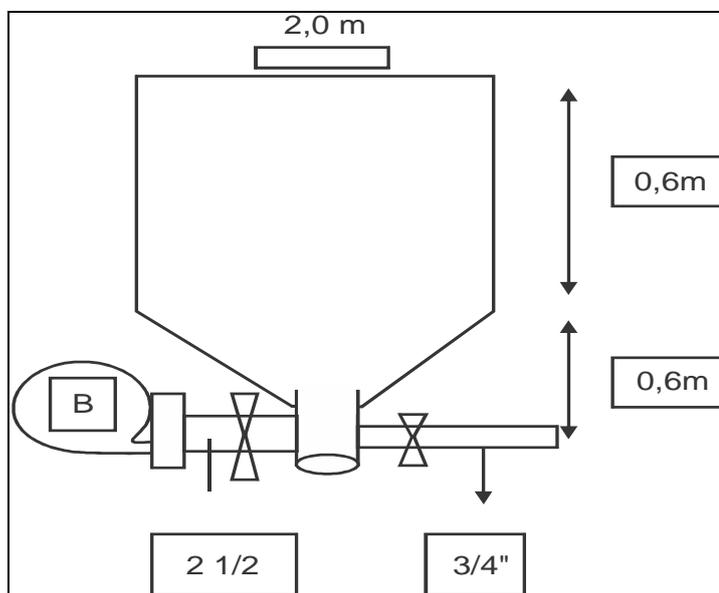


Figura N° 49: Dimensionamiento del cajón de bombeo de sólidos para la descarga del molino 4'x4'

Tanques agitadores

Se muelen 25 TMD, que proviene del concentrador Falcón, la producción de concentrado es 14,5 TMD que será la capacidad del agitador.

La Figura N° 50, muestra un esquema de dimensionamiento del tanque de agitador.

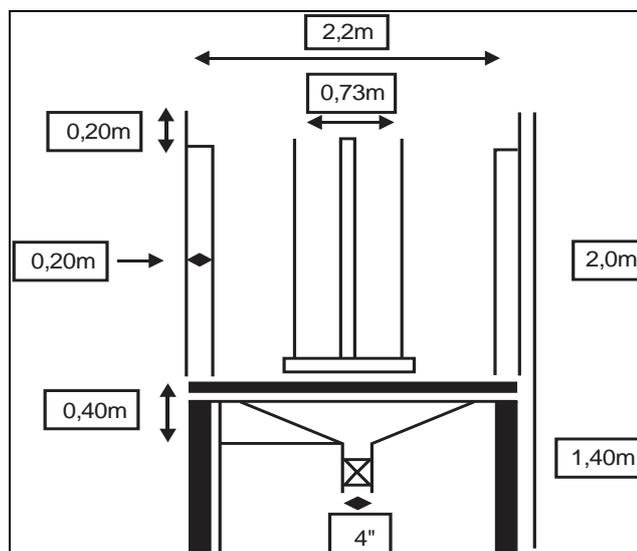


Figura N° 50: Esquema de dimensionamiento del tanque de agitador

El volumen útil del tanque agitador puede calcularse usando la siguiente fórmula.

$$V = \frac{(\pi D^2 L)}{4} + \frac{(\pi D^2 L)}{12} = 7,34 \text{ m}^3$$

Volumen útil del tanque = volumen del cilindro superior más volumen del cono inferior.

Resolviendo, se tiene: 7,34 m³

Otras especificaciones técnicas consisten en:

- ✓ Número de baffles = 2 de 20 cm de ancho por 1,8 m de largo.
- ✓ % Sólidos = 45
- ✓ Densidad de pulpa de concentrados de 3,5 Ton/m³ = 1,6 m³ de mineral por 4,8 m³ de agua.
- ✓ Potencia de cada motor = 5 HP
- ✓ Velocidad de turbina = 350 revoluciones

Las especificaciones de los alabes, son:

- ✓ Ángulo de alabeo = 45°
- ✓ Ancho del alabe = 4"
- ✓ Número de alabes = 4
- ✓ Espesor de alabe = 1/2"

La capacidad de los tanques una vez se hayan adecuado al circuito estarán dispuestas a cianurar 6 TM de concentrado. Por lo tanto, serán usados en su 60% de capacidad.

5.1.6.3 Dimensionamiento del depósito de relave

La capacidad de depósito de las colas será de 9,5 TMD y la cantidad de pulpa de menas y colas proviene del concentrador gravimétrico Falcón.

La cantidad prevista de pulpa a almacenarse dentro de 1 año de operación será de 5 002 m³. La Figura N° 51, muestra el esbozo preliminar del área de depósito de relaves.

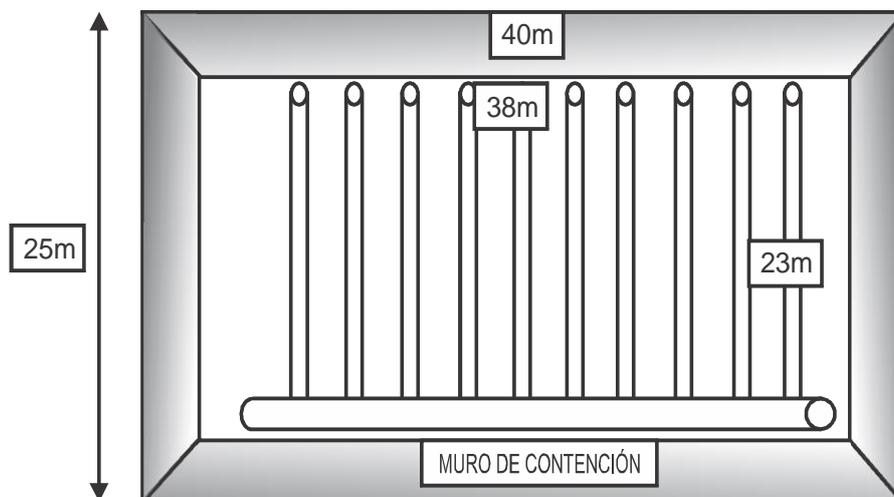


Figura N° 51: Esbozo preliminar del área de depósito de relave

5.2 Plan de minimización de impactos ambientales

Una forma de categorizar los impactos ambientales producidos por la planta piloto modelo a implementar en la zona de Misky, Secocha y Yanaquihua, es agrupándolos de acuerdo a ciertos factores ambientales potencialmente afectados, tales como: ambientes, físico, biológico y socioeconómico-cultural.

Impactos ambientales sobre el ambiente físico

Los impactos ambientales observables en el ambiente físico pueden ser:

✓ *Impacto a la calidad del aire*

Existe contaminación del aire, del tipo de emisión de polvos en la sección chancado y trituración. Otras pueden ser las generadas por actividades de transporte y acarreo del mineral.

La concentración de partículas y contaminantes en el aire de la forma de PM10 y PM2.5 no serán generadas por lo mismo no excederán los Límites Máximos Permisibles. Este impacto es considerado indirecto y de moderada significación. Ver Normas Ambientales de Calidad de Agua, Aire, Gases y Manejo de Residuos Peligrosos en ANEXO N° 9: D.S. N° 074-2001-PCM y R.M. N° 315-96-EM/VMM).

✓ *Aumento de los niveles de ruido*

Las labores a ejecutarse están ubicadas lejos de las agrupaciones poblacionales, por lo tanto el impacto es poco significativo.

✓ *Impacto a la calidad de los suelos*

Es directo y de significación moderada. Está directamente asociada a una inadecuada disposición de los depósitos de relaves, así como trincheras de residuos sólidos, depósitos de mineral de desmontes, etc. Son tierras áridas, sin vegetación y no existen actividades de pastoreo.

✓ *Riesgo de afectación de suelos*

Esto debido a las maquinarias pesadas y vehículos que se desplazan. Existe el riesgo por derrame de combustible, aceites, grasas y lubricantes como producto de la manipulación de estos. Menor extensión y magnitud es la deposición de residuos orgánicos del tipo doméstico (pozo séptico).

✓ *Modificación de la topografía y el paisaje natural*

La modificación del relieve y cambio visual del paisaje natural es significativa.

✓ *Riesgo de derrumbes de taludes*

En la zona de relaves. Es considerado un impacto directo de moderada significación, ya que los taludes deben ser sometidos a pruebas de estabilidad química e hidrológica (test ABA y cubierta vegetal) y/o física (programa SLIDE-método modificado Janbu y Spencer).

✓ *Impacto a la calidad del agua*

Puede afectar aguas superficiales como subterráneas. Es considerado un impacto indirecto de baja significación, debido a la precipitación promedio anual baja y la inexistencia de cursos de agua permanentes. Toda el agua será recirculada en el proceso.

✓ *Modificación del escurrimiento superficial*

Es un impacto indirecto de muy poca significación, las actividades de

recuperación del oro, no serán modificadas debido a que la precipitación pluvial es muy bajo (15 mm)

✓ *Riesgo de afectación a la napa freática*

Es un impacto indirecto calificado como adverso, de poca probabilidad de ocurrencia y es considerada de significación moderada.

Impactos ambientales sobre el ambiente biológico

✓ *Riesgo de afectación a la flora*

No es un impacto significativo, siendo muy escasa, existe vegetación en el cauce de la quebrada de Ocoña con poca densidad. Es terreno eriazo y sin vegetación.

✓ *Riesgo a la afectación a la fauna*

Poco significativo. Migración de fauna, la modificación y pérdida de hábitat y la presencia humana, maquinaria, transporte de mineral, alejara a la escasa fauna y poca biodiversidad en tránsito (aves, zorro, etc.).

Impactos ambientales sobre el ambiente socio económico y cultural

✓ *Riesgo de afectación de la salud.*

La manipulación de reactivos tales como el NaCN, podría eventualmente producir el HCN (pH entre 8 y 9,4), el cual es deletéreo para la salud. Por lo mismo, un uso inadecuado de este reactivo es considerado un impacto adverso y significativo.

✓ *Generación de empleo.*

Es un impacto positivo y significativo, con una marcada influencia en el incremento del empleo local desde el inicio de las operaciones. Se emplearan 12 personas por aproximadamente 5 años.

✓ *Mejora de los niveles de capacitación.*

Es un impacto positivo y significativo. Sera permanente y del tipo técnico. Brindara capacitación en materia de seguridad, salud ocupacional y medio ambiente, a cargo de personas calificadas.

✓ *Alteración del paisaje local.*

Es un impacto negativo, inevitable y de leve significación.

✓ *Riesgo de afectación de zonas arqueológicas*

No se han observado zonas arqueológicas en la zona de influencia directa.

5.3 Acciones de minimización de impactos

- ✓ El relave de flotación y los rípios de cianuración producidos por las rutas *flow sheet* N° 1 y 2 respectivamente, no ofrece un riesgo de contaminar suelos ni cuerpos de agua debido a que serán disponibilizados en un lugar previamente impermeabilizado con geomembranas protectoras. Si fuere el caso de que se pasara del tiempo de operación de 5 años entonces estos residuos deberían después de un tratamiento previo de desintoxicación ser sometidos a degradación natural del cianuro u oxidando el cianuro libre y cianuro disociado en ácidos débiles-DAD, por oxidación química vía peróxido de hidrogeno. Otra alternativa será acondicionar estos residuos para elaborar material de construcción civil (por ejemplo, ladrillos y mezclas asfálticas), siempre y cuando sea sometido a estudios de estabilización química de cobre, debido a sus altos contenidos de cobre (0,335%Cu en rípios de cianuración de relave de concentración gravimétrica Falcón).
- ✓ En el proyecto no se utilizara ninguna fuente de agua de uso agrícola, ya que se usaran las aguas del Rio Ocoña a un flujo de 0,5 m³/día, no dejando de lado la posibilidad de captar nuevas fuentes de agua por medio de paneles de vidrios (agua de precipitación de neblinas) siendo que esta experiencia fue iniciada de manera empírica por unos inmigrantes dueños de algunos denuncios mineros de la zona.
- ✓ Se implementara una planta de tratamiento de aguas servidas y un plan de manejo residuos sólidos urbanos. En relación al manejo de los residuos sólidos no peligrosos, se contratarán a la EPS-RS (Empresa Prestadora de Servicios de Residuos Sólidos) y EC-RS (Empresa Comercializadora de Residuos Sólidos).

- ✓ Se construirán barreras contra ruidos a manera de protección del área industrial.
- ✓ Se implementaran un sistema de colección de gases en las descargas de los hornos de fusión y copelación (tubos de escape) instalados en el laboratorio químico para análisis químico vía seca por oro y plata.
- ✓ La energía eléctrica demandada estará constituida por energías renovables (tipo solar y eólica) o los convencionales (grupos electrógenos).

En la Tabla N° 41, adjunto la matriz de identificación de impactos ambientales.

Tabla N° 41: Matriz de identificación de impactos ambientales en modelo de planta piloto de recuperación de oro

C O M P O N E N T E S	Acciones Impactantes		Factores Impactantes	Abastecimiento de agua y mineral	Campamentos y trabajadores	Explotación de mina	Maquinarias	Planta Chancadora y molienda	Concentración gravimétrica	Cianuración	Relave	Agua residual industrial y doméstica	Residuos sólidos	Residuos peligrosos	Atenuación cianuro de hidrógeno		
Físico	Atmósfera	Aire			-1	2	-1	1	-1	2	-1	1	-1	1	-1	3	
		Ruido		-1	1	-2	2	-1	2	-1	1		-2	1			
	Hidrología	Cantidad	-1				-1	1	-1	1				-1	-1	-1	3
		Paisaje /Topografía		-1	-1	1			-1	1		-1		-1	-1	2	3
	Suelo	Calidad							-1	1		-1		-1	-1	2	3
		Compactación		-1			-1	1			-1	1		1	2		3
Biológico	Fauna	Desplazamiento											-1	-1	-1	3	
	Flora	Cobertura	-1							-1	-1	1	-1	-1	3	3	
Socio Económico	Población	Salud			-1	3	-1	3	-1	3	-1	1	-1	1	-1	2	3
	Economía	Empleo															
		Industriales															
		Agropecuaria	-1														
		Transporte		1										-1	-1	2	3
		Turismo												-1	-1	3	3
Comercio												-2	-1	3	2		

PONDERACIÓN DE IMPACTOS

Impacto débil 1
 Impacto moderado 2
 Impacto fuerte 3

Impacto positivo +
 Impacto negativo -

IMPORTANCIA DEL IMPACTO

Importancia alta 1
 Importancia media 2
 Importancia baja 3

CAPÍTULO VI

ESTUDIO ECONÓMICO – FINANCIERO

6.1 Evaluación económica - financiera

6.1.1 Evaluación económica

La evaluación económica a través de los flujos económicos del presente proyecto permite cuantificar las utilidades del mismo; se determina el valor presente neto, la tasa interna de retorno, el beneficio/costo y el período de recuperación del capital a una tasa de descuento de 18 %. Los resultados económicos se observan en la Tabla N° 6.1, mediante los indicadores económicos VANE, TIRE, B/C y Pay Back.

Para realizar la evaluación económica, los datos principales a considerar son los siguientes:

Capacidad de tratamiento:	25 TM/día
Tratamiento mensual (25 días por mes):	625 TM/mes
Tratamiento anual (12 meses por año):	7 500 TM/año
Método de recuperación metalúrgica:	Gravimetría
Ley de cabeza del mineral:	77 g. Au/TM
Recuperación metalúrgica gravimétrica:	58 %
Cotización del oro:	* Conservador = 1 200,00 S\$/onza-troy
	* Realista = 1 500,00 S\$/onza-troy
	* Optimista = 1 800,00 S\$/onza-troy
Tasa de descuento anual:	18 %
Vida del proyecto:	5 años
Inversión inicial:	US\$ 215 000,00
Costo de tratamiento metalúrgico:	213,00 US\$/TM
Costo de tratamiento anual:	1 600 000,00 US\$/año

6.1.2 Valorización del mineral

Para valorizar el mineral que ha de tratarse por un tratamiento gravimétrico, materia del presente proyecto de investigación, se tendrá que considerar los siguientes parámetros:

6.1.2.1 Precio del mineral

Para un contenido promedio de oro de 77 g Au/TM, hasta la obtención de oro refinado de 99,9%, las condiciones y posibilidades para la contribución económica por concepto del oro recuperable se ve en la Tabla N° 42.

Tabla N° 42 : Cotización del oro

Condiciones	US\$/onza-troy Au
Conservador	1 200,00
Realista	1 500,00
Optimista	1 800,00

6.1.2.2 Recuperación del oro

La recuperación metalúrgica total del oro, por el método gravimétrico, hasta la obtención del metal será de 58 %.

6.1.2.3 Valoración a nivel conservador

- ✓ Condiciones del Mercado Internacional (Bolsa de metales de New York)
- ✓ Cantidad: 1 kg.
- ✓ Precio: 1 200,00 US\$/oz. Troy Au.
- ✓ Pagos: $31,10 \text{ oz/kg} * 0,98 * 1200,00 \text{ US$/oz troy Au} = 37 808,40 \text{ US$/kg. Au}$

✓ Deducciones:

Maquila (8 %):	US\$ 3 024,67
Flete y seguro (7%):	US\$ 2 646,59
Gastos de embarque (1%):	US\$ 378,08
Decreto Ley 21497 (2% exportac.) =	<u>US\$ 756,16</u>
	US\$ 6 805,50
Valor de 1 kg de Au =	US\$ 31 002,90

Valorización anual (año 2013)

$77,00 \text{ g Au/TM} \times 0,58 \times 7 500 \text{ TM} \times 31 002,90 \text{ US$/kg} = \text{US\$ } 10 384 420, 00$

6.1.2.4 Valoración a nivel realista

- ✓ Condiciones del Mercado Internacional (Bolsa de metales de New York)
- ✓ Cantidad: 1 kg.
- ✓ Precio: 1 500,00 US\$/oz. Troy Au.
- ✓ Pagos: $31,15 \text{ oz/kg} * 0,98 * 1500,0 \text{ US\$/oz troy Au} = 47 260,50 \text{ US\$/kg.Au}$

✓ **Deducciones:**

Maquila (8 %):	US\$ 3 780,84
Flete y seguro (7%):	US\$ 3 308,24
Gastos de embarque (1%)	US\$ 472,61
Decreto Ley 21497 (2% exportac.) =	<u>US\$ 945,20</u>
	US\$ 8 506,89
Valor de 1 kg de Au =	US\$ 38 753,61

Valorización anual (año 2013)

$77,00 \text{ g Au/TM} \times 0,58 \times 7 500 \text{ TM} \times 38 753,61 \text{ US\$/kg}$
 $= 12 980, 521,00 \text{ US\$/año}$

6.1.2.5 Valoración a nivel optimista

- ✓ Condiciones del Mercado Internacional (Bolsa de metales de New York)
- ✓ Cantidad: 1 kg.
- ✓ Precio: 1 800,00 US\$/oz. Troy Au.
- ✓ Pagos: $31,10 \text{ oz/kg} * 0,98 * 1800,0 \text{ US\$/oz troy Au} = 56 712,60 \text{ US\$/kg.Au}$

✓ **Deducciones:**

Maquila (8 %):	US\$ 4 537,01
Flete y seguro (7%):	US\$ 3 969,88
Gastos de embarque (1%)	US\$ 567,13
Decreto Ley 21497 (2% exportac.) =	US\$ 1 134,25
	US\$ 10 208,27
Valor de 1 kg de Au =	US\$ 46 504,33

Valorización anual (año 2013)

$77, 00 \text{ g Au/TM} \times 0, 58 \times 7 500 \text{ TM} \times 46 504,33 \text{ US\$/kg} = 15 576, 624,00 \text{ US\$/año}$

6.1.3 Pago por mineral acopiado

Para valorizar el pago a la pequeña minería que explotan el mineral, que luego es acopiado para ser tratado en la planta de recuperación gravimétrica de oro, propuesta en el presente proyecto, se deben tomar las siguientes consideraciones:

Ley de cabeza del mineral:			77 g Au/TM
Ley castigada del mineral (- 35,00 %):			50,05 g Au/TM
Recuperación metalúrgica gravimétrica:			58 %
Recuperación metalúrgica (carbón en pulpa, CIP):			80 %
Cotización del oro:	* Conservador	=	1 200,00 S\$/onza-troy
	* Realista	=	1 500,00 S\$/onza-troy
	* Optimista	=	1 800,00 S\$/onza-troy
Tratamiento anual (12 meses por año):			7 500 TM/año
Tasa de descuento anual:			18 %
Vida del proyecto:			5 años

Pago por mineral acopiado a pequeña minería proveedoras de mineral de oro:

$$48,00 \text{ g Au/TM} \times 0,80 \times 7\,500 \text{ TM} \times 38\,753,61 \text{ US\$/kg}$$

$$= 11\,161\,039,00 \text{ US\$/año}$$

Utilidad por año

$$= 12\,980\,521,00 \text{ US\$/año} - 11\,161\,039,00 \text{ US\$/año}$$

$$= 1\,819\,482 \text{ US\$/año}$$

6.1.4 Inversión

La inversión en el presente proyecto consta de:

✓ Planta, montaje y construcción:	US\$ 150 000,00
✓ Obras civiles:	US\$ 60 000,00
✓ Declaración de impacto ambiental:	US\$ 5 000,00
TOTAL:	US\$ 215 000,00

6.1.5 Depreciación de activos fijos

La depreciación considerada para los activos fijos (planta de tratamiento gravimétrica del oro) será lineal y tendrá el siguiente valor en forma anual:

Depreciación lineal anual: US\$ 150 000,00 / 5 años

US\$ = 30 000,00 /año

6.1.6 Flujo de fondos netos económicos

En la Tabla N° 43 se muestra el flujo de fondos netos económicos del presente proyecto, considerando lo siguiente:

Inversión inicial:	US\$ 215 000,00
✓ Ingresos anuales por mineral tratado:	US\$ 1 819 482,00
✓ Costos de tratamiento anual:	US\$ 1 600 000,00
✓ Depreciación anual:	US\$ 30 000,00
✓ Impuesto a la renta (30 %)	

El flujo de fondos netos económicos, se presenta en la Tabla N° 43

6.1.7 Evaluación financiera

La evaluación financiera a través de los flujos financieros del presente proyecto permite cuantificar las utilidades del mismo; se determina el valor presente neto, la tasa interna de retorno, el beneficio/costo y el período de recuperación del capital a una tasa de descuento de 18 %. Los resultados financieros se observan en las Tablas N° 44, 45 y 46, mediante los indicadores financieros VANF, TIRF, B/C y Pay Back. Para realizar la evaluación financiera, los datos principales a considerar son los siguientes:

Capacidad de tratamiento:	25 TM/día
Tratamiento mensual (25 días por mes):	625 TM/mes
Tratamiento anual (12 meses por año):	7 500 TM/año
Método de recuperación metalúrgica:	Gravimetría
Ley de cabeza del mineral:	77 g. Au/TM
Recuperación metalúrgica gravimétrica:	58 %
Cotización del oro:	* Conservador = 1 200,00 S\$/onza-troy
	* Realista = 1 500,00 S\$/onza-troy
	* Optimista = 1 800,00 S\$/onza-troy
Costo de tratamiento metalúrgico:	200,00 US\$/TM.

Tabla N° 43: Flujo de fondos netos económicos

	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Inversión	215 000,00					
Ingreso anual por mineral tratado		1 819 482,00	1 819 482,00	1 819 482,00	1 819 482,00	1 819 482,00
Costo de tratamiento		1 600 000,00	1 600 000,00	1 600 000,00	1 600 000,00	1 600 000,00
Depreciación		30 000,00	30 000,00	30 000,00	30 000,00	30 000,00
Utilidad antes de impuestos		189 482,00	189 482,00	189 482,00	189 482,00	189 482,00
Impuesto a la renta (30%)		56 844,60	56 844,60	56 844,60	56 844,60	56 844,60
Utilidad después de impuestos		132 637,40	132 637,40	132 637,40	132 637,40	132 637,40
Depreciación		30 000,00	30 000,00	30 000,00	30 000,00	30 000,00
FFNE	215 000,00	162 637,40	162 637,40	162 637,40	162 637,40	162 637,40
		112 404,58	207 662,69			
	VANE	\$ 293 594,96				
	TIRE	70,38%				
	B/C	2,37				
	Pay back	2 años 1mes				

Servicio de la deuda

Inversión inicial:	US\$ 215 000,00
Préstamo:	US\$ 100 000,00
Tasa de descuento anual:	18 %
Vida del proyecto:	5 años
Período de pago:	5 años
Anualidad:	US\$ 31 977,78

En la Tabla N° 44 se muestra el servicio de la deuda, para un préstamo de US\$ 100 000,00, a una tasa de 18% anual, pagadero en 5 anualidades.

Tabla N° 44: Servicio de la deuda

	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Deuda	100 000,00	86 022,22	69 528,43	50 065,76	27 099,82	0,00
Interés		18 000,00	15 484,00	12 515,12	9 011,84	4 877,97
Amortización		13 977,78	16 493,79	19 462,67	22 965,95	27 099,82
Pago total		31 977,78	31 977,78	31 977,78	31 977,78	31 977,78
Pago anual						
		31 977,78				

En la Tabla N° 45 se muestra el balance de pérdidas y ganancias del presente proyecto.

Tabla N° 45: Balance del estado de pérdidas y ganancias

AÑO	1	2	3	4	5
Ingreso anual	1 819 482,00	1 819 482,00	1 819 482,00	1 819 482,00	1 819 482,00
Costos de producción	1 600 000,00	1 600 000,00	1 600 000,00	1 600 000,00	1 600 000,00
Depreciación	30 000,00	30 000,00	30 000,00	30 000,00	30 000,00
Utilidad operativa	189 482,00	189 482,00	189 482,00	189 482,00	189 482,00
Intereses	18 000,00	15 484,00	12 515,12	9 011,84	4 877,97
Utilidad antes de impuestos	171 482,00	173 998,00	176 966,88	180 470,16	184 604,03
Impuesto a la renta (30%)	51 444,60	52 199,40	53 090,06	54 141,05	55 381,21
Utilidad neta	120 037,40	121 798,60	123 876,82	126 329,11	129 222,82

El flujo de fondos financieros del presente proyecto se presenta en la Tabla N° 46

Tabla N° 46: Flujo de fondos netos financiera

	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Préstamo	100 000,00					
Inversión	215 000,00					
Ingresos anual por mineral tratado		1 819 482,00	1 819 482,00	1 819 482,00	1 819 482,00	1 819 482,00
Costo de tratamiento		1 600 000,00	1 600 000,00	1 600 000,00	1 600 000,00	1 600 000,00
Amortización		13 977,78	16 493,79	19 462,67	22 965,95	27 099,82
Intereses		18 000,00	15 484,00	12 515,12	9 011,84	4 877,97
Impuesto a la renta (30%)		51 444,60	52 199,40	53 090,06	54 141,05	55 381,21
FFNE	115 000,00	136 059,62	135 304,82	134 414,15	133 363,17	132 123,01
		115 304,76	212 478,57			
	VANF	\$ 305 826,59				
	TIRF	115,21%				
	B/C	3,66				
	Pay back	1 año				

Evaluación económica

Indicadores económicos:	VANE:	US \$ 293 594,96
	TIRE:	70,38%
	B/C:	2,37
	Pay back:	2 años 1mes

Evaluación financiera

Indicadores económicos:	VANF:	305 826,59
	TIRF:	115,21%
	B/C:	3,66
	Pay back:	1 año

Finalmente, se concluye que el proyecto minero es totalmente rentable y por consiguiente es económicamente viable.

CONCLUSIONES

- ✓ De los ensayos químicos de reconocimiento o pruebas evaluativas, se observa que el Hg en agua alcanzó un tenor de 0,0011 mg/L menor comparado con el límite de detección (0,0001) y mientras que el Hg evidencia una concentración de 83,75 mg/kg (valor muy alto comparado con el valor límite de detección-0,02 mg/kg), en los análisis de suelos y sedimentos respectivamente. Los suelos y sedimentos en la zona de influencia directa Secocha y Misky, está seriamente impactada por mercurio y otros metales castigables esto debido a la gran actividad de la minería aurífera informal.
- ✓ De las caracterizaciones microscópicas, se puede afirmar que existen tres tipos de oro libre en el mineral estudiado: (1) oro nanométrico (2) oro libre de tamaños medios de partícula inferiores a 5 μm , y (3) oro libre micrométrico que pueden tener tamaños medios de partícula entre 20 y 50 μm , asociados a una matriz piritica y zona de alteración de hematita y goethita, entre otras asociaciones por ejemplo el oro electrum.
- ✓ Las curvas de moliendabilidad, esbozadas por la. por la siguiente ecuación:

$$\% \text{ pasante} = 34,58 \ln(\text{tiempo}) - 13,73$$
 poseen una correlación bastante aceptable (99,8%), por lo mismo sirvieron para proyectar las pruebas de flotación, estimando el tiempo óptimo para alcanzar una molienda a 100% -200m (24,5 min). Esto es ratificado por la fragilidad observada en el mineral tratado (índice de trabajo o *work index* igual a 13, 645 KW-h/TC) su alta porosidad (58%), por lo que solo se necesita una etapa de chancado.
- ✓ El cálculo del criterio de concentración gravimétrica de oro asociado a goethita y hematita, osciló entre 3,79 y 4,79 lo cual confirma que los equipos usados entre ellos el Falcón, garantizan una eficiencia de separación de hasta 100% -74 μm , por lo que se puede inferir que los concentradores centrífugos usados son razonablemente eficientes.

- ✓ De las pruebas de concentración gravimétrica, el concentrador Falcón recupera oro grueso y fino, mientras el Jig solo recupera el oro grueso, es por esto que este primero registró mejores recuperaciones de Au y Ag comparados con el segundo concentrador.
- ✓ En las pruebas de cianuración en botella, se observó que el mineral fresco registró un relativamente mayor consumo de cianuro para lixiviar tanto Cu, Au como Ag comparado con el relave de concentración gravimetría Falcón.
- ✓ Las pruebas de flotación registraron mejores recuperaciones comparadas con las de cianuración tanto para mineral fresco como para el relave de concentración gravimétrica Falcón.
- ✓ El diseño resultante de la planta piloto modelo de 25 TMD, consistente en concentración gravimétrica vía Falcón, en combinación con cianuración, donde arrojó CN libre de 1×10^{-4} mg/L muy inferior al LMP (1 mg/L).
- ✓ De las pruebas metalúrgicas se obtienen dos rutas alternativas técnica y ambientalmente viables, para el diseño de la planta piloto modelo: **Alternativa A:** según el Flow sheet N° 01 (Figura N° 45) y **Alternativa B:** según el Flow sheet N° 02 (Figura N° 46).
- ✓ La minimización de los impactantes ambientales previamente identificados tuvieron lugar mediante la identificación de los factores ambientales potencialmente afectados, los cuales son: físico, biológico y socioeconómico-cultural.
- ✓ El relave de flotación y los ripsos de cianuración producidos por las rutas flow sheet No 1 y 2 respectivamente, no ofrece un riesgo de contaminar suelos ni cuerpos de agua debido a que serán dispuestos en un lugar previamente impermeabilizado con geomembranas protectoras. En el caso de superar los 5 años de operación entonces estos residuos serán tratados y sometidos a degradación natural del cianuro u oxidando el cianuro libre y cianuro disociado en ácidos débiles-DAD, por oxidación química vía peróxido de hidrogeno. Otra alternativa será acondicionar estos residuos para elaborar material de construcción

civil (por ejemplo, ladrillos y mezclas asfálticas), siempre y cuando sea sometido a estudios de estabilización química de cobre, debido al contenido de cobre (0,335% Cu en rípios de cianuración de relave de concentración gravimétrica Falcón).

- ✓ En el proyecto no se utilizara ninguna fuente de agua de uso agrícola, ya que se usaran las aguas del Rio Ocoña a un flujo de 0,5 m³/día, no dejando de lado la posibilidad de captar nuevas fuentes de agua por medio de paneles de vidrios (agua de precipitación de neblinas) siendo que esta experiencia fue iniciada de manera empírica por inmigrantes dueños de algunos denuncios mineros de la zona.
- ✓ Se implementara una planta de tratamiento de aguas servidas y un plan de manejo residuos sólidos urbanos. En relación al manejo de los residuos sólidos no peligrosos, se contratarán a la EPS-RS (Empresa Prestadora de Servicios de Residuos Sólidos) y EC-RS (Empresa Comercializadora de Residuos Sólidos).
- ✓ Se construirán barreras contra ruidos a manera de protección del área industrial.
- ✓ Se implementarán un sistema de colección de gases en las descargas de los hornos de fusión y copelación (tubos de escape) instalados en el laboratorio químico para análisis químico vía seca por oro y plata.
- ✓ La energía eléctrica demandada estará constituida por energías renovables (tipo solar eólica) y convencionales (grupos electrógenos).
- ✓ Los impactos ambientales generados por la implementación del proyecto pueden ser considerados poco significativos.
- ✓ El estudio económico financiero demuestra que la implementación de una planta piloto modelo de 25 TMD, es rentable.
- ✓ Finalmente, la estructuración de las partes desarrolladas en esta tesis cumplieron con los aspectos viables de un proyecto de investigación: técnico, medioambiental, social y económico.

LINEAS DE INVESTIGACION A FUTURO

- ✓ Prever el uso de un Microscopio Electrónico de Transmisión-MET, para observar el tamaño medio real y morfología de las partículas nanométricas de oro libre.
- ✓ Complementar los estudios microscópicos, con un análisis de oro y plata por mallas (monotamaños) para calcular el grado de liberación del mineral estudiado.
- ✓ Determinar el área específica superficial de las partículas gruesas de oro (g/cm^2 o kg/m^2), los factores de forma y la esfericidad de la partícula, como parámetros de control dentro de las muchas caracterizaciones físicas rutinariamente determinadas.
- ✓ Optimizar la recuperación de oro por cianuración y flotación, tanto del mineral fresco como del relave de concentración gravimétrica moliendo a 80% malla - 200m (para disminuir el tamaño medio y aumentar el área específica superficial de partícula a reaccionar).
- ✓ Implementar una Declaración de Impacto Ambiental según el formato requerido por la autoridad competente.
- ✓ Contemplar el uso de energía solar, eólica y de biomasa para la explotación y procesamiento de minerales auríferos en la zona estudiada.
- ✓ Concientizar a los actores involucrados (*state holders*) para hacer cumplir los principios básicos de gestión ambiental en pequeña minería, mediante una capacitación integral en la zona de influencia Secocha, Misky y Yanaquihua.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ✓ Barreto Serrano Luis, 2002. **Contaminación por Mercurio y sus consecuencias e impactos en la Ecología y Población Rural**. Disponible y accesado por internet, el 01 de Noviembre del 2011, en: http://www.ambiente-ecologico.com/ediciones/2002/085_09.2002/085_Investigacion_LuisBarretoSerrano.php3

- ✓ Betancourt Oscar; Guimaraes Jean Remy, 2009. **El mercurio en el río Puyango, relacionado con la explotación del oro, Suroeste del Ecuador**. Artículo presentado al Coloquio sobre Metales y Medio Ambiente en los Andes y Amazonia realizado en la ciudad de Lima entre el 14 y 16 de Octubre del 2009.

- ✓ Bose-O'Reilly Stephan; Lettmeier Beate; Matteucci Gothe Raffaella; Beinhoff Christian; Siebert Uwe; Drasch Gustav, 2008. **Mercury as a serious health hazard for children in Gold Mining Areas**. Environmental Research 107 (2008) pp. 89-97.

- ✓ Bose-O'Reilly Stephan; Lettmeier Beate; Roeder Gabriele; Siebert Uwe; Drasch Gustav, 2008. **Mercury in breast milk – A health hazard for infants in gold mining areas?**. International Journal Hygiene and Environmental Health 211 (2008) pp. 615-623.

- ✓ Bose-O'Reilly S.; Drasch G.; Beinhoff C.; Maydl S.; Osko M.R.V; Roeder G.; Dzaja D., 2002. **The Mt. Diwata study on the Philippines 2000-treatment of mercury intoxicated inhabitants of a gold mining area with DMPS (2,3-Dimercapto-1-propane-sulfonic acid, Dimaval)**. The Science of the Total Environment 307 (2003) pp. 71-82.

- ✓ Da Luz Adao Benvindo, 2004. **Tratamento de Minérios**. Capitulo 6, pp.241-267 y Capitulo 7, pp.271-283. 4ta. Edicion CETEM-MTC. Rio de Janeiro-Brasil.

- ✓ De Andrade Lima L. R. P.; Bernardez L. A.; Barbosa L. A. D., 2008. **Characterization and Treatment of Artisanal Gold Mine Tailings**. Journal of Hazardous Materials 150 (2008) pp. 747-753.
- ✓ **Denver Equipment Company Hanbook**, 1954.
- ✓ Chaves Fernandes F. R.; Muniz Matos G. M.; Castilhos Z. C., 2007. **Tendencias Tecnologicas Brasil 2015. Geociencias e Tecnologia Mineral**. CETEM/MCT. Rio de Janeiro-Brasil.
- ✓ Collazos Cerron Jesus. **Manual de Evaluación Ambiental de Proyectos**.
- ✓ Egler Silvia G.; Rodrigues-Filho Saulo; Villas-Boas Roberto C.; Beinhoff Christian, 2006. **Evaluation of Mercury Pollution in cultivated and wild plants from two small communities of the Tapajós Gold Mining Reserve, Pará State, Brazil**. Science of the Total Environment 368 (2006) pp. 424-433.
- ✓ FEI COMPANY. **Todo lo que quiso saber sobre microscopia electrónica pero que nunca se atrevió a preguntar**. Boletín didáctico de la compañía FEI.
- ✓ Fonseca Martins Gomes Otavio, 2007. **Microscopia Co-Localizada: Novas Possibilidades na Caracterização de Minérios**. Tesis de Doctorado en Ingeniería Metalúrgica y Materiales por el Departamento de Ingeniería Metalúrgica y Materiales de la Pontificia Universidad Católica de Rio de Janeiro, RJ. Brasil.
- ✓ Galvao Luiz A. C.; Corey German, 1987. **Mercurio**. Centro Panamericano de Ecología Humana y Salud de la Organización Panamericana de la Salud. Metepec-Mexico.
- ✓ Gomez Marroquin, Mery Cecilia, 2008. **Caracterizacao e Cinetica de Reducao de Ferrita de Zinco presente em Poeiras de Aciaria, pelo CO puro e Misturas CO-CO₂**. Tesis para optar el Grado Académico de Doctor en Ingeniería Metalúrgica y Materiales por el Departamento de Ingeniería Metalúrgica y Materiales de la Pontificia Universidad Católica de Rio de Janeiro, RJ. Brasil.

- ✓ Hernández Sampieri Roberto, 2006. **Metodología de la Investigación**. Cuarta Edición Editorial Mc Graw Hill, impreso en México Abril, 2006.
- ✓ Hilson Gavin; Pardie Sandra, 2006. **Mercury: An Agent of Poverty in Ghana's Small-scale Gold Mining Sector?**. Resources Policy 31 (2006) pp. 106-116.
- ✓ Hruschka Felix, 2001. El proyecto GAMA. **Una Propuesta Integral para la Minería Artesanal del Peru**. Jornada Internacional sobre el Impacto Ambiental del Mercurio utilizado por la Minería Aurífera Artesanal en Iberoamérica, llevado a cabo en la ciudad de Lima durante los días 26, 27 y 28 Setiembre del 2001.
- ✓ Hurlburt Cornelius S. Jr; Klein Cornelis, 1992. **Manual de Mineralogía de Dana**. 3ra. Edición. Editorial Reverté S.A. Barcelona-España.
- ✓ Londoña Soria Jesus Hildebrant, 2007. **Manejo y Control del Mercurio en la Minería Artesanal**. Tesis para optar el Titulo de Ingeniero Metalurgista por la FIGMM UNI.
- ✓ Logsdon Mark J.; Hagelstein Karen; Mudder Terry I, 2001. **El manejo del Cianuro en la Extracción del Oro**. Editado por el Consejo Internacional de Metales y Medio Ambiente y traducido al español por Management of Cyanide in Gold Extraction. Disponible el 09 de julio en el sitio web: <http://www.panoramaminero.com.ar/ICMME.pdf>
- ✓ Mannheimer Walter, 2002. **Microscopia dos Materiais**. Edición de la Sociedad Brailera de Microscopia y Microanálisis.
- ✓ Mukherjee Arun B.; Zevenhoven Ron; Brodersen Jens; Hylander Lars D.; Bhattacharya Prosun, 2004. **Mercury in Waste in the European Union: Sources, Disposal Methods and Risks**. Resources, Conservation and Recycling 42 (2004) pp.155-182.
- ✓ Perales Espinoza, Luis Arturo, 2005. **Estudio de Factibilidad de una Planta de Beneficio de Au-Ag**. Informe de Suficiencia Profesional para optar el Titulo de Ingeniero Metalurgista por la FIGMM UNI.

- ✓ Schoster Arce Frieda Silvia, 1992. **Análisis de Mercurio en Muestras del Medio Ambiente.** Tesis para optar el Grado Académico de Maestro en Ciencias con mención en Energía Nuclear.
- ✓ Shandro Janis A.; Veiga Marsello M.; Chouinard Rebecca, 2009. **Reducing Mercury Pollution from Artisanal Gold Mining in Munhega.** Journal of Cleaner Production 17 (2009) pp. 25-532.
- ✓ Silva Loura Eecto Eduardo, 2002. **Prevencao e Controle da Poluicao nos Setores Energético, Industrial e de Transporte.** 2da Edition. Editora Interciencia. Rio de Janeiro-Brasil.
- ✓ Sousa N. Rodolfo; Veiga M. Marcello; Klein Bern; Telmer Kevin; Gunjan J. Aaron, 2010. **Strategies for Reducing the Environmental Impact of Reprocessing Mercury-Contaminated Tailings in the Artisanal and Small-scale Gold Mining Sector: Insights from Tapajós River Basin, Brazil:** Journal of Cleaner Production 18 (2010) pp. 1757-1766.
- ✓ Vieira Rickford, 2006. **Mercury-free Gold mining Technologies. Possibilities for adoption in the Guianas.** Journal of Cleaner Production 14(2006) pp. 448-454.
- ✓ Villas-Boas Roberto; Sanchez Mario, 2006. **Tecnologías Limpias en las Industrias Extractivas Minero Metalúrgica y Petrolera.** Jornadas Iberoamericanas CFCE de Santa Cruz de la Sierra-Bolivia realizadas entre el 12 y 16 de junio del 2006. Capitulo 4-Garimpos y Producao Limpia. Pequeña Minería en el Perú pp.151-175. Editadas por los autores y auspiciadas por la CYTED y CETEM. Rio de Janeiro-Brasil.
- ✓ Villas-Boas Roberto; Shields Deborah; Solar Slavko; Anciaux Paul; Onal Guven, 2005. **A review on Indicators of Sustainability for the Minerals Extraction Industries.** CETEM y CYTED. Rio de Janeiro-Brasil.
- ✓ Zacarias Diaz Ricardo, 1990. Apuntes de clases del curso de Concentración de Minerales I y II ministradas en la escuela de Metalurgia FIGMM UNI.

ANEXOS

ANEXO N° 1: ENSAYOS QUIMICOS



**LABORATORIO DE ENSAYO ACREDITADO POR
EL ORGANISMO PERUANO DE ACREDITACIÓN
INDECOPI-SNA CON REGISTRO N° LE - 050**

Laboratorios Analíticos del Sur



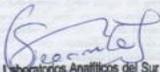
Registro N° LE-050

INFORME DE ENSAYO LAS-12-02689

Señores: Bruno Chaucayanqui Fecha de emisión: 12/05/2012
Dirección: Esquina Av. Independencia con calle Paucarpata s/n Pág.: 1/1
Atención: Bruno Chaucayanqui
Recepción: 10/05/2012
Realización: 10/05/2012

Método de ensayo aplicado
*552 Método de Ensayo a fuego para Oro por Gravimetría
501 Método de Ensayo para Plata por Absorción Atómica - 2011 (METODO DE ENSAYO ACREDITADO)

Muestra #	Nombre de muestra	Descrip. de muestra	Procedencia de la muestra	601	502	552	552	501	501
				Cu	Cu	Au	Au	Ag	Ag
				%	%	g/TM	oz/TC	g/TM	oz/TC
MN12005158	Prueba Falcon Muestra:Concentrado Falcon Peso:68.9 gr Analisis:Au Ag 10-05-12	Concentrado	No proporcionado por el cliente	-----	-----	830.7	24.23	469	13.68
MN12005159	Prueba Falcon Muestra:Relave Falcon Peso:137.3 gr Analisis:Au Ag 10-05-12	Relave	No proporcionado por el cliente	-----	-----	26.43	0.771	74	2.16



Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.
Sixto Vicente Juárez Neira
Gerente General
Ing. Químico CIP 19474



**LABORATORIO DE ENSAYO ACREDITADO POR
EL ORGANISMO PERUANO DE ACREDITACIÓN
INDECOPI-SNA CON REGISTRO N° LE - 050**

Laboratorios Analíticos del Sur



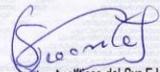
Registro N° LE-050

INFORME DE ENSAYO LAS-12-02690

Señores: Bruno Chaucayanqui Fecha de emisión: 12/05/2012
Dirección: Esquina Av. Independencia con calle Paucarpata s/n Pág.: 1/1
Atención: Bruno Chaucayanqui
Recepción: 10/05/2012
Realización: 10/05/2012

Método de ensayo aplicado
*552 Método de Ensayo a fuego para Oro por Gravimetría
501 Método de Ensayo para Plata por Absorción Atómica - 2011 (METODO DE ENSAYO ACREDITADO)

Muestra #	Nombre de muestra	Descrip. de muestra	Procedencia de la muestra	601	502	552	552	501	501
				Cu	Cu	Au	Au	Ag	Ag
				%	%	g/TM	oz/TC	g/TM	oz/TC
MN12005160	Prueba Jig Muestra:Concentrado Jig Peso:127.4 gr Analisis:Au Ag 10-05-12	Concentrado	No proporcionado por el cliente	-----	-----	190.4	5.553	102	2.98
MN12005161	Prueba Jig Muestra:Relave Jig Peso:80 gr Analisis:Au Ag 10-05-12	Relave	No proporcionado por el cliente	-----	-----	41.58	1.213	95	2.77



Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.
Sixto Vicente Juárez Neira
Gerente General
Ing. Químico CIP 19474



Laboratorios Analíticos del Sur

Parque Industrial Río Seco C-1 Cerro Colorado
Arequipa Perú / Apartado 2102

Tel: (054) 443294 Fax: (054) 444582

www.laboratoriosanaliticosdelsur.com

INFORME DE ENSAYO LAS-12-02943

Fecha de emisión: 23/05/2012

Pág.: 1/1

Señores: Bruno Chaucayanqui
Dirección: Esquina Av. Independencia con calle Paucarpata s/n
Atención: Bruno Chaucayanqui
Recepción: 23/05/2012
Realización: 23/05/2012

Método de ensayo aplicado
903 Método de ensayo para Cobre por Absorción Atómica en solución Ácida

Muestra #	Nombre de muestra	Descrip. de muestra	Procedencia de la muestra	901 Au mg/L	902 Ag mg/L	903 Cu mg/L
SS12000720	Solucion - RF 48 hrs F:19-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	-----	-----	775
SS12000727	Solucion - MF 48 hrs F:19-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	-----	-----	783

Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.
Sixto Vicente Juárez Neira
Gerente General
Ing. Químico CIP-19474



Laboratorios Analíticos del Sur

Parque Industrial Río Seco C-1 Cerro Colorado
Arequipa Perú / Apartado 2102

Tel: (054) 443294 Fax: (054) 444582

www.laboratoriosanaliticosdelsur.com

INFORME DE ENSAYO LAS-12-02991

Fecha de emisión: 25/05/2012

Pág.: 1/1

Señores: Bruno Chaucayanqui
Dirección: Esquina Av. Independencia con calle Paucarpata s/n
Atención: Bruno Chaucayanqui
Recepción: 23/05/2012
Realización: 23/05/2012

Método de ensayo aplicado
*538 Método de Ensayo para Cobre por Absorción Atómica 4 Ácidos
*552 Método de Ensayo a fuego para Oro por Gravimetría
*551 Método de Ensayo a fuego para Oro por Absorción atómica
*540 Método de Ensayo para Plata por Absorción Atómica en Minerales
*553 Método de Ensayo a fuego para Plata por Gravimetría

Muestra #	Nombre de muestra	Descrip. de muestra	Procedencia de la muestra	538 Cu %	552 Au g/TM	552 Au oz/TC	551 Au g/TM	551 Au oz/TC	540 Ag g/TM	540 Ag oz/TC	553 Ag g/TM	553 Ag oz/TC
MN12005648	Concentrado -MF Peso: 135.8 gr F:23-05-12	Concentrado	No proporcionado por el cliente	3.02	534.8	15.60	-----	-----	-----	-----	723.9	21.11
MN12005649	Relave -MF Peso: 77 gr F:23-05-12	Relave	No proporcionado por el cliente	0.046	-----	-----	2.71	0.079	13	0.38	-----	-----
MN12005650	Ripio -MF Peso: 250 gr F:23-05-12	Ripio	No proporcionado por el cliente	0.347	-----	-----	7.04	0.205	46	1.34	-----	-----
MN12005651	Concentrado -RF Peso: 113.7 gr F:23-05-12	Concentrado	No proporcionado por el cliente	3.50	221.0	6.44	-----	-----	-----	-----	545.4	15.91
MN12005652	Relave -RF Peso: 79.6 gr F:23-05-12	Relave	No proporcionado por el cliente	0.046	-----	-----	1.76	0.051	13	0.38	-----	-----
MN12005653	Ripio -RF Peso: 230 gr F:23-05-12	Ripio	No proporcionado por el cliente	0.335	-----	-----	3.38	0.099	28	0.82	-----	-----

Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.
Omar A. Juárez Soto
Gerente de Operaciones
I. Sc. Ingeniero Químico CIP 114426



Laboratorios Analíticos del Sur

Parque Industrial Río Seco C-1 Cerro Colorado
Arequipa Perú / Apartado 2102

Telf: (054) 443294 Fax: (054) 444582

www.laboratoriosanaliticosdelsur.com

INFORME DE ENSAYO LAS-12-02880

Fecha de emisión: 22/05/2012

Pág.: 1/1

Señores: Bruno Chaucayanqui
Dirección: Esquina Av. Independencia con calle Paucarpata s/n
Atención: Bruno Chaucayanqui
Recepción: 21/05/2012
Realización: 21/05/2012

Método de ensayo aplicado

901 Método de ensayo para Oro por Absorción Atómica en solución Alcalina
902 Método de ensayo para Plata por Absorción Atómica en solución Alcalina

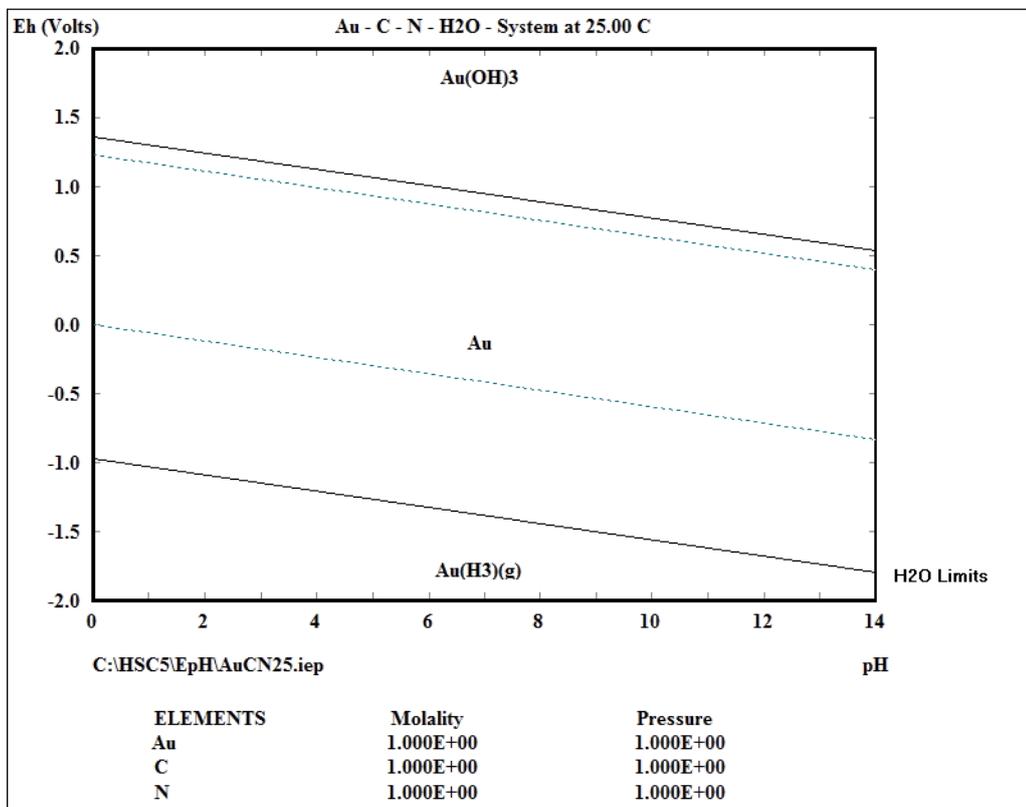
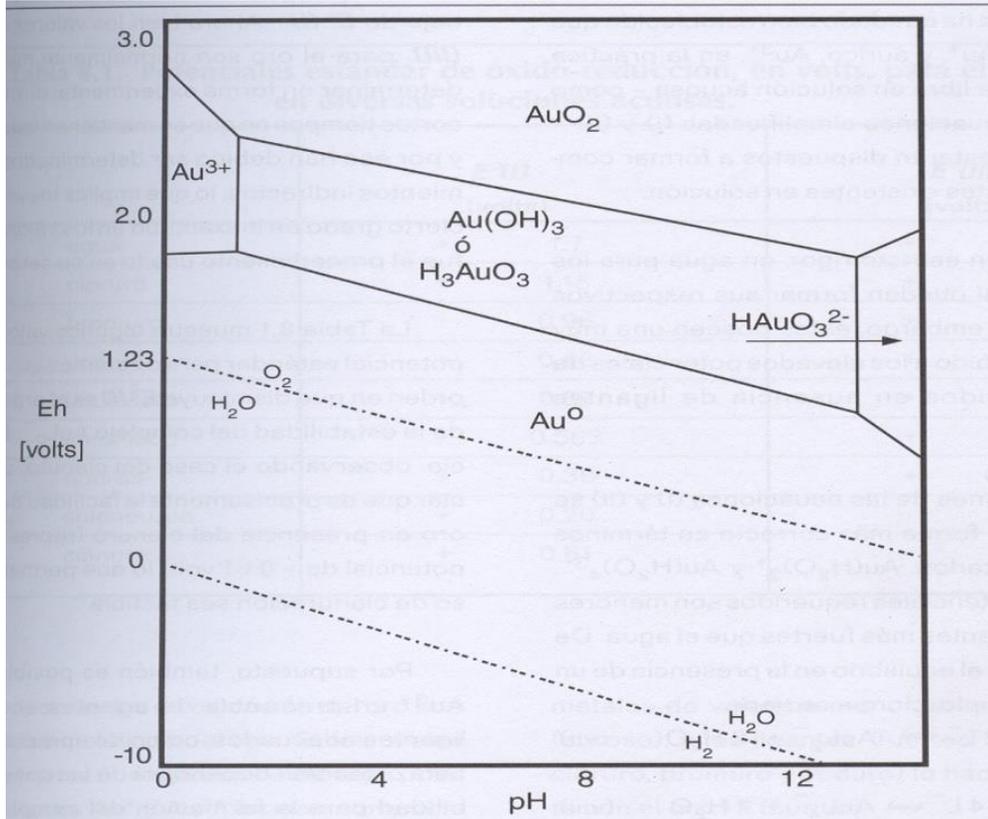
Muestra #	Nombre de muestra	Descrip. de muestra	Procedencia de la muestra	901 Au mg/L	902 Ag mg/L
SS12000715	Solucion - RF 1 hr F:16-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	5.03	3.58
SS12000716	Solucion - RF 2 hrs F:16-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	11.33	7.60
SS12000717	Solucion - RF 4 hrs F:17-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	14.21	15.2
SS12000718	Solucion - RF 8 hrs F:17-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	14.19	22.0
SS12000719	Solucion - RF 24 hrs F:18-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	13.72	26.4
SS12000720	Solucion - RF 48 hrs F:19-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	13.76	28.0
SS12000721	Solucion - MF 1 hr F:16-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	13.40	2.30
SS12000722	Solucion - MF 2 hrs F:16-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	37.60	4.66
SS12000723	Solucion - MF 4 hrs F:17-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	46.80	10.8
SS12000724	Solucion - MF 8 hrs F:17-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	47.20	21.6
SS12000725	Solucion - MF 24 hrs F:18-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	47.20	32.4
SS12000727	Solucion - MF 48 hrs F:19-05-12	Solución de cianuro	No proporcionado por el cliente	47.60	40.0

Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.
Omar A. Juárez Soto

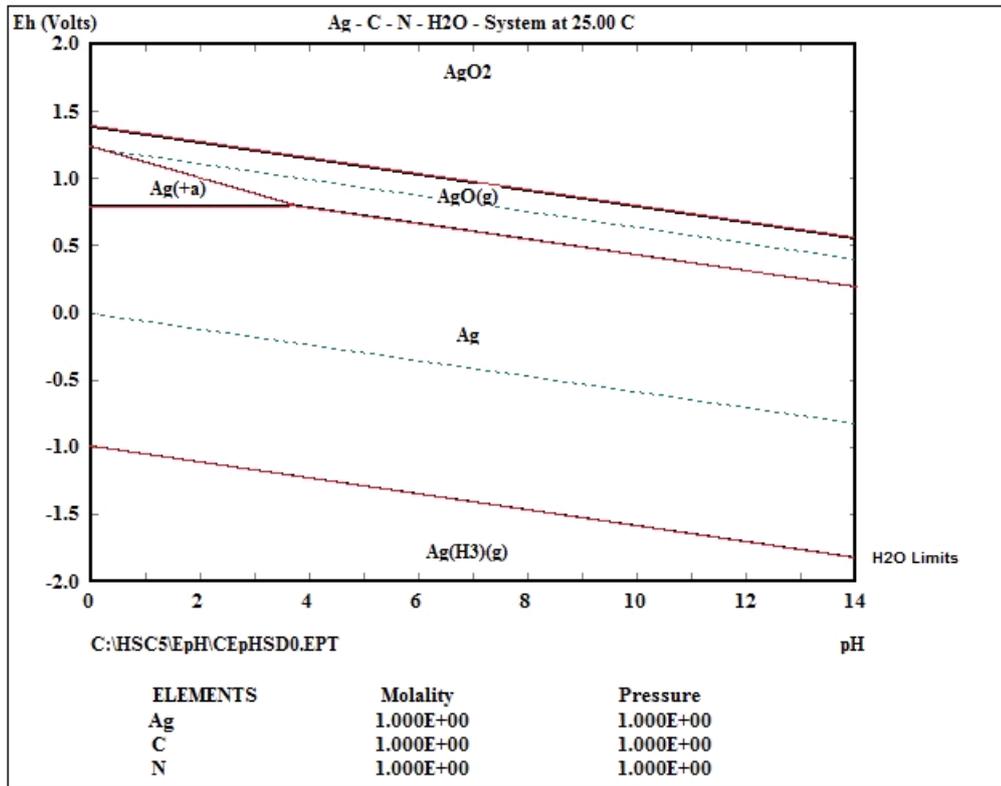
El resultado: "< Valor numérico", significa, que se encuentra debajo del límite de cuantificación indicado. Los resultados de los ensayos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de producto o sistema de calidad.

ANEXO N° 2: DIAGRAMAS DE POURBAIX

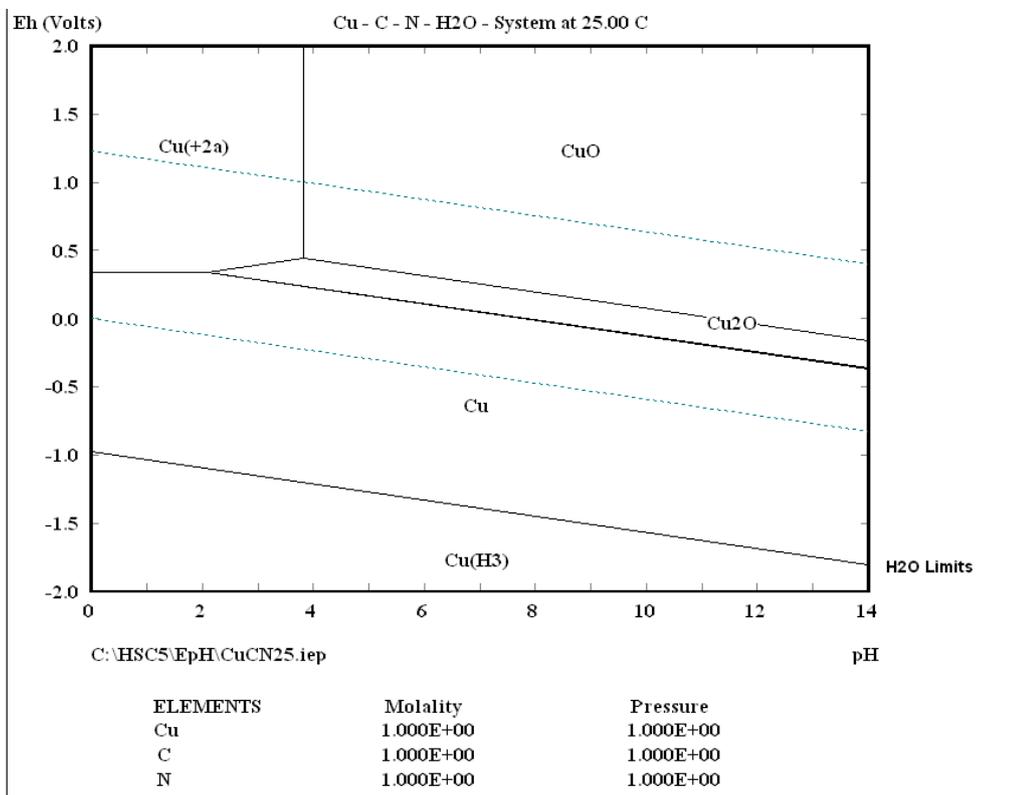
2.1 Sistema Au-C-N-H₂O



2.2 Sistema Ag-C-N-H₂O



2.3 Sistema Cu-C-N-H₂O



ANEXO N° 3: MOLINOS DE LABORATORIO

PROCEDIMIENTO

Las pruebas de molienda en Laboratorio son llevados a cabo principalmente para establecer dos parámetros de prueba:

1. El grado de molienda requerido para una adecuada liberación de partículas de minerales, así como también estas pruebas proporcionarán información acerca de asociaciones entre sulfuros-mineral de ganga, sulfuro-sulfuro, sulfuro-metal precioso y metal precioso-ganga.
2. Establecer la relación de granulometría vs. tiempo de molienda. Esta información proporciona una indicación de la energía de molienda requerida para reducir el tamaño de partícula a una malla particular. Una serie simple de pruebas de tres o cuatro tiempos de molienda seguidos por una etapa de flotación Rougher modelo, proporcionará una información útil cuando se realicen los gráficos comparativos del grado de molienda vs. ley de recuperación del mineral. Un examen visual de los productos de relave del Rougher usando un microscopio binocular también revelará la extensión de las pérdidas del mineral debido a una molienda insuficiente o sobre molienda.

A. EQUIPOS NECESARIOS

3. Equipo de protección personal (EPP).
4. Conjunto de rodillos para rotación del molino con ajuste de velocidad.
5. Molino de bolas de laboratorio con una carga de bola modelo.
6. *Tymer* o cronómetro.
7. Probeta graduado de 1 litro.
8. Balde de pulpa de 13 litros para la MENA molida, etc.
9. Lavatorio y estación de mangueras de agua.

B. PROCEDIMIENTO

Un molino de bolas es el dispositivo preferido de molienda porque va a reproducir más cercanamente la distribución granulométrica del producto en la planta. Si el molino de bolas no cuenta con un dispositivo de retención de bolas en la descarga, entonces se descargan cuidadosamente la pulpa del molino en una malla de bolas ubicado sobre el balde de la pulpa.

Es crítico para un molino de bolas tener una alimentación de malla -10. La carga de bolas ha sido diseñada para este tamaño de alimentación máximo. Si se introduce partículas más grandes en el molino, estas partículas grandes no se molerán apropiadamente y resultará por lo tanto con una distribución de tamaño y fractura de partículas insatisfactoria.

10. Moler arena o cuarzo para limpieza a 60% de sólidos por 5 minutos antes de la prueba de molienda. Lavar el molino y las bolas completamente y eliminar la muestra de limpieza.
11. Posicionar el molino limpio de tal manera que pueda cargarse apropiadamente la carga de bolas.
12. Transferir una carga de prueba de la MENA preparada a un tamaño de partícula -10 m hacia el molino limpio. Añadir reactivos si fuera necesario, agregar agua al porcentaje de sólidos deseado, tener presente la humedad del mineral (ver cálculos).
13. Sellar la tapa del molino de forma hermética y posicionar el molino sobre rodillos para la operación de molienda.
14. Ajustar y encender el *Tymer* para un tiempo deseado de molienda.
15. Cuando se complete la molienda, ubicar el molino de tal forma que se pueda remover la tapa. Lavar y limpiar cuidadosamente la tapa. Remover la carga de bolas lavando y limpiando. Vaciar la pulpa del molino y lavar con una cantidad mínima de agua, para minimizar la pérdida de material.
16. Si no se lleva a cabo otra molienda, recargar las bolas y llenar el molino con agua y cal. Asegurar la tapa del molino.
17. Cálculos para la adición de agua para obtener el porcentaje de sólidos deseado.

Ejemplo:

Porcentaje de sólidos = 50%

Peso de carga seca = 1000 g

En consecuencia: $0,50 = 1000/(1000+X)$ donde X es agua

$0,50(1000+X) = 1000$

$500 + 0,50X = 1000$

$0,50X = 500$

$X = 1000 \text{ mL de agua}$

Mineral con presencia de humedad

Ejemplo

Humedad = 2,5%

$1000 \times 0,025 = 25 \text{ mL}$

Entonces (1000 mL - 25 mL) = 975 mL es la cantidad de agua a agregar

ANEXO N° 4: CURVA DE MOLIENDABILIDAD DE LOS MOLINOS DEL LABORATORIO

PROCEDIMIENTO

A. OBJETIVO DEL PROCEDIMIENTO

Obtener una gráfica en donde pueda ver el grado de conminución que se puede obtener en los molinos de laboratorio a diferentes tiempos de molienda, con un determinado mineral

B. EQUIPOS EMPLEADOS

1. Equipos de protección personal (EPP)
2. Molino 12x12 (1Kg)
3. Rop Tap
4. Conjunto de Mallas *Tyler*
5. Probeta de 1L o 1 000 cc
6. Bandejas
7. Cronometro
8. Balanza

C. INFORMACIÓN GENERAL

Esta etapa es importante debido a que con esta grafica podremos determinar el tiempo óptimo de molienda para este mineral, la cual nos indica el grado de liberación adecuado para el proceso de flotación.

D. PROCEDIMIENTO

- 1) Molino 12x12
 - a) Se toma una muestra de 1 Kg de mineral y 1L de agua
 - b) Se mezcla el mineral con el agua dentro del molino de bolas
 - c) Con el molino listo para operar se procede a moler la muestra a diferentes tiempos: 6 min, 10 min y 14 min
 - d) Una vez cumplido los minutos para cada caso con mucho cuidado se procede a descargar el producto molido en una bandeja limpia.
 - e) Con la muestra ya en la bandeja se procede a secar la muestra para el análisis de mallas respectivo.
 - f) Después de haber secado la muestra se saca una muestra representativa del producto de molienda por el método de cono y cuarteo para tamizar.
 - g) Después de tamizar en el *Rop -Tap* a las mallas: 70, 100, 140, 200 y 325 de la serie *Tyler*. Haciendo uso de la balanza se pesa el material no pasante de cada malla, anotando los pesos para hacer el cálculo del P_{80} .

ANEXO N° 5: WORK INDEX

PROCEDIMIENTO

El índice de Bond indica la potencia requerida para moler material desde un tamaño infinito a un tamaño tal que pase un 80% por una malla de corte requerida, permitiendo así una estimación de la energía para la molienda (KW-h/TC).

A. EQUIPOS MATERIALES

- Molino de bolas Bond estandar 12" x 12"
- Bolas de acero
- Tamices de diferentes números de mallas
- Brochas
- Balanza
- Probeta
- Cronometro
- Bandejas
- 10 Kg. de mineral 100% – 6 m

B. PROCEDIMIENTO

- a. Preparar (previamente homogenizado y cuarteado) una muestra de 10 kg de mineral a 100% - 6m.
- b. Determinar gráficamente el F_{80} de la alimentación, ya que el mineral no debe contener finos mayor que el 30% con la malla de referencia o malla de separación, de ser así separar el material fino y reponer por material fresco de peso equivalente al separado.
- c. Luego que las muestras han sido secadas se procede a cargar la muestra para disminuir la porosidad hasta alcanzar el volumen de 700 cm^3 , posteriormente determinar el peso del volumen citado. Tener en cuenta la humedad del mineral, este peso será la carga inicial al molino y deberá mantenerse durante toda la prueba.
- d. Calcular el peso ideal del producto (PIP) de 1 350 g de mineral, considerando una carga circulante-CC de 250% según la expresión.

$$PIP = \frac{M}{3,5}$$

Iniciar el primer ciclo de molienda a 100 revoluciones o vueltas del molino, con $M = 1\ 350 \text{ g}$ de mineral (peso seco en gramos de 700 cm^3) cargados en el molino junto con la carga de bolas estándar previamente seleccionada. Detener la marcha del molino.

- e. Luego, se tamiza la descarga del molino a través de la malla de corte separando el mineral pasante. Finalmente se pesa el pasante o los finos.
- f. Calcular los gramos netos molidos en los finos por revolución del molino conocido como Gpb (índice de moliendabilidad o gramos netos molidos por revolución).
- g. Reponer a los gruesos (P_1) un peso de mineral fresco igual al pasante de manera que se mantenga constante el peso M . El mineral fresco, se extrae de las bolsas cuarteadas, la cantidad exacta de mineral se obtiene por cuarteo.
- h. Calcular el peso probable del producto Q_1 (finos en el mineral fresco repuesto) en el segundo ciclo para obtener nuevamente 250% de carga circulante.
- i. Calcular el número de revoluciones para el siguiente ciclo (n_2), según:

$$n_2 = \frac{Q_1}{Gpb, anterior}$$

- j. Repetir los pasos desde el (e) al (m) por aproximadamente 6 veces, hasta que los gramos netos molidos por revolución (Gpb) se mantengan constantes o la variación sea mínima.
- k. Se realiza el análisis granulométrico de los finos o producto del último ciclo de prueba, de manera similar que a la alimentación para obtener el 80% pasante del producto en micras.
- l. Finalmente, se aplica la formula (4,5) para el cálculo de W_i .

ANEXO N° 6: CONCENTRADORES GRAVIMÉTRICOS

PROCEDIMIENTO

Las pruebas de concentración gravimétrica de laboratorio son llevados a cabo principalmente para establecer que equipo es relativamente mas eficiente en la recuperación de los metales preciosos, como el oro.

A. EQUIPOS NECESARIOS

Equipos Falcon y Jigs

Tymer o cronómetro.

Balanza automatica

Balde de pulpa de 13 litros para relaves, medios y concentrados.

Lavatorio y estación de mangueras de agua.

B. PROCEDIMIENTO

El concentrador gravimétrico Falcon de laboratorio utiliza un motor eléctrico que mueve el cono concentrador y un flujo de agua que lava el mineral, debido al movimiento centrifugo del Falcon, se produce la separación de las fases ricas de las esteriles, gracias a la notoria diferencia de sus pesos específicos; y un Jig que funciona con un motor eléctrico que mueve un brazo biela que a su vez acciona una membrana que da las pulsaciones al colchón de perdigones que hace la clasificación por el peso específico del mineral, la ganga rebosara como relave y el mineral con alto peso específico como concentrado pasara el colchón de perdigones para luego ser lavado. Ver hojas de pruebas

Hoja de Prueba - Concentración gravimétrica Jig

Test No.:	P-6		
Procedimiento:	Concentracion Gravimetrica Jig		
Alimentación:	5 Kg	mall	100
Molienda:	7,5 minutos / 1 Kg / 50% solidos en molino de bolas de Laboratorio.		
Condiciones de Operación:			
<u>Mineral</u>			
Peso del mineral:	5	Kg	
%Solidos en la Alimentacion:	25	%	
Dilucion:	3:1		
Granulometria mineral:	80% -	100m	
<u>Concentrador Jig</u>			
Flujo de pulpa:	2,5	L/min	
Volumen de agua:	5	L/min	
Tiempo de acondicionamiento:	5	min	
Tiempo Operación:		25	min

P80 = 150 μm

Hoja de Prueba - Concentración gravimétrica Falcón

Test No.: P-5

Propósito: Evaluar la recuperación de Oro Libre

Procedimiento: Concentración Gravimétrica Falcón

Alimentación: 5 Kg malla 100

Molienda: 7,5 minutos / 1 Kg / 50% sólidos en molino de bolas de Laboratorio.

Remolienda: No

Comentario: Aplica

P80 = 150 μm

Condiciones de Operación:

Mineral

Peso del mineral:	5	Kg
%Solidos en la Alimentacion:	25	%
Dilucion:	3:1	
Granulometria mineral:	80% -	100 m

Concentrador Falcon

Fuerza centrifuga:	150	G
Presion:	5	PSI
Flujo de pulpa:	2,5	L/min
Volumen de agua:	3	L/min
Tiempo de acondicionamiento:	5	min
Tiempo Operación:	15	min

ANEXO N° 7: CIANURACIÓN EN BOTELLAS

A. PROCEDIMIENTO

La cianuración es un proceso que se aplica al tratamiento de menas de oro. Se basa en que el oro libre es soluble en soluciones cianuradas alcalinas diluidas.

B. EQUIPOS MATERIALES Y REACTIVOS

- a. Banco de Rodillos.
- b. Peachimetro.
- c. 2 Botella de vidrio de 4 L.
- d. Balanza digital.
- e. Soporte universal.
- f. Bureta 25 mL y pipeta 10 mL.
- g. Vaso de precipitado de 50 mL.
- h. Probetas de 10 mL y 25 mL.
- i. Muestra de mineral.
- j. Cianuro de sodio.
- k. Cal viva.
- l. Agua destilada.
- m. Nitrato de plata, Ag (NO₃).
- n. Ioduro de potasio, IO.

C. PARÁMETROS DE TRABAJO

- | | |
|---------------------------|-----------------------|
| a. Muestra: | 1 000 g |
| b. Gravedad específica: | 2,8 g/cm ³ |
| c. Porcentaje de sólidos: | 40% |
| d. Dilución: | 1,5 a 1 |
| e. H ₂ O: | 1500 mL |
| f. CNNa: | 2 g/L |
| g. pH: | 11,5 |
| h. Tiempo de cianuración: | 48 h |

D. PREPARACIÓN

- a. Se mezcla la muestra con 1 475 mL de agua para formar la pulpa y se mide el pH (tiene que estar por encima de 10,5), en caso contrario subir el pH con cal.
- b. Pesar 3 g de cianuro de sodio que a su vez son disueltos en 25 mL de agua.
- c. Mezclar la solución de cianuro con la pulpa.
- d. Medir el pH (tiene que estar por encima de 10,5)
- e. Luego, se vierte la pulpa a la botella y finalmente se cierra.

E. PROCEDIMIENTO

La muestra pesada es vertida en una botella rotulada (damajuana) luego se agrega el agua hasta conseguir la dilución respectiva.

Luego, se mide el pH natural del mineral y se agrega cal en raciones pequeñas hasta conseguir un pH adecuado entre 10 - 10,5 para luego adicionar cianuro.

Una vez agregado el cianuro se procede a la cianuración, haciendo girar durante 48 horas la botella con mineral y cianuro de sodio en un banco de rodillos (que consta de dos rodillos y un motor impulsor de 1 HP) monitoreando a las horas establecidas según la hoja de control de la prueba midiendo el pH y consumo de cianuro.

En cada hora de monitoreo se extrae 20 mL, 10 mL para análisis y 10 mL para titular el consumo de cianuro.

Para la titulación del consumo de cianuro de sodio se usara 25 mL de nitrato de plata en la bureta, se añade tres gotas de ioduro de potasio preparado al 5% a la solución cianurada, luego se hará caer gota a gota el nitrato de plata sobre la solución con el indicador hasta que vire a un color amarillo lechoso indicando un consumo de nitrato de plata.

El cálculo del consumo de CN libre en g/L, es posible usando la siguiente formula:

$$NaCN(ppm) = \frac{Vol.AgNO3 (ml) * Conc.AgNO3 \left(\frac{g}{lt}\right) * 577}{VMuestra (ml)}$$

Sin embargo, el cálculo de la cantidad necesaria de NaCN a agregar para mantener la concentración inicial de CN en la prueba, se viabiliza usando esta formula.

NaCN, g (agregado) = (Fuerza inicial, g/L - CN libre, g/L) x V Total (L)

Donde:

V Total (L) = Volumen del agua inicial agregado + volumen de agua del mineral húmedo.

Hoja de Prueba - Cianuración del mineral fresco

CIANURACION EN BOTELLA - MINERAL FRESCO					
CONDICIONES DE OPERACIÓN					
<u>BOTELLA</u>					
Codigo de Muestra	Mineral	Fresco	Fecha inicio: _____		
Granulometria :	(MF)		Hora inicio: _____		
Peso de mineral:	80%	-200m			
Humedad del mineral:	1,0	Kg	Fecha final: _____		
Botella vacía	0,00		Hora final: _____		
	-	Kg			
<u>CIANURACIÓN</u>					
Dilución:	1,5		% Solidos:	40,00	
Peso de H ₂ O:	1 500	g	Fuerza NaCN:	2 g/L	
Peso de H ₂ O + mineral:	2,50	Kg	NaCN inicial:	3 g	
pH natural :	6,5		Fecha inicio:	16/05/2012	
CaO inicial:	2,5	g	Hora inicio:	1pm	
pH inicial :	10				

Hoja de prueba cianuración – Relave concentración gravimétrica Falcón

CONDICIONES DE OPERACIÓN									
<u>BOTELLA</u>									
Codigo de Muestra:	Relave Falcon (RF)				Fecha inicio: _____				
Granulometria :	65% - 100 m				Hora inicio: _____				
Peso de mineral:	1,00 Kg				Fecha final: _____				
Humedad del mineral:	0,00				Hora final: _____				
Botella vacía	- Kg								
<u>CIANURACIÓN</u>									
Dilución:	1,5				% Solidos:	40,00			
Peso de H ₂ O:	1 500 g				Fuerza NaCN:	2 g/L			
Peso de H ₂ O + mineral:	2,50 Kg				NaCN inicial:	3 G			
pH natural :	6,5				Fecha inicio:	16/05/2012			
CaO inicial:	2				Hora inicio:	1pm			
pH inicial :	10								
<u>CONTROLES</u>									
Tiempo (horas)	Volumen analizar en mL	pH	Fuerza inicial g/L	CN Libre (%)	CN g (Agregado)	Gasto AgNO ₃	Cal agregado	Au ppm	O ₂ ppm
0	0	12,0	2	0,20	0	8,031	2,5		
1	10	12,0	2	0,05	2,300	1,9	0		
2	10	12,0	2	0,12	1,200	4,7	0		
4	10	12,0	2	0,15	0,700	6,1	0		
8	10	12,0	2	0,17	0,380	7	0		
24	10	12,0	2	0,18	0,350	7,1	0		
48	10	12,0	2	0,19	0,086	7,8	0		
Observación :									
* El volumen extraído es de 20 mL, 10 mL para la titulación y 10 mL para el análisis.									

ANEXO N° 8: FLOTACIÓN

PROCEDIMIENTO

Las pruebas de flotación se llevan a cabo regularmente para investigar el efecto de cambios en el dosaje o tipo de reactivos, etc., tamaño de partícula (primaria o remolienda), tipo de mena y condiciones de agua en menor escala y así determinar rápidamente las condiciones de operación óptima del molino. .

A. EQUIPOS NECESARIOS

Equipo de protección personal (EPP).
 Conjunto de rodillos para rotación del molino con ajuste de velocidad.
 Molino de bolas de laboratorio con una carga de bola modelo.
 Tímer o cronómetro.
 Probeta graduado de 1 L.
 Balde de pulpa de 13 L para descargar la MENA molida.
 Lavatorio y estación de mangueras de agua.
 Celdas de flotación de 2,5 L de capacidad.
 Máquina de flotación Denver SUB-A.
 Bandejas taradas para recepción de concentrado de las celdas de flotación.
 Equipos medidores de pH.
 Mineral chancado a -10 mallas.
 Paletas para remover las espumas.
 Reactivos preparados: 3418A, MIBC, A-208, PAX.

B. PROCEDIMIENTO

Tener planificada la prueba, calcular las adiciones de los reactivos, conocer los pesos de cada gota de reactivos de baja solubilidad.
 Tener recipientes listos, paleta de remoción y equipo medidor de pH.

C. MOLIENDA

Transferir 1 Kg de mineral -10 m al molino.
 Agregar los reactivos.
 Alimentar agua (50% de sólidos).
 Moler por 15 minutos.

D. ACONDICIONAMIENTO PARA ROUGHER I

Usar la celda de 2,5 L de capacidad, poner el agitador a 900 rpm.
 Agregar los reactivos correspondientes según la hoja de prueba.
 Medir el pH, ajustar el pH si es requerido y anotar la adición de cal.
 Acondicionar por 5 minutos.

E. FLOTACIÓN ROUGHER I

Abrir el aire lentamente, con una paleta limpia remover las espumas en una bandeja limpia.
 Lavar el eje y las paredes de la celda con la ayuda de una pizeta, continúa removiendo las espumas hasta que transcurran los primeros minutos.
 A continuación cerrar el aire.

F. ACONDICIONAMIENTO PARA ROUGHER II

Agregar los reactivos correspondientes según la hoja de prueba
 Medir el pH, ajustar el pH si es requerido y anotar la adición de cal.
 Acondicionar por 2 minutos.

G. FLOTACIÓN ROUGHER II

Abrir el aire lentamente, con la misma paleta remover las espumas en una bandeja, cambiar las bandejas de concentrado como se requieran.
 Lavar el eje y las paredes de la celda con la ayuda de una pizeta, continúa removiendo las espumas hasta que transcurran los siguientes minutos.
 A continuación cerrar el aire.
 Acondicionar para la flotación Rougher III.
 Agregar los reactivos correspondientes.
 Medir el pH, ajustar el pH a 95 si es requerido y anotar la adición de cal.
 Acondicionar por 2 minutos.

H. FLOTACIÓN ROUGHER III

Abrir el aire lentamente, con la misma paleta remover las espumas en una bandeja, cambiar las bandejas de concentrado como se requieran.
 Lavar el eje y las paredes de la celda con la ayuda de una pizeta, continuar removiendo las espumas hasta que transcurran los siguientes minutos necesarios.
 A continuación cerrar el aire.
 Retirar la bandeja de concentrado y etiquetar como concentrado Rougher.
 Al completar la etapa de flotación Rougher cerrar el aire, apagar la celda y lavar cuidadosamente el mecanismo del estator e impulsor para recuperar todos los sólidos.
 Retirar el relave que ha quedado en la celda y etiquetarlo como relave Rougher.
 Filtrar y etiquetar todos los productos y colocarlos en el secador de la muestra.
 Llenar todas las hojas de control que sean necesarios.
 Secar, pesar y preparar todas las muestras para los análisis requeridos.
 Ver hojas de pruebas con los datos completos de la experiencia.

Hoja de prueba flotación - Mineral fresco

Prueba No.:	F-MF	
Propósito:	Evaluar la recuperación del Oro y plata	
Procedimiento:	Flotacion Rougher	
Alimentación:	1 Kg malla 200	
Molienda:	15 minutos / 1 Kg / 50% sólidos en molino de bolas de Laboratorio.	P80 = 75 μ m
Remolienda:	No Aplica	
Comentario:	Con Mineral fresco	

Hoja de prueba flotación – relave concentración gravimétrica Falcón

Prueba No.:	F-RF	
Propósito:	Evaluar la recuperación del Oro y La plata	
Procedimiento:	Flotacion Rougher	
Alimentación:	1Kg malla 200	P80 = 75 μ m
Molienda:		
Remolienda:	8 minutos / 1 kg 50% sólidos en molino de bolas de Laboratorio.	
Comentario:	Con Relave concentración gravimétrica Falcon	

ANEXO N° 9:
NORMAS AMBIENTALES DE CALIDAD DE AGUA, AIRE, GASES Y MANEJO DE
RESIDUOS PELIGROSOS

ESTÁNDARES NACIONALES DE CALIDAD AMBIENTAL PARA AGUA
CATEGORÍA 1: POBLACIÓN Y RECREACIONAL – D.S. 002-2008-ECA-AGUA

PARÁMETRO	UNIDAD	Aguas superficiales destinadas a la producción de agua potable			Aguas superficiales destinadas para recreación	
		A1	A2	A3	B1	B2
		Aguas que pueden ser potabilizadas con desinfección	Aguas que pueden ser potabilizadas con tratamiento convencional	Aguas que pueden ser potabilizadas con tratamiento avanzado.	Contacto primario	Contacto secundario
		VALOR	VALOR	VALOR	VALOR	VALOR
FISICOS Y QUIMICOS						
Aceites y grasas (MEH)	mg/L	1	1,00	1,00	Ausencia de película visible	**
Cianuro Libre	mg/L	0,005	0,022	0,022	0,022	0,022
Cianuro Wad	mg/L	0,08	0,08	0,08	0,08	**
Cloruros	mg/L	250	250	250	**	**
Color	Color verdadero escala Pt/Co	15	100	200	Sin cambio normal	Sin cambio normal
Conductividad	us/cm	1 500	1 600	**	**	**
D.B.O.	mg/L	3	5	10	5	10
D.Q.O.	mg/L	10	20	30	30	50
Dureza	mg/L	500	**	**	**	**
Detergentes (SAAM)	mg/L	0,5	0,5	na	0,5	Ausencia de espuma persistente
Fenoles	mg/L	0,003	0,01	0,1	**	**
Fluoruros	mg/L	1	**	**	**	**
Fósforo total	mg/L P	0,1	0,15	0,15	**	**
Materiales Flotantes		Ausencia de material flotante	**	**	Ausencia de material flotante	Ausencia de material flotante
Nitratos	mg/L N	10	10	10	10	**
Nitritos	mg/L N	1	1	1	1(5)	**
Nitrógeno amoniacal	mg/L N	1,5	2	3,7	**	**
Olor		Aceptable	**	**	Aceptable	**
Oxígeno disuelto	mg/L	>=6	>=5	>=4	>=5	>=4
pH	Unidad de pH	6,5-8,5	5,5-9,0	5,5-9,0	6,9(2,5)	**
Sólidos disueltos totales	mg/L	1 000	1 000	1500	**	**
Sulfatos	mg/L	250	**	**	**	**
Sulfuros	mg/L	0,05	**	**	0,05	**
Turbiedad	UNT	5	100	**	100	**
INORGANICOS						
Aluminio	mg/L	0,2	0,2	0,2	0,2	**
Antimonio	mg/L	0,006	0,006	0,006	0,006	**
Arsénico	mg/L	0,01	0,01	0,05	0,01	**
Bario	mg/L	0,7	0,7	1	0,7	**
Berilio	mg/L	0,004	0,04	0,04	0,04	**
Boro	mg/L	0,5	0,5	0,75	0,5	**
Cardmio	mg/L	0,003	0,003	0,01	0,01	**
Cobre	mg/L	2	2	2	2	**
Cromo total	mg/L	0,05	0,05	0,05	0,05	**
Cromo VI	mg/L	0,05	0,05	0,05	0,05	**
Hierro	mg/L	0,3	1	1	0,3	**
Manganeso	mg/L	0,1	0,4	0,5	0,1	**
Mercurio	mg/L	0,001	0,002	0,002	0,001	**
Níquel	mg/L	0,02	0,025	0,025	0,02	**
Plata	mg/L	0,01	0,05	0,05	0,01	0,05
Plomo	mg/L	0,01	0,05	0,05	0,01	**
Selenio	mg/L	0,01	0,05	0,05	0,01	**
Uranio	mg/L	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02
Vanadio	mg/L	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Zinc	mg/L	3	0,1	5	3	**
ORGANICOS						
I. COMPUESTOS ORGANICOS VOLATILES						
Hidrocarburos totales de petróleo, HTP	mg/L	0,05	0,2	0,2		
Trihalometanos	mg/L	0,1	0,1	0,1	**	**
Compuestos orgánicos volátiles. COVs						
1,1,1-Tricloroetano.71-55-6	mg/L	2	2	**	**	**
1,1-Dicloroetano -75-35-4	mg/L	0,03	0,03	**	**	**
1,2 Dicloroetano -107-06-2	mg/L	0,03	0,03	**	**	**
1,2- Diclorobenceno -95-50-1	mg/L	1	1	**	**	**
Hexaclorobutadieno -87-68-3	mg/L	0,0006	0,0006	**	**	**
Tetrackirieteb -127-18-4	mg/L	0,04	0,04	**	**	**
Tetracloruro de Carbono -56-23-5	mg/L	0,002	0,002	**	**	**
Tricloroetano.79-01-6	mg/L	0,07	0,07	**	**	**
BETX						

PARÁMETRO	UNIDAD	Aguas superficiales destinadas a la producción de agua potable			Aguas superficiales destinadas para recreación	
		A1	A2	A3	B1	B2
		Aguas que pueden ser potabilizadas con desinfección	Aguas que pueden ser potabilizadas con tratamiento convencional	Aguas que pueden ser potabilizadas con tratamiento avanzado.	Contacto primario	Contacto secundario
		VALOR	VALOR	VALOR	VALOR	VALOR
Benceno 71-43-2	mg/L	0,01	0,01	**	**	**
Etilbenceno 100-41-4	mg/L	0,3	0,3	**	**	**
Tolueno 108-88-3	mg/L	0,7	0,7	**	**	**
Xilenos 1330-207	mg/L	0,5	0,5	**	**	**
 Hidrocarburos Aromáticos						
Benzo (a) pireno 50-32-8	mg/L	0,0007	0,0007	**	**	**
Pentaclorofenol (PCP)	mg/L	0,009	0,009	**	**	**
Triclorobencenos (Totales)	mg/L	0,02	0,02	**	**	**
Plaguicidas						
 Organofosforados:						
Malatión	mg/L	0,0001	0,0001	**	**	**
Metamidofós (restringido)	mg/L	Ausencia	Ausencia	Ausencia	**	**
Parauat (restringido)	mg/L	Ausencia	Ausencia	Ausencia	**	**
Paratión	mg/L	Ausencia	Ausencia	Ausencia	**	**
 Organoclorados (COP)						
Aldrín 309-00-1	mg/L	Ausencia	Ausencia	Ausencia	**	**
Clordano	mg/L	Ausencia	Ausencia	Ausencia	**	**
DDT	mg/L	Ausencia	Ausencia	Ausencia	**	**
Dieldrín 60-57-1	mg/L	Ausencia	Ausencia	Ausencia	**	**
Endosulfán	mg/L	0,000056	0,000056	*	**	**
Endrín 72-20-8	mg/L	Ausencia	Ausencia	Ausencia	**	**
Heptacloro 76-44-8	mg/L	Ausencia	Ausencia	Ausencia	**	**
Heptacloro epóxido 1024-57-3	mg/L	0,00003	0,00003	*	**	**
Lindano	mg/L	Ausencia	Ausencia	Ausencia	**	**
 Carbamatos:						
Aldicarlo (restringido)	mg/L	Ausencia	Ausencia	Ausencia	**	**
 Policloruros Bifenilos Totales						
(PCBs)	mg/L	0,000001	0,000001	**	**	**
 Otros						
Asbesto	Millones de fibras/L	7	**	**	**	**
 MICROBIOLÓGICO						
Colliformes Termotolerantes (44,5°C)	NMP/100 mL	0	200	20 000	200	1 000
Colliformes Totales (35-37°C)	NMP/100 mL	50	300	50 000	1 000	4 000
Enterococos fecales	NMP/100 mL	0	0		200	**
Escherichia coli	NMP/100 mL	0	0		Ausencia	Ausencia
Formas parasitarias	Organismo/Litro	0	0		0	
Guardia duodenalis	Organismo/Litro	Ausencia	Ausencia	Ausencia	Ausencia	Ausencia
Salmonella	Presencia/100 mL	Ausencia	Ausencia	Ausencia	0	0
Vibrio Cholerae	Presencia/100 mL	Ausencia	Ausencia	Ausencia	Ausencia	Ausencia

UNT Unidad Nefelométrica Turbiedad

NMP/100 MI Número más probable en 100 mL

* Contaminantes orgánicos persistentes (COP)

** Se entenderá que para esta subcategoría, el parámetro no es relevante, salvo casos específicos que la autoridad competente determine

CATEGORÍA 2: ACTIVIDADES MARINO COSTERAS

PARÁMETRO	UNIDADES	AGUA DE MAR		
		Sub Categoría 1	Sub Categoría 2	Sub Categoría 3
		Extracción y cultivo de moluscos Bivalvos (C1)	Extracción y cultivo de otras especies hidrobiológicas (C2)	Otras Actividades (C3)
ORGANOLÉPTICOS				
Hidrocarburos de petróleo		No visible	No visible	No visible
FISICOQUÍMICOS				
Aceites y grasas	mg/L	1,0	1,0	2,0
DBOs	mg/L	**	10,0	10,0
Oxígeno disuelto	mg/L	>=4	>=3	>=2,5
pH	Unidad de pH	7-8,5	6,8-8,5	6,8-8,5
Sólidos suspendidos totales	mg/L	**	50,0	70,0
Sulfuro de hidrógeno	mg/L	**	0,06	0,08
Temperatura	Celsius	***delta3°C	***delta 3°C	***delta 3°C
INORGÁNICOS				
Amoníaco	mg/L	**	0,08	0,21
Arsénico total	mg/L	0,05	0,05	0,05
Cadmio total	mg/L	0,0093	0,0093	0,0093
Cobre total	mg/L	0,0031	0,05	0,05
Cromo VI	mg/L	0,05	0,05	0,05
Fosfatos (P-PO4)	mg/L	**	0,03-0,09	0,1
Mercurio total	mg/L	0,00094	0,0001	0,0001
Níquel total	mg/L	0,0082	0,1	0,1
Nitratos (N-NO3)	mg/L	**	0,07-0,28	0,3
Plomo total	mg/L	0,0081	0,0081	0,0081
Silicatos (Si-Si-O3)	mg/L		0,14-0,70	**
Zinc total	mg/L	0,007	0,081	0,081
ORGÁNICOS				
Hidrocarburos de petróleo totales (fracción aromática)	mg/L		0,007	0,01
MICROBIOLÓGICOS				
Colliformes Termotolerantes	NMP/100mL	*≤14(área aprobada)	≤ 30	1000
Colliformes Termotolerantes	NMP/100mL	*≤88(área restringida)		

NMP/100 mL Número más probable en 100 mL

* Área Aprobada. Áreas de donde se extraen o cultivan moluscos bivalvos seguros para el comercio directo y consumo, libres de contaminación fecal humana o animal, de organismos patógenos o cualquier sustancia deletérea o venenosa y potencialmente peligrosa.

* Área Restringida: Área acuáticas impactadas por un grado de contaminación de donde se extraen bivalvos seguros para consumo humano luego de ser depurados.

** Se entenderá que para este uso, el parámetro no es relevante, salvo casos específicos que la Autoridad competente lo determine.

*** La temperatura corresponde al promedio mensual multianual del área evaluada.

CATEGORÍA 3: RIEGO DE VEGETALES Y BEBIDAS DE ANIMALES

PARÁMETROS PARA RIEGO DE VEGETALES DE TALLO BAJO Y TALLO ALTO		
PARAMETROS	UNIDAD	VALOR
Fisicoquímicos		
Bicarbonatos	mg/L	370
Calcio	mg/L	200
Carbonatos	mg/L	5
Cloruros	(uS/cm)	100-700
Conductividad	mg/L	< 2 000
Demanda bioquímica del Oxígeno	mg/L	15
Demanda Química de Oxígeno	mg/L	40
Fluoruros	mg/L	1
Fosfatos -P	mg/L	1
Nitratos (NO ₃ -N)	mg/L	10
Nitritos (NO ₂ -N)	mg/L	0,06
Oxígeno Disuelto	mg/L	>=4
pH	Unidad de pH	6,5-8,5
Sodio	mg/L	200
Sulfatos	mg/L	300
Sulfuros	mg/L	0,05
Inorgánicos		
Aluminio	mg/L	5
Arsénico	mg/L	0,05
Bario total	mg/L	0,7
Boro	mg/L	0,5-6
Cadmio	mg/L	0,005
Cianuro Wad	mg/L	0,1
Cobalto	mg/L	0,05
Cobre	mg/L	0,2
Cromo (6+)	mg/L	0,1
Hierro	mg/L	1
Litio	mg/L	2,5
Magnesio	mg/L	150
Manganeso	mg/L	0,2
Mercurio	mg/L	0,001
Níquel	mg/L	0,2
Plata	mg/L	0,05
Plomo	mg/L	0,05
Selenio	mg/L	0,05
Zinc	mg/L	2
Orgánicos		
Aceites y grasas	mg/L	1
Fenoles	mg/L	0,001
S.A.A.M. (detergentes)	mg/L	1
Plaguicidas		
Aldicarb	ug/L	1
Aldrín (CAS 309-00-2)	ug/L	0,004
Clordano (CAS 57-74-9)	ug/L	0,3
DDT	ug/L	0,001
Dieldrin (N° CAS 72-20-8)	ug/L	0,7
Endrín	ug/L	0,004
Endosulfán	ug/L	0,02
Heptacloro (N° CAS 76-44-8) y Heptacloripoxido	ug/L	0,1
Lindano	ug/L	4
Paratión	ug/L	7,5

CATEGORÍA 3: RIEGO DE VEGETALES Y BEBIDAS DE ANIMALES

PARAMETROS PARA RIEGO DE VEGETALES			
PARÁMETROS	Unidad	Vegetales Tallo	Vegetales Tallo
		Bajo Valor	Alto Valor
Biológicos			
Coliformes termotolerantes	NMP/100mL	1 000	2 000(3)
Coliformes totales	NMP/100MI	5 000	5 000(3)
Enterococos	NMP/100MI	20	100
Escherichia coli	NMP/100MI	100	100
Huevos de helmintos	Huevos/litro	< 1	<1(1)
Salmonella sp.		Ausente	Ausente
Vibrión cholerae		Ausente	Ausente
PARAMETROS PARA BEBIDAS DE ANIMALES			
PARAMETROS	UNIDAD	VALOR	
Fisioquímicos			
Conductividad Eléctrica	(uS/cm)	<=5000	
Demanda Bioquímica de Oxígeno	mg/L	<=15	
Demanda química de Oxígeno	mg/L	40	
Flururo	mg/L	2	
Nitratos (NO3-N)	mg/L	50	
Nitritos (NO2-N)	mg/L	1	
Oxígeno disuelto	mg/L	>5	
pH	Unidades de pH	6,5-8,4	
Sulfatos	mg/L	500	
Sulfuros	mg/L	0,05	
Inorgánicos			
Aluminio	mg/L	5	
Arsénico	mg/L	0,1	
Berilio	mg/L	0,1	
Boro	mg/L	5	
Cadmio	mg/L	0,01	
Cianuro WAD	mg/L	0,1	
Cobalto	mg/L	1	
Cobre	mg/L	0,5	
Cromo (6+)	mg/L	1	
Hierro	mg/L	1	
Litio	mg/L	2,5	
Magnesio	mg/L	150	
Manganeso	mg/L	0,2	
Mercurio	mg/L	0,001	
Níquel	mg/L	0,2	
Plata	mg/L	0,05	
Plomo	mg/L	0,05	
Selenio	mg/L	0,05	
Zinc	mg/L	24	
Orgánicos			
Aceites y Grasas	mg/L	1	
Fenoles	mg/L	0,001	
S.A.A.M. (detergentes)	mg/L	1	
Plaguicidas			
Aldicarb	ug/L	1	
Aldrín (CAS 309-00-2)	ug/L	0,03	
Clordano (CAS57-74-9)	ug/L	0,3	
DDT	ug/L	1	
Dieldrín (N° CAS 72-20-8)	ug/L	0,7	
Endosulfán	ug/L	0,02	
Endrín	ug/L	0,004	
Heptacloro (N° CAS 76-44-8) y heptacloripóxido	ug/L	0,1	
Lindano	ug/L	4	
Paratión	ug/L	7,5	
Biológicos			
Coliformes Termotolerantes	NMP/100mL	1 000	
Coliformes Totales	NMP/100MI	5 000	
Enterococos	NMP/100mL	20	
Escherichia coli	NMP/100mL	100	
Huevos de helmintos	Huevos/litro	< 1	
Salmonella sp.		Ausente	
Vibrión cholerae		Ausente	

CATEGORÍA 4: CONSERVACIÓN DEL AMBIENTE ACUÁTICO

PARÁMETROS	UNIDADES	LAGUNAS Y LAGOS	RÍOS		ECOSISTEMAS MARINO COSTEROS	
			COSTA Y SIERRA	SELVA	ESTUARIOS	MARINOS
FÍSICOS Y QUÍMICOS						
Aceites y grasas	mg/L	Ausencia de película visible	Ausencia de película visible	Ausencia de película visible	1	1
Demanda Bioquímica de Oxígeno (DBO5)	mg/L	<5	<10	<10	15	10
Nitrógeno Amoniacal	mg/L	<0,02	0,02	0,05	0,05	0,08
Temperatura	Celsius					Delta 3°C
Oxígeno Disuelto	mg/L	≥5	≥5	≥5	≥4	≥4
pH	Unidad	6,5-8,5	6,5-8,5		6,8-8,5	6,8-8,5
Sólidos Disueltos totales	mg/L	500	500	500	500	
Sólidos Suspendidos totales	mg/L	≤25	≤25-100	≤25-400	≤25-100	30,00
INORGÁNICOS						
Arsénico	mg/L	0,01	0,05	0,05	0,05	0,05
Bario	mg/L	0,7	0,7	1	1	---
Cadmio	mg/L	0,004	0,004	0,004	0,005	0,005
Cianuro libre	mg/L	0,022	0,022	0,022	0,022	---
Clorofila A	mg/L	10	---	---	---	---
Cobre	mg/L	0,02	0,02	0,02	0,05	0,05
Cromo VI	mg/L	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
Fenoles	mg/L	0,001	0,001	0,001	0,001	
Fosfatos total	mg/L	0,4	0,5	0,5	0,5	0,031-0,093
Hidrocarburos de Petróleo Aromáticos totales	Ausente				Ausente	Ausente
Mercurio	mg/L	0,0001	0,0001	0,0001	0,0001	0,0001
Nitratos (N-NO3)	mg/L	5	10	10	10	0,07-0,28
INORGÁNICOS						
Nitrógeno Total	mg/L	1,6	1,6		---	---
Níquel	mg/L	0,025	0,025	0,025	0,002	0,0082
Plomo	mg/L	0,001	0,01	0,001	0,0081	0,0081
Silicatos	mg/L	---	---	---	---	0,14-0,7
Sulfuro de Hidrógeno (H2S indisociable)	mg/L	0,002	0,002	0,002	0,002	0,06
Zinc	mg/L	0,03	0,03	0,3	0,03	0,081
MICROBIOLÓGICOS						
Coliformes Termotolerantes	(NMP/100mL)	1 000	2 000		1 000	530
Coliformes Totales	(NMP/100mL)	2 000	3 000		2 000	

DECRETO SUPREMO N° 074-2001-PCM

**REGLAMENTO DE ESTANDARES NACIONALES DE CALIDAD
AMBIENTAL DEL AIRE**

(Todos los valores son concentraciones en microgramos por metro cúbico.
NE significa no exceder)

CONTAMINANTES	PERIODO	FORMA DEL ESTÁNDAR		MÉTODO DE ANÁLISIS
		VALOR	FORMATO	
Dióxido de Azufre	Anual	80	Media aritmética anual	Fluorescencia UV (método automático)
	24 horas	365	NE más de 1 vez al año	
PM-10	Anual	50	Media aritmética anual	Separación inercial/ filtración (Gravimetría)
	24 horas	150	NE más de 3 veces/año	
Monóxido de Carbono	8 horas	10000	Promedio móvil	Infrarrojo no dispersivo (NDIR) (Método automático)
	1 hora	30000	NE más de 1 vez/año	
Dióxido de Nitrógeno	Anual	100	Promedio aritmético anual	Quimiluminiscencia (Método automático)
	1 hora	200	NE más de 24 veces/año	
Ozono	8 horas	120	NE más de 24 veces/año	Fotometría UV (Método automático)
Plomo	Anual			Método para PM10 (Espectrofotometría de absorción atómica)
	Mensual	1.5	NE más de 4 veces/año	
Sulfuro de Hidrógeno	24 horas			Fluorescencia UV (método automático)

Valores de Tránsito

CONTAMINANTE	PERIODO	FORMA DEL ESTÁNDAR		MÉTODO DE ANÁLISIS
		VALOR	FORMATO	
Dióxido de Azufre	Anual	100	Media aritmética anual	Fluorescencia UV (método automático)
PM-10	Anual	80	Media aritmética anual	Separación inercial/ filtración (Gravimetría)
	24 horas	200	NE más de 3 veces/año	
Dióxido de Nitrógeno	1 hora	250	NE más de 24 veces/año	Quimiluminiscencia (Método automático)
Ozono	8 horas	160	NE más de 24 veces/año	Fotometría UV (Método automático)

Valores referenciales

CONTAMINANTE	PERIODO	FORMA DEL ESTÁNDAR	MÉTODO DE ANÁLISIS
		VALOR	
PM-2.5	Anual	15	Separación inercial/ filtración (gravimetría)
	24 horas	65	

**NIVELES MÁXIMOS PERMISIBLES DE ELEMENTOS Y
COMPUESTOS PRESENTES EN EMISIONES GASEOSAS PROVENIENTES
DE LAS UNIDADES MINERO-METALURGICAS:
Resolución Ministerial N° 315-96-EM/VMM (19.jul.96)**

**Niveles máximos permisibles de emisión de anhídrido sulfuroso para las Unidades
Minero – Metalúrgicas**

AZUFRE QUE INGRESA AL PROCESO (t/d)	EMISIÓN MÁXIMA PERMITIDA DE ANHÍDRIDO SULFUROSO (t/d)
< 10	20
11 – 15	25
16 – 20	30
21 – 30	40
31 – 40	50
41 – 50	60
51 – 70	66
71 – 90	72
91 – 120	81
121 – 150	90
151 – 180	99
181 – 210	108
211 – 240	117
241 – 270	126
271 – 300	135
301 – 400	155
401 – 500	175
501 – 600	195
601 – 900	201
901 – 1200	207
1201 – 1500	213
> 1500	0.142 (S)*

* (S) = Total de Azufre que ingresa al proceso.

Niveles máximos permisibles de calidad de aire

PARÁMETRO	CONCENTRACIÓN MEDIA ARITMÉTICA DIARIA $\mu\text{g}/\text{m}^3$ (PPM)	CONCENTRACIÓN MEDIA ARITMÉTICA ANUAL $\mu\text{g}/\text{m}^3$ (PPM)	CONCENTRACIÓN MEDIA GEOMÉTRICA ANUAL $\mu\text{g}/\text{m}^3$
ANHÍDRIDO SULFUROSO	572 (0,2)*	172 (0,06)	-
PARTÍCULAS EN SUSPENSIÓN	350*	-	150
PLOMO	-	0,5	-
ARSÉNICO	6	-	-

(*) No debe ser excedido más de una vez al año

NORMA DE MANEJO DE RESIDUOS PELIGROSOS LEY 27314

Ley General de Residuos Sólidos y su Reglamento D.S. 057-2004-PCM.

Han establecido en el país el marco institucional para la gestión y manejo de residuos sólidos que responde a un enfoque integral y sostenible que vincula la dimensión de la salud, el ambiente y el desarrollo.

Capítulo II: Disposiciones para el manejo de residuos sólidos peligrosos.

Art. 22°.- Definición de residuos sólidos peligrosos:

22.1 Son residuos peligrosos aquellos que por sus características o el manejo al que son o van a ser sometidas representan un riesgo significativo para la salud o el ambiente.

22.2 Sin perjuicio de lo establecido en las normas internacionales vigentes para el país o las reglamentaciones nacionales específicas, se consideran peligrosos los que presenten por lo menos una de las siguientes características: autocombustibilidad, explosividad, corrosividad, toxicidad (en este caso el cianuro), radiactividad o patogenicidad.

CURRÍCULUM VITAE



I. DATOS PERSONALES

NOMBRES : BRUNO EMILIO
 APELLIDOS : CHAUCAYANQUI QUISA
 EDAD : 57 años
 LUGAR DE NACIMIENTO : Arequipa
 FECHA DE NACIMIENTO : 07/10/1954
 D.N.I. : 29365266
 ESTADO CIVIL : Casado
 DOMICILIO : Urb. Ampliación Socabaya P-5, Socabaya – Arequipa
 CELULAR : RPC 991519410 95 9110688
 TELÉFONO FIJO : 437663
 AFP : Integra
 E-MAIL : arranque21@gmail.com; bchaucayanqui@unsa.edu.pe

II. ESTUDIOS REALIZADOS

Estudios Primarios : Escuela Pre vocacional – Lampa – Puno
 Estudios Secundarios : C.N. Juan Bustamante – Lampa – Puno
 Estudios Universitarios : Universidad Nacional del Altiplano – Puno
 Título Profesional : Ing. de Minas
 Maestría : Universidad Nacional de Ingeniería – Lima
 Especialidad : Minería y Medio Ambiente

III. EXPERIENCIA LABORAL

ENTIDAD : Compañía Minera EL ALTIPLANO S.A.
 CARGO : Jefe de guardia

ENTIDAD : Compañía Minera MINAS OCOÑA
 CARGO : Ingeniero Residente

ENTIDAD : Compañía Minera SANTA RITA S.A.
 CARGO : Asistente del Ingeniero Residente

ENTIDAD : Compañía Minera PACOCOCHA S.A.
 CARGO : Ingeniero Residente

ENTIDAD : Compañía Minera RETAMAS - MARSAS
 CARGO : Ingeniero Residente

ENTIDAD : Compañía Minera ARCATA S.A.
 CARGO : Ingeniero Residente

ENTIDAD : Compañía Minera CASAPALCA S.A.
 CARGO : Ingeniero Residente

IV. EXPOSITOR INTERNACIONAL

- CONVENCIÓN LATINOAMERICANA DE PETRÓLEO MINERÍA Y GAS COCHABAMBA – BOLIVIA – Mayo 2010.

V. CAPACITACIÓN

- SEMINARIO INTERNACIONAL “CRITERIOS ACTUALES PARA EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE OBRAS SUBTERRÁNEAS” – SANTIAGO DE CHILE – Abril 2009 – Asistente.

VI. ORGANIZADOR CIENTÍFICO CULTURAL

- SEMINARIO “MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA”
Abril 2010 - UNSA.

VII. DOCENTE ACTUAL EN LA UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN

- Escuela Profesional de Ingeniería de Minas.
CARGO: DIRECTOR