



Universidad Andina Simón Bolívar

“Educación Virtual”



Universidad Técnica de Oruro

**Dirección de Postgrado
e Investigación Científica**

CURSO DE MAESTRÍA EN

“INGENIERÍA AMBIENTAL MINERA”

**“ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO Y AMBIENTAL DEL
RETRATAMIENTO DE COLAS FINALES ‘PLANTA C-4’ CATAVI, UNA
ALTERNATIVA DE MITIGACIÓN AMBIENTAL”**

UNIVERSIDAD ANDINA SIMÓN BOLÍVAR

SEDE CENTRAL

Sucre-Bolivia

**Tesis presentada para obtener el Grado
Académico de Magister en “Ingeniería
Ambiental Minera”**

ALUMNO: Rubén Néstor Zambrana Martínez

TUTOR: Octavio Hinojosa Carrasco

Catavi-Potosí-Bolivia

2011

Dedicatoria:

A mi esposa Ruth...

Reconocimientos:

El autor desea reconocer la importante labor de formación post gradual en Ingeniería Ambiental Minera en su modalidad a distancia, que vienen llevando adelante la Universidad Andina Simón Bolívar con la Universidad Técnica de Oruro, mediante la Dirección de Post grado e Investigación Científica de la UTO, y la relevante participación y apoyo de la Carrera de Metalurgia y Ciencia de Materiales.

Un reconocimiento muy especial, al pleno de los profesores del Programa 'Maestría en Ingeniería Ambiental Minera' 2007-2009, quienes a la cabeza del Dr. Ing. Gerardo Zamora han colmado de manera suficiente nuestras expectativas.

Especial reconocimiento al Laboratorio de Concentración de Minerales de la UTO y a su director, guía y mentor, el Msc. Ing. Octavio Hinojosa.

De igual manera un reconocimiento a la Cooperativa Multiactiva Catavi-Siglo XX Ltda., por permitirme realizar el trabajo de muestreo en la Planta C-4, y acceder a sus predios.

ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO Y AMBIENTAL DEL RETRATAMIENTO DE COLAS FINALES 'PLANTA C-4' CATAVI, UNA ALTERNATIVA DE MITIGACIÓN AMBIENTAL

RESUMEN

La Planta C-4 de Catavi, actualmente realiza la concentración gravimétrica del residuo minero colas-arenas, y producto de esta operación se producen aproximadamente 250 TPD de residuos finales, que son vertidos directamente al río. Estos residuos son llamados **colas finales**, aun contienen elementos valiosos como estaño; y también son sulfurosos y generan contaminación.

La caracterización de las colas finales, ha confirmado la presencia de metales pesados como Hg, As, Sb y Pb; también se ha efectuado una prueba geoquímica estática, para determinar si el residuo es generador de DAR; el valor de NNP = 0.99 Kg CaCO₃/t obtenido, corresponde a la zona de incertidumbre, y por tanto se sugiere efectuar otros estudios.

A partir de las colas finales, se han realizado pruebas metalúrgicas a nivel laboratorio, para recuperar casiterita (SnO₂). También se han considerado investigaciones anteriores acerca del procesamiento principalmente gravimétrico de este recurso y se ha llegado a lo siguiente:

- Para el retratamiento de las colas finales aplicar la prueba; concentración centrífuga y en mesa, más flotación.
- Para liberar la casiterita diseminada, se debe realizar remolienda.

Con el fin de encaminar el presente estudio, hacia la implementación de un proyecto sustentable, se propone; implementar una planta piloto que retrate las colas finales, y a la vez se inicie la construcción del dique de colas. Luego al cabo de dos años una vez se confirme la rentabilidad del proyecto, se pueda recomendar la ampliación a 1200 TPD, para diez años.

Se han obtenido los siguientes índices económicos: Costo de inversión estimado es \$u.s. 8'112,281.10; el VAN = \$u.s. 6'009,740.84; TIR = 27.40%; Relación B/C = 1.78; Periodo de recuperación del capital de 4 años; Duración del proyecto 10 años.

El estudio demuestra la factibilidad del proyecto en esta fase.

ÍNDICE GENERAL

Carátula 1.....	i
Carátula 2.....	ii
Dedicatoria.....	iii
Reconocimientos.....	iv
Resumen.....	v
Índice general.....	vi
Anexos.....	xiii
Índice de tablas.....	xiv
Índice de figuras.....	xvii
1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 <i>Generalidades</i>	1
1.2 <i>Problemática</i>	3
1.3 <i>Antecedentes</i>	4
1.3.1 Investigación realizada por DPIC-UTO.....	4
1.3.2 Investigación realizada por la UTO.....	5
1.3.3 Investigación realizada por el IIMM.....	5
1.3.4 Investigación realizada por JICA-DOWA MINING Co.....	8
1.3.5 Investigaciones realizadas por EMC.....	9
1.3.6 Propuesta FSTMB.....	10
1.4 <i>Metodología</i>	11
1.4.1 Metodología general.....	11
1.4.2 Metodología específica.....	11
1.5 <i>Ubicación geográfica</i>	12
1.6 <i>Participantes</i>	13
2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	14
2.1 <i>Generalidades</i>	14
2.2 <i>Objetivo general</i>	14
2.3 <i>Objetivos específicos</i>	17
2.4 <i>Preguntas de investigación</i>	15

2.5	<i>Justificación</i>	15
2.6	<i>Resultados esperados</i>	16
2.7	<i>Criterios de evaluación</i>	16
3.	MARCO TEÓRICO	18
3.1	<i>Residuos de la industria minera</i>	18
3.1.1	Concepto de residuo minero.....	19
3.1.2	Naturaleza de los residuos mineros.....	20
3.1.3	Problemática de los residuos mineros.....	21
3.1.3.1	Efluentes líquidos.....	22
3.1.3.2	Residuos sólidos.....	23
3.1.3.3	Residuo sulfuroso y DAR.....	24
3.1.4	Estabilidad física y química.....	24
3.2	<i>Muestreo</i>	25
3.2.1	Definiciones.....	25
3.2.1.1	Universo.....	25
3.2.1.2	Unidad de muestreo.....	25
3.2.1.3	Población.....	26
3.2.2	Muestreo de residuos mineros.....	26
3.2.2.1	Representatividad.....	27
3.2.2.2	Tamaño de la muestra.....	28
3.2.2.3	Ecuación de Gy.....	29
3.2.2.4	Definición de los factores de la constante de muestreo.....	31
3.2.3	Técnicas de muestreo.....	32
3.2.3.1	Métodos manuales.....	32
3.2.3.2	Métodos mecánicos.....	33
3.3	<i>Diagnóstico y evaluación de impactos ambientales</i>	34
3.3.1	Estudio diagnóstico del sitio minero.....	34
3.3.2	Evaluación de IA por la actividad minera.....	36
3.3.2.1	EIA, en etapa de Concentración de minerales.....	37
3.3.2.2	Cierre de operaciones y restauración.....	38
3.3.2.3	Descripción del proyecto de EIA.....	39
3.3.3	Instrumentos para elaborar EEIA.....	40

3.3.3.1	Ficha ambiental (FA).....	40
3.3.3.2	Auditoría ambiental de línea base ALBA.....	41
3.3.3.3	Impactos ambientales conocidos no significativos.....	42
3.3.3.4	Evaluación de IA analítico específico (EIA).....	43
3.3.3.5	Evaluación de IA analítico integral (EEIA).....	43
3.3.3.6	Auditoría ambiental (AA).....	43
3.4	<i>Caracterización de muestras</i>	44
3.4.1	Caracterización física.....	44
3.4.1.1	Análisis granulométrico de partículas.....	44
3.4.1.2	Determinación de la densidad específica.....	45
3.4.1.3	Determinación del contenido de agua.....	45
3.4.1.4	Análisis de la superficie específica.....	45
3.4.2	Caracterización química.....	46
3.4.2.1	Análisis químicos recomendados.....	46
3.4.2.2	Métodos de análisis químicos.....	46
3.4.3	Caracterización mineralógica.....	47
3.4.4	Caracterización biológica.....	48
3.5	<i>Minerales implicados en la generación de DAR</i>	50
3.5.1	Minerales acidogénicos.....	50
3.5.2	Minerales acidívoros.....	51
3.5.3	Minerales secundarios.....	52
3.5.4	Formación de tiosales.....	53
3.5.5	Fenómenos de acidificación.....	53
3.5.5.1	Oxidación de la pirita.....	54
3.5.5.2	Comparación de algunas tasas relativas.....	55
3.5.6	Fenómenos de neutralización.....	56
3.5.6.1	Reacciones; caso de la calcita.....	57
3.5.6.2	Reacciones; caso silicatos.....	57
3.5.6.3	Acidificación y neutralización, tipos de rocas.....	58
3.6	<i>Métodos geoquímicos estáticos</i>	59
3.6.1	Definición.....	59
3.6.2	Tipos de pruebas.....	60

3.6.2.1	Medida del pH en pasta.....	60
3.6.2.2	Extracción y determinación química de la solución Intersticial.....	60
3.6.2.3	Prueba de generación de acidez.....	61
3.6.3	Test geoquímico estático.....	61
3.6.3.1	Muestreo.....	61
3.6.3.2	Prueba para determinar el AP.....	62
3.6.3.3	Prueba para determinar el NP.....	62
3.6.6.4	Hipótesis en la determinación de AP y NP.....	63
3.6.3.5	Interpretación de las pruebas estáticas.....	63
3.7	<i>Métodos geoquímicos dinámicos</i>	64
3.8	<i>Concentración gravimétrica, centrífuga y flotación</i>	66
3.8.1	Concentración gravimétrica.....	66
3.8.1.1	Generalidades.....	66
3.8.1.2	Fundamentos de la concentración gravimétrica.....	66
3.8.1.3	Mesa de sacudimientos.....	68
3.8.2	Concentración centrífuga.....	71
3.8.2.1	Generalidades.....	71
3.8.2.2	Fundamentos de la concentración centrífuga.....	72
3.8.2.3	Concentrador centrífugo Falcon.....	72
3.8.3	Flotación.....	75
3.8.3.1	Introducción.....	75
3.8.3.2	Principios básicos.....	75
3.8.3.3	Etapas del proceso de flotación.....	76
4.	HIPÓTESIS	77
4.1	<i>Enunciado de la hipótesis</i>	77
4.2	<i>Variables</i>	77
4.2.1	Unidad de análisis; colas finales sulfuradas.....	77
4.2.2	Unidad de análisis; muestra para mesa.....	77
4.2.3	Unidad de análisis; muestra para Falcon-mesa.....	77
4.2.4	Unidad de análisis; datos económicos y financieros.....	77
4.3	<i>Operacionalización y definición operacional de variables</i>	78

5. MÉTODO EXPERIMENTAL.....	81
5.1 <i>Muestreo del residuo minero.....</i>	81
5.1.1 Método y técnica de muestreo aplicados.....	81
5.1.2 Materiales empleados.....	82
5.1.3 Procedimiento experimental.....	82
5.2 <i>Homogeneización y cuarteo de la muestra.....</i>	83
5.3 <i>Caracterización del residuo minero.....</i>	84
5.3.1 Caracterización física.....	84
5.3.1.1 Análisis granulométrico.....	84
5.3.1.2 Densidad específica.....	85
5.3.1.3 Determinación del contenido de agua.....	85
5.3.2 Caracterización química.....	86
5.3.2.1 Análisis químicos recomendados.....	86
5.3.2.2 Método de análisis químico.....	87
5.3.3 Caracterización mineralógica.....	87
5.3.4 Caracterización biológica.....	88
5.3.4.1 Equipo y materiales.....	88
5.3.4.2 Procedimiento experimental.....	88
5.4 <i>Diagnóstico y evaluación ambiental.....</i>	90
5.4.1 Diagnóstico y evaluación ambiental, Mcpio. Llallagua.....	90
5.4.1.1 Recursos naturales y medio ambiente.....	91
5.4.1.2 Aspectos socio-demográficos.....	91
5.4.1.3 Desarrollo económico productivo.....	91
5.4.2 Diagnóstico socio-económico-ambiental Planta C-4.....	91
5.4.2.1 Generalidades.....	91
5.4.2.2 Instrumento de diagnóstico.....	92
5.5 <i>Pruebas metalúrgicas.....</i>	92
5.5.1 Concentración gravimétrica en mesa y flotación.....	92
5.5.2 Concentración centrífuga y en mesa, más flotación.....	93
5.6 <i>Análisis químico y prueba geoquímica estática.....</i>	94
5.6.1 Análisis químico por Sn, productos de pruebas Metalúrgicas.....	94

5.6.2 Prueba geoquímica estática para determinar el NNP.....	95
6. RESULTADOS.....	96
6.1 <i>Resultados del muestreo</i>	96
6.2 <i>Resultados de la caracterización del residuo minero</i>	96
6.2.1 Caracterización física.....	96
6.2.1.1 Análisis granulométrico de partículas.....	96
6.2.1.2 Densidad específica.....	97
6.2.1.3 Determinación de la humedad del RM.....	97
6.2.2 Caracterización química.....	97
6.2.2.1 Resultados investigados.....	98
6.2.2.2 Resultados del análisis químico por metales pesados.....	99
6.2.3 Caracterización mineralógica.....	99
6.2.4 Caracterización biológica.....	100
6.3 <i>Resultados diagnóstico evaluación ambiental</i>	101
6.3.1 Diagnóstico y evaluación ambiental municipio de Llallagua.....	101
6.3.1.1 Recursos naturales y medio ambiente.....	101
6.3.1.2 Aspectos socio-demográficos.....	106
6.3.1.3 Desarrollo económico productivo.....	107
6.3.2 Diagnóstico socio-económico-ambiental Planta C-4.....	109
6.4 <i>Resultados de las pruebas metalúrgicas</i>	113
6.4.1 Concentración gravimétrica en mesa y flotación.....	113
6.4.1.1 Flujograma del proceso.....	113
6.4.1.2 Balances metalúrgicos, concentración en mesa y Flotación.....	114
6.4.2 Concentración centrífuga y en mesa, más flotación.....	115
6.4.2.1 Flujograma del proceso.....	115
6.4.2.2 Balances metalúrgicos, concentración centrífuga y en mesa, más flotación.....	116
6.5 <i>Resultados del análisis químico por estaño y Prueba Geoquímica Estática</i>	117

6.5.1	Análisis químico por Sn, productos de pruebas Metalúrgicas.....	117
6.5.2	Prueba geoquímica estática.....	118
7.	ANÁLISIS ECONÓMICO-FINANCIERO Y PROPUESTA.....	119
7.1	<i>Importancia de las pruebas metalúrgicas.....</i>	119
7.1.1	Desde el punto de vista metalúrgico.....	119
7.1.1.1	Parámetros de concentración gravimétrica en Mesa y flotación.....	119
7.1.1.2	Parámetros de concentración centrífuga y en mesa, más flotación.....	120
7.1.2	Desde el punto de vista ambiental.....	122
7.2	<i>Importancia de investigaciones anteriores.....</i>	123
7.2.1	I° Simposio internacional de concentración del estaño.....	123
7.2.2	Proyecto de grado Metalurgia-UTO.....	124
7.2.3	Operación Planta C-4.....	125
7.3	<i>Circuito de concentración propuesto.....</i>	126
7.3.1	Flujograma del proceso propuesto.....	127
7.4	<i>Propuesta de la investigación.....</i>	128
7.5	<i>Costo de inversión estimado.....</i>	128
7.5.1	Costo de inversión planta piloto.....	129
7.5.2	Costo de inversión planta completa.....	130
7.6	<i>Análisis económico y financiero.....</i>	131
7.6.1	Costo de inversiones, resumen.....	131
7.6.1.1	Inversión planta piloto.....	131
7.6.1.2	Inversión planta completa.....	132
7.6.2	Programa de producción.....	132
7.6.3	Ingreso por venta de minerales.....	133
7.6.4	Costos financieros.....	134
7.6.5	Costos de operación.....	134
7.6.5.1	Costos de operación y servicios auxiliares, Planta piloto.....	134

7.6.5.2 Costos de operación y servicios auxiliares, Planta completa.....	135
7.6.6 Balance de costos.....	135
7.6.7 Capital de trabajo.....	135
7.6.8 Flujo de caja.....	136
7.6.9 Flujo neto de caja.....	136
7.6.10 Evaluación económica y financiera.....	137
7.6.10.1 Valor actual neto.....	137
7.6.10.2 Tasa interna de retorno.....	137
7.6.10.3 Relación Beneficio/Costo.....	137
7.6.10.4 Periodo recuperación del capital.....	137
7.6.11 Conclusión del análisis económico y financiero.....	137
7.6.12 Comparación de ingresos económicos, por venta de Sn...	138
8. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	140
8.1 <i>Conclusiones</i>	140
8.2 <i>Recomendaciones</i>	142
BIBLIOGRAFÍA.....	143
ANEXOS	
Informe de ensayo Spectrolab.....	145
Informe N° 25230, metales pesados Spectrolab.....	147
Informe, método SOBEK Spectrolab.....	148
Informe Análisis físico químico, Agronomía UNSXX.....	149
Flujograma Planta C-4.....	150
Fotografía equipo centrífugo Falcon SB-750.....	151
Nota con precios referenciales iCON.....	152
Costos financieros.....	153
Flujo de caja.....	154
Flujo de fondos.....	155
Flujo neto de caja.....	156
Costos de operación.....	157
Encuesta a persona clave.....	162

Formulario de encuesta.....	165
-----------------------------	-----

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1.- Reservas de Superficie EMC, reactivación Productiva COMIBOL, 1987.....	3
Tabla 1.2.- Resultados investigados UTO.....	5
Tabla 1.3.- Resultados análisis químicos IIMM.....	6
Tabla 1.4.- Resultados análisis granulométrico IIMM.....	6
Tabla 1.5.- Resultados, separación en líquidos pesados IIMM.....	6
Tabla 1.6.- Resultados, separación en líquidos pesados IIMM.....	7
Tabla 1.7.- Resultados, separación en ciclón (+20#) y en mesas (-20# +9 μ) IIMM.....	7
Tabla 1.8.- Balance alternativa 1, IIMM.....	7
Tabla 1.9.- Balance alternativa 2, IIMM.....	8
Tabla 1.10.- Colas seleccionadas del Ingenio Victoria, COMIBOL CEPROMIN, 1987.....	10
Tabla 1.11.- Coordenadas geográficas, GPS Garmin Etrex Legend HCx.....	12
Tabla 3.1.- Etapas de la problemática ambiental minera, Ley 1777 y (Jacinto, 2008).....	18
Tabla 3.2.- Naturaleza de los residuos mineros, elaborado con datos (Jacinto, 2008).....	20
Tabla 3.3.- Factores, para diferentes niveles de confiabilidad Distribución Normal, (Hinojosa, 2008).....	30
Tabla 3.4.- Factores de distribución de tamaño.....	31
Tabla 3.5.- Clasificación de las técnicas de muestreo, (Hinojosa, 2008).....	32
Tabla 3.6.- Bacterias implicadas en la formación de DAR o DAM (Zamora, 2007).....	49
Tabla 3.7.- Principales minerales acidogénicos.....	50
Tabla 3.8.- Principales minerales acidívoros, (Zamora, 2007).....	51
Tabla 3.9.- Minerales acidívoros-carbonatos, (Zamora, 2009).....	51
Tabla 3.10.- Minerales secundarios.....	52
Tabla 3.11.- Intervención de la actividad biológica en la tasa de Reacción de diferentes sulfuros.....	55
Tabla 3.12.- Tasas relativas de oxidación por el Fe ⁺³ de sulfuros.....	56

Tabla 3.13.- Las cuatro clases de rocas y su potencial de Neutralización del DAR.....	58
Tabla 3.14.- Evaluación del NNP.....	61
Tabla 3.15.- Primer criterio ABA.....	64
Tabla 3.16.- Segundo criterio ABA.....	64
Tabla 3.17.- Probabilidad de separación, según criterio de Taggart....	67
Tabla 3.18.- Equipos y granulometría de separación.....	67
Tabla 3.19.- Resumen datos de mesas vibrantes.....	71
Tabla 3.20.- Equipos centrífugos según su eje.....	71
Tabla 4.1.- Operacionalización y definición operacional de Variables, (COMÚN, fracción -65#).....	79
Tabla 5.1.- Planilla de control del muestreo.....	83
Tabla 5.2.- Límites de determinación, metales pesados en el laboratorio de Spectrolab, Oruro.....	87
Tabla 6.1.- Resultados del muestreo.....	96
Tabla 6.2.- Análisis granulométrico.....	96
Tabla 6.3.- %Distribución de Sn, por tamaño.....	97
Tabla 6.4.- Densidad de la muestra.....	97
Tabla 6.5.- Contenido de humedad (%) en las colas finales.....	97
Tabla 6.6.- Composición química colas-arenas (IIMM).....	98
Tabla 6.7.- Composición química colas-arenas (Velasco, 1992).....	98
Tabla 6.8.- Análisis químico por metales pesados.....	99
Tabla 6.9.- Composición mineralógica, colas-arenas (Velasco, 1992).....	99
Tabla 6.10.- Valores de pH y temperatura, medidos.....	100
Tabla 6.11.- Características principales zonas agroecológicas Diagnóstico PDM-Llallagua 2008-2012.....	101
Tabla 6.12.- Criterios locales de clasificación de suelos Diagnóstico PDM-Llallagua 2008-2012.....	102
Tabla 6.13.- Evapotranspiración.....	103
Tabla 6.14.- Temperatura, precipitación y evapotranspiración Llallagua 1996-2006.....	104
Tabla 6.15.- Afluentes principales, usos y situación micro cuenca Río Lupi-lupi.....	105

Tabla 6.16.- Composición de residuos sólidos de Llalagua Equipo técnico de Medio Ambiente.....	106
Tabla 6.17.- Proyecciones de población 2007 según país, Departamento, provincia y municipio.....	106
Tabla 6.18.- Indicadores comparativos estimados por el método Línea de ingreso.....	107
Tabla 6.19.- Regalías por departamento y mineral, 1° trimestre 2010 en dólares de los EEUU.....	107
Tabla 6.20.- Ranking mundial de países productores de Estaño Word Metal Statistics Yearbook, 2008.....	108
Tabla 6.21.- Producción Cooperativas minera 2006-2007 (estaño).....	108
Tabla 6.22.- Pago ICM de las Cooperativas, municipio de Llalagua.....	109
Tabla 6.23.- Balance metalúrgico tratamiento colas-arenas Planta C-4, 2010.....	112
Tabla 6.24.- Balance metalúrgico de la etapa de clasificación.....	114
Tabla 6.25.- Balance metalúrgico de la etapa de concentración en Mesa.....	114
Tabla 6.26.- Balance metalúrgico de la etapa de flotación de Sulfuros a partir del concentrado en mesa.....	114
Tabla 6.27.- Balance metalúrgico de la prueba de clasificación.....	116
Tabla 6.28.- Balance metalúrgico de la etapa de preconcentración en Falcon.....	116
Tabla 6.29.- Balance metalúrgico de la etapa de concentración en Mesa, a partir del preconcentrado.....	116
Tabla 6.30.- Balance metalúrgico de la etapa de flotación de Sulfuros a partir del concentrado en mesa.....	116
Tabla 6.31.- Análisis químico por Estaño, informe Spectrolab.....	117
Tabla 6.32.- Análisis químico por Estaño muestra COMÚN-1 Spectrolab 2010.....	117
Tabla 6.33.- Prueba geoquímica estática muestra COMÚN Spectrolab 2010.....	118
Tabla 7.1.- Costos de inversión, área de preconcentración.....	129
Tabla 7.2.- Costos de inversión, área de preconcentración.....	129
Tabla 7.3.- Costos de inversión, área plan de manejo ambiental.....	129
Tabla 7.4.- Costos de inversión, planta completa.....	130
Tabla 7.5.- Resumen inversión planta piloto.....	131

Tabla 7.6.- Resumen inversión planta completa.....	132
Tabla 7.7.- Parámetros metalúrgicos del proyecto.....	132
Tabla 7.8.- Programa de producción, para 10 años.....	133
Tabla 7.9.- Ingreso por la venta de estaño.....	133
Tabla 7.10.- Resumen costos financieros.....	134
Tabla 7.11.- Costos operación y servicios auxiliares, planta piloto.....	134
Tabla 7.12.- Costos operación y servicios auxiliares Planta completa.....	135
Tabla 7.13.- Balance de costos, ingresos y egresos.....	135
Tabla 7.14.- Capital de trabajo requerido.....	135
Tabla 7.15.- Flujo neto de caja, tasa de actualización del 15%.....	136
Tabla 7.16.- Ingreso actual por venta de estaño, Planta C-4.....	138
Tabla 7.17.- Ingreso por venta de estaño, a partir de pruebas de Laboratorio.....	138

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Metodología general.....	11
Figura 1.2 Ubicación geográfica en Bolivia, PDM-Llallagua.....	12
Figura 1.3 Ubicación del sitio Planta C-4 y colas-arenas Catavi.....	13
Figura 3.1 Movimiento de partículas en un flujo laminar.....	68
Figura 3.2 Mesa de sacudimientos Taggart, 1966.....	69
Figura 3.3 Mesa de sacudimientos o vibrante. Laboratorio Metalurgia FNI-UTO, Oruro-Bolivia.....	70
Figura 3.4 Concentrador centrífugo FALCON. Laboratorio Metalurgia FNI-UTO, Oruro-Bolivia.....	73
Figura 3.5 Concentrador centrífugo iCON, esquema de funcionamiento interno.....	74
Figura 5.1 Flujograma sintético del procesamiento.....	81
Figura 5.2 Toma de muestra 'colas finales'.....	82
Figura 5.3 Medidor de pH, marca LaMotte.....	88
Figura 5.4 Punto de muestreo elegido con presencia de DAR.....	89
Figura 5.5 Medición de pH en el río.....	89
Figura 6.1 Flujograma, concentración gravimétrica en mesa y Flotación (-65#).....	113

Figura 6.2 Flujograma, concentración centrífuga y en mesa, mas Flotación (-65#).....	115
Figura 7.1 Flujograma, concentración centrífuga y en mesa, más Flotación con remolienda a -100#.....	127

ACRÓNIMOS Y SIGLAS

AOP:	Actividad obra o proyecto
AP:	Potencial de acidez
CEPROMIN:	Centro de promoción a la minería
COMIBOL:	Corporación Minera de Bolivia
DANIDA:	Agencia Danesa para el desarrollo Internacional
DAM:	Drenaje ácido de mina
DAR:	Drenaje ácido de roca
DQO:	Demanda química de oxígeno
D.S.:	Decreto Supremo (Bolivia)
EIA:	Evaluación del impacto ambiental
EMC:	Empresa Minera Catavi
ETMA:	Equipo técnico de medio ambiente (Bolivia)
Float:	En la flotación, es el producto que flota con la Espuma (sulfuros)
FOB:	Free on board (el comprador paga flete y seguro)
IA:	Impacto ambiental
IIMM:	Instituto de investigaciones minero metalúrgicas
JICA:	Agencia de cooperación del gobierno japonés
Ley 1777:	Código de minería (Bolivia)
MA:	Medio ambiente
NAV:	Normas ambientales vigentes
NNP:	Potencial neto de neutralización
NP:	Potencial de neutralización
Non float:	En la flotación, es el producto que no flota con la Espuma (mineral pesado)
PDC:	Presa de colas (dique)
PDM:	Plan de desarrollo municipal

RAAM:	Reglamento ambiental para las actividades mineras
RM:	Residuo minero
RSM:	Residuo sólido minero
TMF:	Toneladas métricas finas
TMS:	Toneladas métricas secas
TPA:	Toneladas por año
TPD:	Toneladas por día
TPH:	Toneladas por hora

CAPÍTULO 1 INTRODUCCIÓN

1.1 GENERALIDADES

La actividad de la industria minera en el país es importante por el beneficio socio-económico, y principalmente por el valor de sus exportaciones prevista mayor a 2,000 millones de \$u.s. para el año 2010. Sin embargo el medio ambiente es agredido por esta actividad en muchas minas; Bolivia tradicionalmente minero todavía cuenta con importantes recursos minerales cuyo aprovechamiento aún no ha llegado ni al 30 % del total de sus recursos minerales, por tanto la actividad de la industria minera continuará por muchas décadas todavía; esta afirmación se sustenta con dos factores considerados decisivos:

- Recursos naturales minerales con que cuenta Bolivia (metálicos y no metálicos)
- Demanda de recursos minerales y su cotización, en el mercado internacional.

Actualmente y de acuerdo a las nuevas alternativas para la producción de minerales y cuidado del medio ambiente se tiene el aval legal para el **retratamiento de pasivos ambientales**, según el anteproyecto de la nueva Ley de Minería Art. 110 (d) que indica lo siguiente:

Para la remediación de Pasivos Ambientales, asociados a colas y desmontes antiguos, que son de competencia de COMIBOL y del Estado, se deben estudiar alternativas de retratamiento, para su aprovechamiento con fines ambientales y socio-económicos. Alternativamente se desarrollarán procesos de remediación con aplicación de tecnologías ambientales compatibles con el medio físico, biótico y socio-económico.

Por tanto los pasivos ambientales que generan contaminación minera, ahora son considerados Recursos minerales, siendo esta una lógica que indica que para mover estos pasivos ambientales, una ventajosa alternativa es aplicar el **retratamiento metalúrgico**, lo que reportará beneficio económico y fuentes de trabajo. Pero esta actividad debe cumplir las normas ambientales vigentes

(NAV) es decir, la Ley del Medio Ambiente N° 1333 y el Reglamento Ambiental para las Actividades Mineras.

Es frecuente que el retratamiento metalúrgico en algunas plantas no sea eficiente en términos metalúrgicos y ambientales, lo que conduce a dos afirmaciones importantes:

- Se incrementa el IA por los desechos o colas finales debido a que son portadores de sustancias contaminantes y sólidos en suspensión, o sea la emisión no cumple las NAV.
- Si además la recuperación es deficiente, entonces las colas aún contendrán elementos valiosos que se van a depositar generalmente en los cuerpos receptores acuosos, pero con las buenas cotizaciones de metales y las tecnologías presentes se podrían recuperar.

También es importante destacar que todo proceso de retratamiento, opera sobre depósitos de gran volumen y/o tonelaje pero con un bajo contenido del mineral valioso, lo cual implica la generación de enormes cantidades de sólidos en las colas finales, por tanto es también necesario estudiar la disposición final de los desechos.

En general la contaminación minera está relacionada con las actividades mineras desarrolladas actualmente, y en muchos casos son generadas a partir de colas, relaves y desmontes que se han acumulado a lo largo de la historia minera, y que son considerados actualmente como **pasivos ambientales** o **sitios mineros abandonados**.

Estos **sitios mineros abandonados**, se caracterizan por ser formadores de drenaje ácido de roca (DAR) de elevada acidez y de generar un alto contenido de metales pesados disueltos, esto debido a que los residuos mineros presentan como principal característica minerales sulfurosos.

El DAR generado contamina aguas subterráneas y superficiales afectando ríos y lagos, constituyéndose en un alto potencial de riesgo para los frágiles ecosistemas existentes (Zamora, 2007).

Muchos de los sectores dedicados a la actividad minera, como son: las cooperativas mineras, la minería pequeña, inclusive la minería mediana, que se dedican al **retratamiento metalúrgico**, carecen de la **disposición final** de los

relaves o colas finales resultado del reprocesamiento metalúrgico, lo que está generando impactos ambientales significativos, principalmente a los cuerpos receptores acuosos superficiales y subterráneos, esto porque sus desechos como son las **colas finales** son directamente descargadas a los ríos o lagos, sin cumplir las normas ambientales, además por estudios de sedimentos en cuencas, análisis químicos de colas; aún se tiene algo de mineral en estos desechos finales (Zamora, 2007).

1.2 PROBLEMÁTICA

El sitio minero motivo de investigación es la **Planta C-4**, dependiente de la Cooperativa Minera Multiactiva Ltda., entra en operación desde el año 1994, el mismo consiste en el retratamiento de las colas-arenas Catavi que es un **pasivo ambiental** acumulado durante el funcionamiento del Ingenio Victoria año 1925, cuya información estimativa de sus reservas es:

Tabla 1.1 Reservas de Superficie EMC, reactivación productiva COMIBOL, 1987

Descripción	Tons.	% Sn	Tons. Finos
Colas-arenas	19'492,000	0.29	56,527
Granzas	1'247,300	0.58	7,234
Total Colas	20'739,300	0.3074	63,761

Determinados sectores del pasivo colas-arenas han sido explotados selectivamente desde el año 1994 hasta la fecha, por tanto sus reservas han disminuido en aproximadamente 1'500,000 toneladas (t). En la actualidad la Planta C-4 retrata alrededor de 250 t con una ley de cabeza de 0.41 %Sn. y del mismo se obtienen aproximadamente una tonelada métrica de concentrado de estaño por día y por tanto esto implica que cerca de 249 t del material retratado son vertidos cada día al río Catavi en forma de pulpa, estos desechos se llaman **colas finales** y que al provenir de las colas-arenas continuarían siendo residuos sulfurosos con posibilidades de generar DAR, es decir; presentar acidez y carga de metales pesados disueltos. A esto se suma principalmente, la enorme cantidad de sólidos de las colas finales que van a depositarse permanentemente a la cuenca del río y otra parte son transportados por la

corriente. En consecuencia se puede advertir que existe un **problema de contaminación minera**.

Frente a este hecho, existe la necesidad de aplicar ciertas medidas de remediación, por ejemplo el **retratamiento metalúrgico de las colas finales** como una alternativa, pero bajo el marco de las Normas Ambientales Vigentes, y tomando en cuenta los aspectos socio-económicos y que la actividad de la industria minera se mantenga en la región. Esto significa que todavía es posible **recuperar algo más de la casiterita** que se está desechando en las colas finales por un lado, por otro, **separar los sulfuros y depositarlos adecuadamente** y de acuerdo a normas, finalmente, motivar a la Cooperativa Multiactiva para que la disposición final de las colas se realice a un dique.

1.3 ANTECEDENTES

Estudios específicos que sirvan como modelo, a **un estudio técnico-económico y ambiental, con retratamiento metalúrgico de colas finales** como alternativa de mitigación ambiental en operación de plantas metalúrgicas, no se han podido encontrar. Sin embargo la investigación más relacionada por la tecnología aplicada es:

1.3.1 Investigación realizada por la DPIC-UTO

Este trabajo titula: ‘Propuesta Técnica, Socio-económica y Ambiental de Tratamiento de Sedimentos de Ríos Contaminados como alternativa de Remediación Ambiental y Desarrollo Económico Local’, dirigida por el Dr.-Ing. Gerardo Zamora E. coordinador del proyecto, mediante la Dirección de Post-Grado e Investigación Científica de la Universidad Técnica de Oruro. El eje temático corresponde a ‘Tecnologías limpias’¹.

El trabajo de investigación enfoca su objeto de estudio al tratamiento de los sedimentos de la sub-cuenca Japo, Santa Fe y Morococala, cuyas aguas desembocan en el Lago Poopó. Específicamente se realizaron análisis granulométrico y pruebas metalúrgicas de los sedimentos del río Santa Fe. Los resultados mostraron que ‘es posible obtener concentrados finales de

¹ Investigación publicada en: PIEB, *Contaminación Minera y sus dimensiones* revista N° 12, año 7, 2010 p. 3

casiterita (SnO_2), que pueden ser comercializados a partir de materiales obtenidos en el lecho del río a diferentes profundidades’.

La ley del estaño en los sedimentos obtenidos fue de 0.165%.

El concentrado final, usando la centrífuga Falcon tiene una ley de 52 %Sn y una recuperación también aproximada de 25.5%; mientras que el concentrado final sin la intervención de la centrífuga, también tiene una ley promedio de 52 %Sn y una recuperación de 29.6%.

Los investigadores consideran que esto hace viable un proyecto de recuperación de Sn a partir de los sedimentos del río. Así se podrá generar ingresos para financiar proyectos de desarrollo a favor de las comunidades de Aco-Aco y Payrumani, en Oruro.

También existen trabajos realizados en años pasados, acerca del retratamiento de las colas-arenas de Catavi, y son los siguientes:

1.3.2 Investigación realizada por la UTO

Experimentación con colas-arenas Catavi, trabajo realizado por el Dr. Ing. Antonio Salas Casado y el Ing. Edgar Medina O. cuyo título es ‘Modelo Matemático para la Pre-concentración en Campos Centrífugos Cilíndricos Mediante Pulpas de Ferro-silicio’²

Los resultados globales fueron:

Tabla 1.2 Resultados investigación UTO

Ley de cabeza	0.27 % Sn
Ley de pre-concentrados	2.00-3.00 % Sn
Recuperación	50-60 %

1.3.3 Investigación realizada por el IIMM

El Instituto de Investigaciones Minero Metalúrgicas de Oruro, realizó el año 1980 el trabajo con las colas-arenas de Catavi: ‘Pruebas Experimentales sobre Concentración de Colas Arenas Catavi’, en escala de laboratorio efectuando los siguientes ensayos:

² II Simposio Internacional del Estaño, UTO Oruro, 1977

a) Químico;

Tabla 1.3 Resultados análisis químicos IIMM

Elemento	%
Sn	0.25-0.26
S	0.05-0.60
Fe	2.55-3.47

b) Peso Específico;

Real	Aparente
2.69-2.70	1.76

c) Análisis Granulométrico;

Tabla 1.4 Resultados análisis granulométrico IIMM

Fracción	% Peso	% Sn	% Distribución
+ 8#	1.48	0.40	2.09
- 8 + 10#	1.57	0.35	1.95
- 10 + 14#	11.85	0.25	10.47
- 14 + 20#	15.58	0.25	13.77
- 20 + 48#	42.97	0.25	38.00
- 48 + 100#	18.54	0.25	16.38
-100 + 200#	4.95	0.50	8.74
-200 + 9 μ	1.57	1.26	7.01
- 9 μ	1.49	0.30	1.59
Cabeza	100.00	0.28	100.00

d) Separación en líquidos pesados³ (D = 2.95-2.70)

Tabla 1.5 Resultados, separación en líquidos pesados IIMM

Producto	Densidad	% Peso	% Sn	% Distribución
Pesado	2.95	3.82	3.79	54.11
Pesado	2.70	56.74	0.17	36.95
Liviano	2.70	39.44	0.06	9.84
Cabeza		100.00	0.27	100.00

³ Análisis densimétrico y de liberación con muestra colas-arenas Catavi, 1989

Tabla 1.6 Resultados, separación en líquidos pesados D = 2.75

Producto	% Peso	% Sn	% Distribución
Pesado	24.79	0.88	73.24
Liviano	75.21	0.10	26.76
Cabeza calculada	100.00	0.30	100.00

e) Balance concentración con ciclón y mesas

Tabla 1.7 Resultados, separación en ciclón (+20#) y en mesas (-20# +9 μ)

Producto	% Peso	% Sn	% Distribución
Pre-concentrado Ciclón	5.80	1.02	24.11
Pre-concentrado Mesas	13.32	0.87	43.25
Pre-concentrado Total	19.12	0.91	67.36
Cola Ciclón	30.95	0.10	12.63
Cola Mesa	48.12	0.10	17.96
Lama -9 μ	1.81	0.30	2.05
Cola Total	80.88	0.10	32.64
Cabeza Calculada	100.00	0.26	100.00

Los concentrados fueron sometidos a flotación previa molienda, en dos alternativas: una para obtener concentrados de alta ley y otra para producción de pre-concentrados de baja ley para volatilización.

Tabla 1.8 Balance alternativa 1, IIMM

Producto	% Peso	% Sn	% Distribución
Conc. 3ra. Limpieza	1.53	25.19	40.36
NF 1,2 y 3ra. Limpieza	13.87	1.56	22.73
Lama	2.55	0.63	1.69
Cola	82.05	0.41	35.22
Cabeza Calculada	100.00	0.96	100.00

Tabla 1.9 Balance alternativa 2, IIMM

Producto	% Peso	% Sn	% Distribución
Conc. 3ra. Limpieza	4.55	13.29	63.80
NF 1,2 y 3ra. Limpieza	24.80	1.05	27.48
Lama	2.10	0.67	1.49
Cola	68.55	0.10	7.23
Cabeza Calculada	100.00	0.95	100.00

1.3.4 Investigación realizada por JICA-DOWA MINING Co.

COMIBOL con apoyo de JICA (Agencia de Cooperación Internacional del Gobierno Japonés) el año 1982, realizó trabajos de las **reservas de superficie** de estaño de EMC. En 1983 se adjudicó a la Compañía Japonesa DOWA MINING Co., la realización de los estudios de tratamiento de minerales de colas y desmontes de Catavi y Siglo XX, la metodología de trabajo fue:

FASE I; a) Prueba a nivel de Laboratorio en Japón.

b) Habilitación de Planta Piloto (pruebas demostrativas)

FASE II; Pruebas a nivel de Planta Piloto

FASE III; Estudio de factibilidad técnico-económico

El proceso desarrollado comprende las siguientes etapas de tratamiento:

- Clasificación a 0.5mm
- Pre-concentración en campo dinámico (DYNA WHIRPOOL) de la fracción + 0.5mm
- Molienda fina a -150 μ de la fracción -0.5mm, seguida de pre-concentración por flotación rougher de casiterita a pH casi neutro.
- Molienda fina a -150 μ de los pre-concentrados del DYNA WHIRPOOL
- Clasificación conjunta de ambos pre-concentrados en tres fracciones de tamaño, y concentración en mesas convencionales.

Los resultados alcanzados en pruebas de pilotaje realizados en Planta JICA de Empresa Minera Bolívar. Para dos alternativas ensayadas pueden resumirse a través de los siguientes índices:

Alternativa 1; flotación y mesas

Ley de cabeza	0.28 %Sn
Ley pre-concentrado	0.59 %Sn
Recuperación Pre-concentrado	66.20 %
Ley concentrado	39.38 %Sn
Recuperación Total	41.00 %

Alternativa 2; DWP, flotación y mesas

Ley de cabeza	0.28 %Sn
Ley pre-concentrado	0.50-0.60 %Sn
Circuito:	Distribución Sn
Oversize Clasificación 0.5mm	70.6 %
DWP	63.5 %
Mesas	48.7 %
Undersize Clasificación 0.5mm	29.4 %
Flotación	82.6 %
Mesas	47.9 %
TOTAL	30.9 %

(39.5 % estimado)

1.3.5 Investigaciones realizadas por la EMC

Se realizaron dos trabajos en el Laboratorio Metalúrgico Experimental de EMC sobre la pre-concentración de colas-arenas antiguas de acuerdo a lo siguiente:

- a) Concentración en mesas; se realizó con la fracción -20#, separando la fracción +20# para pruebas en ciclón de pulpa. Los índices obtenidos fueron:

Ley de cabeza	0.43 %Sn
Ley pre-concentrado	2.27 %Sn
Recuperación paso	48.96 %
Recuperación total	29.38 %

La recuperación total, considera la fracción +20#

b) Pre-concentración en Jigs; fue parte de un estudio gravimétrico y comprendió las siguientes etapas:

- Pre-concentración en jigs (sin clasificación)
- Molienda de pre-concentrados a -65#
- Concentración en mesas
- Flotación de sulfuros

Los índices metalúrgicos obtenidos fueron:

Ley de cabeza	0.31 %Sn
Ley pre-concentrado	0.70-1.20 %Sn
Recuperación en jig	40-50 %
Ley concentrado	40-45 %Sn
Recuperación total	33-35 %

1.3.6 Propuesta de la F.S.T.M.B.

La propuesta titulaba: Plan de Emergencia-FSTMB, la autoría corresponde a asesores técnicos de la Federación Sindical de Trabajadores Mineros de Bolivia (FSTMB) y fue presentada en Julio de 1986. Este Plan consideraba con relación a las reservas de superficie: las colas-arenas del Ingenio Victoria y también los descartes de la planta Sink and Float. La explotación de estas reservas no podía ser rentable en ese momento debido a: **la baja ley, al bajo precio de los metales en el mercado internacional y a la falta de tecnología adecuada.** De ahí que el plan asumía la selección y dosificación de las reservas colas-arenas, con los siguientes resultados:

Tabla 1.10 Colas Seleccionadas del Ingenio Victoria

Residuo minero	Tons.	%Sn	Tons. Finas
Granzas	1'247,300	0.58	7,234
Colas-arenas	1'752,700	0.29	5,083
Total colas	3'000,000	0.41	12,317

Fuente: Plan de Reactivación productiva COMIBOL, 1987

Estas colas seleccionadas serían tratadas en el Ingenio Victoria y tendrían una duración de 4.8 años, a un ritmo de explotación de 2,000 TPD.

1.4 METODOLOGÍA

1.4.1 Metodología general

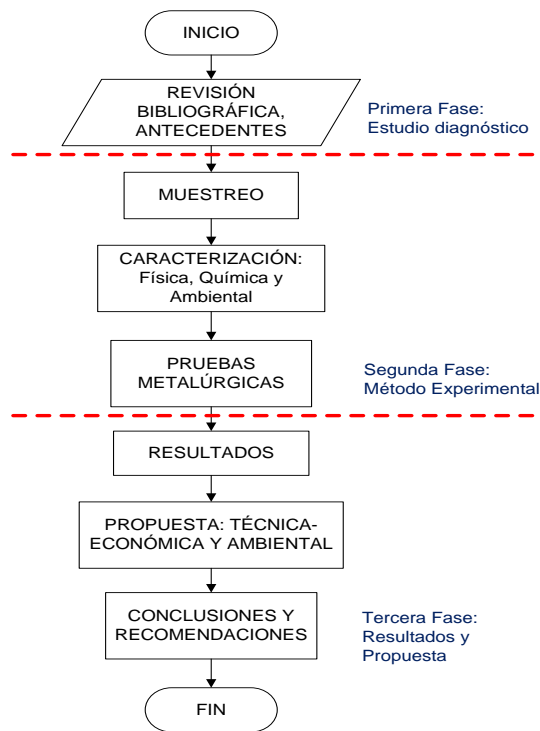


Figura 1.1. Metodología General

1.4.2 Metodología específica

a) Estudio diagnóstico;

- Revisión bibliográfica
- Entrevistas a personas “clave”
- Datos socio-económicos y ambientales

b) Método Experimental;

- Muestreo
- Caracterización: Física, Química, Mineralógica de las colas finales.
- Pruebas Geoquímicas estáticas para evaluar el IA, a objeto de determinar cuantitativamente la carga de metales pesados y el aporte de acidez al río, de los sulfuros contenidos en las colas finales.
- Pruebas Metalúrgicas de gravimetría en mesas y centrífuga Falcon para recuperar el Sn de las colas finales y prueba de flotación para separar los sulfuros. A nivel laboratorio.

c) Resultados y propuesta;

- Resultados obtenidos y su procesamiento.
- Formulación de la Propuesta Técnica-económica-ambiental, como alternativa de remediación ambiental.

1.5 UBICACIÓN GEOGRÁFICA

Las coordenadas para la ubicación geográfica de los sitios en estudio, se resumen de acuerdo:

Tabla 1.11 Coordenadas geográficas

Nombre del sitio	Latitud	Longitud
Colas-arenas Catavi	18° 25.165' S	66° 33.544' W
Planta C-4	18° 24.917' S	66° 34.345' W

Fuente: Datos obtenidos con GPS Garmin Etrex Legend HCx

La Empresa Minera Catavi (EMC) dependiente de la Corporación Minera de Bolivia (COMIBOL), está ubicada en la provincia Rafael Bustillos del departamento de Potosí. Es una región montañosa típica de la zona andina de Bolivia con altitudes promedio que están entre 3792 a 3865 msnm, temperaturas y precipitaciones bajas a lo largo del año.

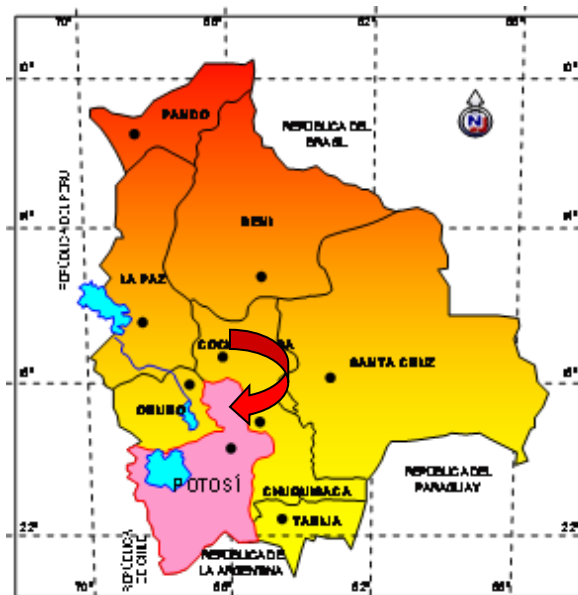


Figura 1.2. Ubicación geográfica en Bolivia, PDM Llalagua 2008-2010

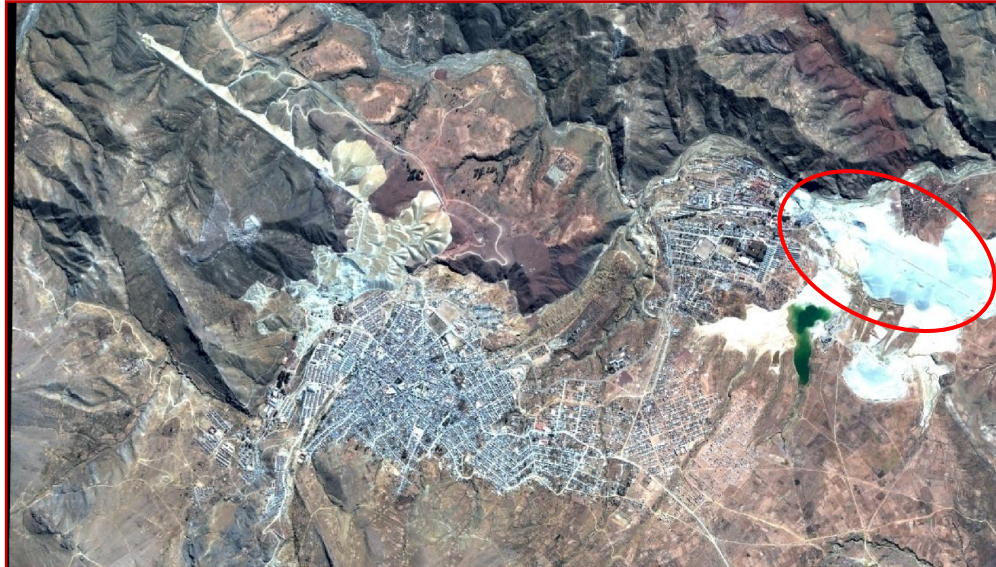


Figura 1.3. Ubicación del sitio Planta C-4 y Colas-arenas Catavi, PDM Llallagua

La figura 1.2 muestra la ubicación geográfica de la provincia Rafael Bustillos en el departamento de Potosí-Bolivia y la figura 1.3 muestra objetivamente el sitio de estudio e investigación.

1.6 PARTICIPANTES

De manera oficial en el presente estudio han participado de forma directa: en calidad de tutor el Msc. Ing. Octavio Hinojosa Carrasco y en la realización del trabajo el Ing. Rubén Néstor Zambrana Martínez.

Y se citan a los siguientes departamentos e instituciones: Laboratorio de Concentración de Minerales de la Carrera de Metalurgia y Ciencia de Materiales dependiente de la Universidad Técnica de Oruro, SpectroLab como unidad descentralizada de la Universidad Técnica de Oruro y la Cooperativa Minera Multiactiva Ltda., ubicada en el distrito de Catavi, departamento de Potosí.

CAPÍTULO 2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1 GENERALIDADES

La realidad presenta constantemente incongruencias de lo ideal y lo real, esta brecha es lo que se llama **problema**, el mismo puede ser de carácter teórico lo que daría una **investigación básica**, o de carácter práctico lo que daría una **investigación aplicada**.

El presente tema en estudio, está referido a la **contaminación ambiental minera** que generan las colas finales de la Planta C-4, lo cual representa **una realidad** que se puede mitigar. Y **lo ideal** de la situación, es que a través de una **investigación aplicada** se logre la remediación del Impacto Ambiental que provocan estos desechos vertidos al río.

Para la identificación y sustentación del **problema**, se recurrirá al método deductivo y/o triángulo deductivo.

2.2 OBJETIVO GENERAL

Mitigar el Impacto Ambiental generado por las colas finales sulfuradas del proceso de concentración Planta C-4 de Catavi, a partir del estudio técnico-económico-ambiental y su retratamiento metalúrgico para recuperar casiterita de manera rentable, como una alternativa de remediación ambiental.

2.3 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Investigar preliminarmente el diagnóstico y evaluación ambiental, del Municipio de Llallagua y la Planta C-4 de Catavi.
- Realizar la caracterización Física, Química, Mineralógica y Ambiental de las colas finales sulfuradas.
- Realizar dos pruebas metalúrgicas a nivel laboratorio, y establecer la prueba más ventajosa para recuperar casiterita.
- Formular la propuesta técnica-económica y ambiental del trabajo de investigación propuesto.

2.4 PREGUNTAS DE INVESTIGACIÓN

¿Cuál el diagnóstico y la evaluación ambiental preliminares, del Municipio de Llallagua y la Planta C-4?

¿Cuál la caracterización Física, Química, Mineralógica y Ambiental de las colas finales sulfuradas?

¿Cuál es la prueba metalúrgica más ventajosa, para la recuperación de la casiterita?

¿El retratamiento metalúrgico de las colas finales sulfuradas permite la elaboración de una propuesta técnica-económica y ambiental viable?

2.5 JUSTIFICACIÓN

La justificación para llevar adelante la investigación se resume en los siguientes puntos:

- Cantidades importantes de residuos mineros sulfurados o **colas finales** producto del retratamiento metalúrgico en la Planta C-4, son descargadas directamente al río o cuerpo receptor acuoso en una cantidad de aproximadamente 250 toneladas de sólidos por día. En consecuencia existe la posibilidad de generación de DAR; es decir pH ácido y presencia de metales pesados. Este tipo de descargas actualmente ya no se permite según la normativa ambiental vigente en el país⁴.
- El buen precio de los metales (caso del estaño) permitirá desarrollar e implementar la presente investigación como una alternativa de remediación del medio ambiente, considerando la propuesta técnica-económica-ambiental y dando la posibilidad de solventar económicamente la remediación a partir de las utilidades generadas.
- El avance tecnológico permite tratar **yacimientos** con contenidos de Sn tan pobres que hace algunas décadas eran considerados como colas. Esta filosofía se propone aplicar al **retratamiento de las colas finales** en el presente trabajo, con la ventaja de que estas colas finales ya no

⁴ Ley del Medio Ambiente N° 1333, abril 1992 y Reglamento Ambiental para Actividades Mineras, julio 1997

requieren la fase de explotación en la mina, ni las primeras etapas de la conminución.

- Con este estudio se presenta la alternativa de implementar la línea de investigación denominada **Tecnologías Limpias**. La metodología podría constituirse en un **modelo** para intentar dar una respuesta a la remediación de varios cauces de ríos y/o cuerpos de agua que también están siendo afectados por operaciones similares al de la Planta C-4.

2.6 RESULTADOS ESPERADOS

- Diagnóstico y evaluación ambiental preliminares, del Municipio de Llallagua y la Planta C-4.
- Caracterización de las colas finales objeto de estudio para determinar la posibilidad de generación de DAR, carga de metales pesados y sólidos vertidos directamente al río, con contenidos de minerales con granulometría fina como por ejemplo casiterita.
- Establecimiento de la prueba metalúrgica más ventajosa, para recuperar casiterita.
- Estudio técnico-económico-ambiental de la propuesta de retratamiento de colas finales para recuperar el mineral de Sn a partir de la concentración gravimétrica y centrífuga.

2.7 CRITERIOS DE EVALUACIÓN

Conveniencia; El presente estudio servirá principalmente para encarar en el futuro pruebas metalúrgicas y otras necesarias a nivel planta piloto y/o industrial y hacer efectiva la propuesta.

Implicaciones prácticas; Está orientado a mitigar el problema de la contaminación del río Catavi, con base científica mediante las pruebas metalúrgicas, análisis químicos y caracterización.

Relevancia social; La mitigación del IA permitiría que comunidades afectadas, se vean favorecidas por resultados de la propuesta.

Valor teórico; Si las hipótesis son demostradas existe la alternativa de incrementar el conocimiento, y sería el punto de partida para la generación de nuevos conocimientos.

Utilidad metodológica; Bajo el marco metodológico definido en la presente investigación, se tiene la esperanza que el mismo contribuya a profundizar el conocimiento de los temas estudiados.

La respuesta positiva a estos criterios de evaluación, estará de acuerdo a los resultados que se vayan a obtener en las pruebas y ensayos experimentales.

CAPÍTULO 3

MARCO TEÓRICO

Se desarrollarán temas relacionados a los residuos mineros, diagnóstico y evaluación del impacto ambiental (EIA), caracterización de residuos mineros y la tecnología del retratamiento metalúrgico.

3.1 RESIDUOS DE LA INDUSTRIA MINERA

Durante la vida de la mina la generación de Residuos Mineros (RM) representa una **problemática ambiental**, que debe ser abordada en todas las etapas, y de manera general se tiene:

Tabla 3.1 Etapas de la problemática ambiental minera, (Ley 1777 y Jacinto 2008)

Etapa	Actividad Según las NAV
Prospección, Exploración y Desarrollo	Predicción; desde el punto de vista ambiental
Explotación	Prevención y control; cumpliendo las NAV
Cierre	Control del IA a largo plazo

La ejecución de un proyecto minero normalmente comprende tres fases definidas, donde puede existir generación de RM y son:

Fase de construcción; que comprende la construcción de: caminos, planta de concentración, oficinas, campamentos, talleres y otros. En esta primera fase normalmente no se generan RM.

Fase de operación; la dividiremos en dos partes: Operaciones Mineras y Operaciones Metalúrgicas.

a) Operaciones mineras; comprende a su vez las operaciones unitarias como son: perforación, voladura, carguío y transporte. De acuerdo a las actividades que corresponden a estas operaciones mencionadas, existe la generación de RM, por ejemplo la formación de desmontes.

b) Operaciones metalúrgicas; comprende a su vez las operaciones unitarias de: conminución, clasificación y concentración. De acuerdo a

estas actividades se puede afirmar que la etapa de concentración también genera RM, por ejemplo colas arenas, colas lamas.

Fase de cierre y post-cierre; El cierre y rehabilitación del área de actividades mineras debe efectuarse de acuerdo al Plan de Cierre y Rehabilitación del Área aprobado en la Licencia Ambiental (LA). Normalmente en esta fase, no se generan nuevos RM, más al contrario se procede con la disposición, eliminación, tratamiento y en resumen la remediación del IA que generan los RM. Art. 67 RAAM. Sin embargo cualquier actividad realizada por el hombre (así sea la rehabilitación de un sitio) es susceptible de ocasionar algún tipo de IA (Salas, 2008)

Los RM generados en la operación Metalúrgica denominada **retratamiento de colas finales**, es el tema de investigación del presente trabajo.

3.1.1 Concepto de Residuo Minero

De acuerdo al Reglamento Ambiental para Actividades Mineras (RAAM) Art. 32; son **residuos sólidos minero-metalúrgicos**⁹, los siguientes:

- Materiales de desencape en minas a tajo abierto o en minas de yacimientos detríticos.
- Desmontes provenientes de la remoción de material estéril en minas subterráneas.
- Descartes de operaciones de pre-concentración.
- Colas-arenas gruesas de procesos de concentración.
- **Colas-arenas finas y lamas de procesos de concentración.**
- Pilas o acumulaciones de residuos generados en cualquier tratamiento hidro o electrometalúrgico, como roca triturada, barros lodos y materiales lixiviados.
- Escorias y otros residuos de procesos piro-metalúrgicos.

De forma general, un **residuo minero** es el descarte de las operaciones en la mina, en la planta de concentración o en las plantas de fundición.

⁹ Reglamento Ambiental para Actividades Minera; D.S. N° 24782, julio 1997

Las **colas finales**, estudiadas en esta oportunidad de acuerdo a su caracterización corresponden al tipo de: **colas-arenas finas y lamas de procesos de concentración** pero en pulpa, según el Art. 32 del RAAM.

3.1.2 Naturaleza de los residuos mineros

Tabla 3.2 Naturaleza de los residuos mineros

Tipo de Minería	Operación o Actividad	Nombre del Residuo	Comentario
Explotación a Cielo Abierto	Desencape	Material de desencape	<ul style="list-style-type: none"> • El material debe ser almacenado para la restauración futura. • El sitio de deposición es el desmonte. • El IA probable, es la inestabilidad física y química. • Decapado de los sitios del dique de colas antes de su utilización vs. la disponibilidad de la tierra vegetal.
		Tierra vegetal	
Corresponde a todo tipo de minería	Extracción de caja o estériles	Rocas estériles	<ul style="list-style-type: none"> • En ciertos casos el material puede ser triturado y servir como material de construcción. • Los sitios de almacenamiento son los desmontes, diques de colas y como material de relleno. • El IA probable es, inestabilidad física y química. DAM.
Corresponde a todo tipo de minería	Procesamiento de Minerales	Residuos del concentrador	<ul style="list-style-type: none"> • Estos residuos mineros también se llaman “colas” • Conocer las propiedades de las colas para un almacenamiento adecuado. • El IA es la inestabilidad y generación de DAM o DAR • Los sitios de almacenamiento son: PDC, en el pasado se depositaban en los ríos, en una mina antigua a cielo abierto, o como relleno en galerías.
		Residuos de lixiviación	<ul style="list-style-type: none"> • Las pilas de lixiviación deben ser restauradas al final de las operaciones
		Efluentes del procesamiento	<ul style="list-style-type: none"> • Los efluentes del procesamiento son el agua de mina y aguas contaminadas que son tratadas y generan subproductos como: lodos, precipitados, etc. Que son otra categoría de desechos que pueden causar problemas de almacenamiento.

Fuente propia con datos del Módulo III, MIMAM N. Jacinto, 2008

Por otro lado, el **retratamiento** metalúrgico de residuos mineros, es una operación que se realiza actualmente porque existe la posibilidad de dar resultados satisfactorios desde el punto de vista técnico-económico-ambiental. Del retratamiento metalúrgico se obtienen dos productos, uno el **concentrado** para su venta y el otro las **colas finales** del proceso.

Estas **colas finales** al considerarse como residuos sólidos minero-metalúrgicos presentan una característica casi común entre ellos y es que tienen componentes **sulfurosos**, esto ocurre en la mayoría de los sitios mineros ubicados en la zona andina de Bolivia, por tanto pueden ser **generadores de DAR** y además estas colas finales vienen en forma de pulpa, es decir; % sólidos y % de agua. Para obtener concentrados de mineral a partir del retratamiento de los RM, se necesitan tratar grandes tonelajes de estos residuos debido a su bajo contenido del metal o elemento valioso, por tanto y de manera general los sólidos de las colas finales constituyen más del 90% del tonelaje retratado. La concentración gravimétrica es el método quizá más adecuado para el retratamiento de colas, desde el punto de vista ambiental.

3.1.3 Problemática de los residuos mineros

Para el enfoque de la **problemática de los RM**, existen 3 posibilidades para la disposición de los mismos (Jacinto, 2008)

- Almacenamiento de manera segura
- Eliminación o transformación
- Reutilización

Históricamente, las operaciones mineras aparte de rendir utilidades también han dejado los sitios mineros prácticamente abandonados sin la restauración correspondiente, estos de una manera general son llamados **pasivos ambientales mineros**. En estos sitios, los residuos sólidos minero-metalúrgicos, NO han tenido tratamiento alguno y su disposición ha sido sin el cumplimiento de las normativas ambientales.

Lo que debería hacerse siempre por parte de los operadores mineros, con referencia a los RM se resume en los siguientes puntos:

- Administrar los desechos sólidos que generalmente se producen en grandes cantidades y también la presencia de agua que a menudo se presenta en volúmenes importantes.
- El realizar una buena gestión del agua en superficie es esencial; tratando de minimizar su uso y re-utilizarla lo más posible.
- Si el agua en el efluente final no está de acuerdo con las normas ambientales vigentes, entonces se debe llevar adelante un tratamiento adecuado del mismo antes de su descarga.

3.1.3.1 Efluentes líquidos

La industria minera utiliza importantes cantidades de agua. Por otro lado, varios factores pueden influir en la calidad de las aguas de mina, por ejemplo:

- Naturaleza del mineral; si se tiene la presencia de sulfuros, puede generarse DAR o DAM
- Explosivos y lubricantes utilizados; el nitrato de amonio (NH_4NO_3), es extremadamente soluble, por tanto el agua puede ser contaminada.
- Relleno hidráulico; cuando la disposición de las colas es en sitios subterráneos. La calidad de las aguas de drenaje del relleno hidráulico dependen del tipo y de la reactividad del material utilizado como relleno y también si a este se le añade o no, cemento.
- Aguas de perforación; las partículas finas producidas por las perforaciones alteran la calidad del agua, aumentando la concentración de sólidos en suspensión.
- Naturaleza del tratamiento metalúrgico; los reactivos empleados contaminan los efluentes de la operación metalúrgica, por ejemplo se suele utilizar CN para la recuperación del Au; pero si el método de concentración es por Flotación, entonces la contaminación será con: colectores, espumantes, etc.

De todos estos factores se considera el más importante, a la **Naturaleza del mineral** para influir en la calidad del agua de las **colas finales**, pues debe recordarse que las colas finales estudiadas en el presente trabajo provienen del re-tratamiento de colas-arenas Catavi, que son residuos sulfurosos.

También se puede encontrar en las aguas de mina, diferentes tipos de contaminantes clasificados de acuerdo a:

Solubles; ácidos generados por DAR, metales pesados, sales y contaminantes que provienen del tratamiento del mineral como los cianuros, agentes de tratamiento, tiosales, etc.

No solubles; partículas en suspensión.

Radioactivos; radio, torio, plomo 210

Si las aguas son contaminadas, por estos tres tipos de contaminantes, entonces deben ser tratadas para cumplir las leyes y reglamentos antes de su vertido al medio ambiente.

3.1.3.2 Residuos sólidos

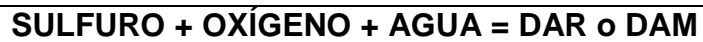
Los principales residuos sólidos generados por la industria minera son:

- a) **Material de desencape;** provienen de una operación a cielo abierto, el material cuaternario y/o cobertura vegetal, debe ser utilizado en la etapa de restauración. Por tanto su manejo debe ser el adecuado.
- b) **Rocas estériles;** llamados también desmontes, son materiales rocosos de granulometría gruesa y con alto índice de vacíos. Los apilamientos de desmontes deben cumplir **la estabilidad física y química**. Si contienen sulfuros pueden ser potenciales generadores de DAR.
- c) **Residuos de la planta de concentración;** estos residuos deben ser transportados en forma de pulpa al dique de colas. Las colas se encuentran en un estado inconsistente, y muy saturados. Además la consolidación es muy lenta a causa del tipo de almacenamiento, de su contenido de agua y de la baja conductividad hidráulica. Todo esto ocasiona problemas de estabilidad física. Al igual que con los estériles, con este tipo de desechos también se puede tener problemas de generación de DAR, si tienen el componente **sulfuro**. El objetivo es que estos residuos también tengan estabilidad física y química.

d) Lodos del tratamiento químico de las aguas; para el tratamiento de las aguas ácidas de mina o del proceso; básicamente se debe **neutralizar con cal**, para que los metales pesados disueltos precipiten y estos formen parte de los lodos, entonces se disminuye el problema de la inestabilidad química. También se debe considerar el manejo adecuado de los lodos.

3.1.3.3 Residuo sulfuroso y DAR

El DAR o el DAM, se genera a partir de los residuos mineros sólidos y también de efluentes líquidos, pero siempre y cuando estos tengan componentes sulfurosos. Es decir, el sulfuro en presencia de oxígeno y de agua, reacciona químicamente generando el Drenaje Ácido de Roca o de Mina:



La probabilidad de que estos tres componentes entren en contacto en un sitio minero es grande, por tanto este contaminante es muy común y además puede provocar impactos ambientales negativos de gran magnitud.

El sulfuro proviene del mineral o de los residuos minero-metalúrgicos sulfurosos, el oxígeno del aire y el agua puede provenir de las excavaciones mineras o sea aguas subterráneas, también de aguas superficiales o escorrentías y del agua de lluvia.

Las características principales del DAR, son:

- a) Presenta fuerte acidez; $\text{pH} < 3.2$
- b) Presencia de metales pesados ($\text{Pe} > 5$) tóxicos; Hg, Cd, As, Sb, Pb entre los principales.
- c) Presencia de sulfatos solubles.

3.1.4 Estabilidad física y química

La estabilidad física; Se refiere a la estabilidad que debe garantizar el ángulo de talud que presenta el residuo sólido minero, por ejemplo el desmonte. A menor ángulo de talud con respecto a la horizontal, mayor será la estabilidad física.

La estabilidad química; Se refiere a que el residuo minero (desmonte, colas), con contenido de sulfuros no reaccionen químicamente con el agua y el oxígeno. Existen algunos métodos para evitar que estos tres componentes entren en contacto.

3.2 MUESTREO

Dentro el campo de los Recursos Naturales y el Medio ambiente, no es posible estudiar y analizar la totalidad del material objeto de estudio, principalmente por motivos técnicos y económicos; por tanto al igual que en otras ciencias se toma una **muestra**, que es una pequeña porción del total.

3.2.1 Definiciones

3.2.1.1 Universo

Es la masa total del material de interés y la fuente de información. El universo puede ser:

- Todo el depósito mineral
- Una estructura mineralizada dentro el depósito
- Una zona contaminada
- Sedimentos contaminados
- Residuos mineros sulfurosos depositados en un sitio específico, etc.

El universo debe tener límites bien definidos. En estudios del medio ambiente minero se definen zonas homogéneas de muestreo, la suma de estas zonas constituyen todo el universo.

3.2.1.2 Unidad de muestreo

Una unidad de muestreo es una porción del universo sobre la que se efectúan las mediciones. Esta unidad puede ser una muestra de 5 libras recogida a mano, un pedazo de testigo de diamantina, etc. Pero, si se trata de estudios medioambientales de sitios mineros, y si son de residuos sólidos, primero se establecen las zonas homogéneas de muestreo y se las denomina **unidades de muestreo**, las muestras deben tomarse en cada unidad identificada; para el caso de efluentes líquidos con residuos contaminantes a lo largo de un río por ejemplo, se establecen los puntos de muestreo en base a criterios de experiencias pasadas o datos con que se cuenta, y se procede con

la toma de las muestras. Cuando se hacen conjeturas a partir de las muestras obtenidas, sobre las características de un universo, se debe especificar cuál es la unidad de muestreo. En universos relacionados a la vida cotidiana, por ejemplo la unidad de muestreo es generalmente un individuo, una persona o un animal, sobre los que se pueden medir características tales como estatura, peso, etc. En este tipo de problemas existe una unidad de muestreo natural (Medinaceli, 1990). Tal cosa no existe en residuos mineros, por tanto la unidad de muestreo es especificada por el experimentador.

3.2.1.3 Población

Se define como la familia de las medidas de una determinada característica, obtenidas a partir de todas las posibles unidades de muestreo que pueden ser seleccionados del universo (Medinaceli, 1990). De esta manera en el muestreo de **colas** por ejemplo, puede haber más de una población en un universo, como ser: leyes de Sn, Ag, etc., como metales con valor económico; o contenidos de Hg, As, Cd, etc., como metales pesados tóxicos.

3.2.2 Muestreo de Residuos Mineros

De acuerdo al tema en estudio, el muestreo de RM servirá para dos propósitos considerados principales, y son: La Evaluación del Impacto Ambiental (EIA) y el Tratamiento Metalúrgico.

Se determina que el objeto de estudio denominado **colas finales**, se constituye en el universo, del cual se tomara la muestra representativa.

Desde el punto de vista de la EIA; una muestra de residuo minero servirá para: la caracterización física, caracterización química y caracterización mineralógica, también análisis químico para determinar la presencia de metales pesados, y finalmente la realización de una prueba geoquímica estática para determinar el NNP y ver si el residuo es o no generador de DAR.

Desde el punto de vista de las Pruebas Metalúrgicas; una muestra de residuo minero servirá para: las pruebas de concentración gravimétrica en mesas, pruebas de concentración centrífuga y pruebas de flotación para separar el sulfuro. Todas a nivel laboratorio.

Los factores más importantes a tomar en cuenta, al aplicar pruebas metalúrgicas son:

- Ley del residuo minero; a determinar por análisis químico
- Composición mineralógica; minerales presentes, se puede determinar con estudios microscópicos. También macroscópicamente.
- Asociación de minerales y su diseminación en la ganga; se prefiere que las partículas sometidas a la operación de conminución, resulten solamente mineral o solamente ganga y no así, mixtas.
- La ocurrencia de cantidades menores de otros minerales; en algunos casos son estos minerales los que deciden la suerte de un determinado proyecto minero.

Por otro lado, también:

- Es importante conocer acerca de los minerales valiosos y la ganga, presentes en el residuo.
- En el caso del valioso, no es suficiente conocer la ley, también resulta necesario saber acerca de la forma o formas mineralógicas en las que se encuentra este mineral valioso.
- Es necesaria la liberación de los minerales; cuando la liberación es incompleta los métodos de concentración no funcionan adecuadamente. La operación metalúrgica para liberar el mineral valioso, se conoce con el nombre de **conminución**.
- En el caso de colas o relaves no es necesaria la liberación; sin embargo si el mineral valioso no ha logrado ser liberado durante la molienda, entonces se puede practicar la remolienda.

3.2.2.1 Representatividad

El objetivo más importante de un muestreo es que la muestra tomada sea **representativa**, es decir que contenga todos los componentes y en la misma proporción que estos se encuentran en el universo o material original. En la práctica esto nunca se cumple porque el material original por su naturaleza siempre presenta distintos grados de heterogeneidad respecto a su composición. Por tanto, siempre existirán variaciones entre muestras y una manera de obtener una muestra representativa de acuerdo a la teoría de probabilidades, es el aumentar el número de muestras, pero ¿qué valor práctico tiene aumentar el número de muestras?, la respuesta es obvia, lo

define el costo y propósitos del trabajo de muestreo que deben considerarse. La representatividad de la muestra cobra vital importancia para el estudio del material original, pues es sobre esta muestra que se realizan las conjeturas acerca del material original (Medinaceli, 1990).

3.2.2.2 Tamaño de la muestra

Las variaciones entre muestras tienden a disminuir, a medida que aumenta el tamaño de la muestra. Para disminuir el tamaño de la muestra, una alternativa es reducir el tamaño de partícula. El tamaño de la muestra, también depende de la abundancia del mineral en la **mena**. Una mena de alta ley, se puede caracterizar con una muestra de menor tamaño; pero si tiene baja ley se caracterizará con una muestra de mayor tamaño (Hinojosa, 2008).

Tomando en cuenta el tamaño de partículas que tiene el residuo minero, se puede deducir que el muestreo en material de granulometría fina como son las colas del proceso de concentración de minerales, es más representativo, mientras que el muestreo en material de granulometría gruesa como son los desmontes de la explotación en la mina, será menos representativo.

Por ejemplo la pulpa de la **mena molida**, es más fácil de muestrear y proporciona resultados más confiables que el mineral de la trituración primaria. Este es el caso del muestreo de las **colas finales**, que es una pulpa y es el descarte o desecho del retratamiento de las colas-arenas Catavi, según el siguiente proceso: molienda de las colas-arenas, luego la clasificación y finalmente la concentración gravimétrica en mesas. (Ver flujograma del procesamiento actual Planta C-4 en Anexos)

Antes de entrar en el desarrollo para determinar el tamaño de muestra y de acuerdo al muestreo para ensaye, se tienen las siguientes recomendaciones:

- Muestrear el material mientras esté en movimiento, en un punto de descarga en caída libre. Hacer cortes perpendiculares a través de la corriente.
- Cuando las muestras son tomadas con más frecuencia, entonces más representativa será la muestra final.

Estas dos recomendaciones deben considerarse para el método de muestreo a aplicar en esta oportunidad a las **colas finales**.

3.2.2.3 Ecuación de Gy

Para conocer el **tamaño mínimo de la muestra** generalmente se usa el **método de Gy**. Este método toma en cuenta:

- Forma de la partícula del mineral o residuo minero
- Tamaño de la partícula
- Grado de liberación de los minerales
- Composición mineralógica

La Ecuación básica de muestreo de Gy es:

$$M = \frac{C d^3}{s^2}$$

Dónde:

M , peso mínimo de la muestra (g)

d , tamaño de la partícula más grande (cm)

s , desviación estándar

C , constante de muestreo (g/cm³)

El término **s** se emplea para obtener una medida de la confiabilidad en los resultados del procedimiento de muestreo.

La desviación estándar **s** corresponde cuando la distribución de los valores obtenidos a partir de las muestras es normal, o también cuando los valores pueden ser representados por la función de densidad probabilística normal. Entonces la varianza viene dada por **s²**:

$$s = \sqrt{\left[\frac{\sum (x_i - \bar{x})^2}{(n - 1)} \right]}$$

Dónde:

X_i , valor medido

\bar{x} , media aritmética

n , número de muestras

Z , factor correspondiente a la distribución normal

$$P \left[\left(x - \frac{sZ}{\sqrt{n}} \right) < X < \left(x + \frac{sZ}{\sqrt{n}} \right) \right] = \text{Nivel de Confiabilidad}$$

$$\text{Nivel de Confiabilidad} + \text{Nivel de Significancia} = 1$$

Tabla 3.3 Factores, para diferentes niveles de confiabilidad Distribución Normal

Nivel de Confiabilidad (%)	Factor Z
99.73	3.00
99.00	2.58
98.00	2.33
96.00	2.05
95.45	2.00
95.00	1.96
90.00	1.645
80.00	1.28
68.27	1.00
50.00	0.6745

Fuente; Módulo II, MIMAM O. Hinojosa, 2008

Para propósitos prácticos es aceptable el 95 % de confiabilidad.

La varianza real que se determina por la ecuación de Gy, difiere de la que se obtiene en la práctica. Usualmente es necesario efectuar un número de pasos de muestreo para obtener la muestra de ensaye. Además existen errores en el ensaye.

La varianza práctica o varianza total, es la suma de todas las otras varianzas:

$$s_t^2 = s^2 + s_s^2 + s_a^2$$

Donde:

s_t^2 , varianza práctica o total

s_s , desviación estándar del muestreo

s_a , desviación estándar del ensaye

Los valores: s_s y s_a normalmente son pequeños, por ello para el muestreo de rutina en plantas de concentración de minerales, se puede asumir:

$$s_t^2 = s^2$$

La constante de muestreo es específica para cada material que se toma como muestra:

$$C = fglc$$

3.2.2.4 Definición de los factores de la constante de muestreo “C”

- Factor de forma; **f**

$f = 0.5$, para partículas esferoidales (materiales comunes)

$f = 0.2$, para partículas planas y alargadas (oro, grafito, asbesto)

- Factor de distribución de tamaño; **g**

Es función de d/d_i

Dónde: $d/d_i =$ (tamaño máximo de partícula/tamaño mínimo de partícula)

Tabla 3.4 Factores de distribución de tamaño, (Hinojosa, 2008)

Rango de tamaños	d/d_i	G
Grande	> 4	0.25
Mediano	4 a 2	0.50
Pequeño	< 2	0.75
Uniforme	$= 1$	1.00

- Factor de liberación; **l** (del componente crítico)

$$l = \sqrt{(d_i / d)}$$

Dónde:

d_i , diámetro de liberación del componente crítico

d , diámetro máximo de partícula

Si: $l = 1$, entonces: $d = d_i$

Generalmente: $d > d_i$, entonces: $l = \sqrt{(d_i / d)}$

$l = 0.4$ a 0.8 , para material heterogéneo

$l = 0.2$ a 0.4 , para material un tanto más homogéneo

$l = 0.05$ a 0.2 , para colas de composición más homogénea

Para minerales auríferos de granos liberados; $l = 1$

- Factor de composición mineralógico; **c**

$$c = [(1 - a_i)/a_i][(1 - a_i) \rho_s + a_i \rho_g]$$

Dónde:

ρ_s , densidad del componente crítico (g/cm^3)

ρ_g , densidad de la ganga (g/cm^3)

a_i , contenido crítico (expresado en valor decimal)

Si no se tiene la información completa para aplicar el método de Gy, entonces se puede recurrir a un gráfico a escala logarítmica, el cual ha sido construido sobre la base de la fórmula de Gy, con valores promedio de muchos minerales. Este es un método gráfico para determinar el peso mínimo de la muestra (Hinojosa, 2008).

3.2.3 Técnicas de muestreo

Las técnicas de muestreo en el procesamiento de minerales, se clasifican de acuerdo a lo siguiente:

Tabla 3.5 Clasificación de las Técnicas de Muestreo, (Hinojosa, 2008)

Método	Técnica de muestreo
Manual	- Muestreo al azar - Muestreo por cono y cuarteo
Mecánico	- Estacionarios; el cortador de canaletas - Móviles; variedad de equipos automáticos

3.2.3.1 Métodos manuales

a) Muestreo al azar; una vez homogeneizada la muestra final, se obtienen porciones de muestras de distintos lugares del lote, el principio es que todos los puntos de muestreo tienen la misma probabilidad de ser elegidos. La varianza con esta técnica es mayor con relación a otras.

b) Muestreo por cono y cuarteo; Se explica en tres pasos:

- **Paso 1;** se homogeniza el material y se forma un cono con el mismo, el lugar debe ser plano y estar limpio.
- **Paso 2;** se procede con el aplanado del cono (truncado), se forma como una torta.
- **Paso 3;** es el cuarteo y consiste en dividir la torta circular en cuatro partes iguales con dos líneas que se cruzan, luego se eligen dos cuartas partes opuestas. Las otras dos se retiran y almacenan.

Estos tres pasos se repiten hasta obtener el tamaño de muestra requerido, por ejemplo para el análisis químico, análisis granulométrico, etc.

Este método normalmente se aplica a tamaños de partícula $< 2''$, y para cantidades $< a$ 50 toneladas.

El error puede surgir de la segregación de partículas, de acuerdo a su tamaño durante la formación del cono, también la división desigual de la torta (es un método sesgal). Por último se puede indicar que este método es simple, requiere dos operadores y no necesita equipo especializado.

3.2.3.2 Métodos mecánicos

Estacionarios

a) Cortador de canaletas; el equipo consiste en varias canaletas inclinadas en ambos lados alternativamente, por donde el material sale cortado u homogenizado, se alimenta por la parte superior. El procedimiento es repetitivo hasta obtener la cantidad de muestra requerida. Se logran fracciones de $1/4$, $1/8$, $1/16$, etc. del material original, hasta obtener el tamaño de muestra requerido. El error que se comete con este método es menor que de los anteriores explicados. También se le llama cortador de rifles o cortador Jones.

Móviles

a) Muestreador automático tipo mesa giratorio; su sistema de alimentación consta de un tolva en posición vertical y en su parte inferior una canaleta que es un alimentador vibratorio. Una mesa circular contiene recipientes del mismo tamaño, la velocidad de giro de la mesa es regulable y los recipientes se van llenando gradualmente, para luego ser retirados uno o dos al azar, el contenido de muestras son llevadas al laboratorio para análisis químico.

b) Muestreador automático tipo Pulverit; el funcionamiento de este aparato tiene similitud con el anterior. La alimentación es con una tolva por la parte superior y antes del funcionamiento se puede regular su velocidad circular. También tiene recipientes que reciben el material de una manera casi uniforme, cuando se ha terminado con la alimentación

se pueden tomar uno o dos recipientes al azar. Este aparato es muy utilizado en laboratorios químicos para pequeñas muestras.

c) Muestreador tipo Vezin; generalmente se instala en una operación minera, en lugares adecuados por ejemplo en un sistema de correas transportadoras se elegirá una caída vertical del material, entonces el muestreador tomará muestras en ángulo recto a la dirección del flujo 'cortador a 90°', siendo una condición para minimizar el error de muestreo.

d) Otros tipos; existen varios otros equipos que se pueden instalar en distintos lugares del ingenio. Se recomienda instalar después de la trituración terciaria, es decir, donde la correa transportadora está alimentando al buzón de finos.

3.3 DIAGNÓSTICO Y EVALUACIÓN DE IMPACTOS AMBIENTALES

En este acápite se desarrollará: Estudio diagnóstico del sitio minero, Evaluación de impactos ambientales por la actividad minera e Instrumentos para elaborar Estudios de evaluación de impactos ambientales.

3.3.1 Estudio Diagnóstico del Sitio Minero

La problemática de la contaminación por residuos mineros abordada en el presente trabajo, no debe estar al margen del contexto donde se desarrolla.

El entorno y la problemática

Bolivia ha sido siempre un país tradicionalmente minero y en particular la zona de estudio Llallagua-Catavi-Siglo XX, pero la minería ha tomado muy pocas precauciones para evitar la contaminación de suelos y cuerpos de agua. Esta actividad por sus propias características es contaminante. No hay estadísticas, excepto muy parciales, que indiquen la incidencia de las actividades mineras en el medio ambiente. La actividad minera consume mucha agua, y la mayor parte son devueltos a sus cauces naturales sin tratamiento (Caballero, 2003)

En la zona de estudio, después del Decreto N° 21060, las cooperativas mineras se convierten en entidades arrendatarias de las minas de COMIBOL, pero carentes de recursos técnicos y financieros, que en su mayoría proceden

a la destrucción y depredación de recursos minerales, con la consiguiente agresión al medio ambiente. Por otro lado, las pasadas operaciones mineras dejaron como pasivos ambientales socavones de donde fluyen aguas ácidas que se descargan a los ríos y suelos circundantes, (Catavi, Siglo XX y Colquechaca), generalmente con contenidos de minerales sulfurosos, y carga de metales pesados, que desembocan en los ríos, (MEDMIN, 1996-2000)¹⁰.

Las aguas del río se encuentran contaminadas principalmente por residuos de la industria minero-metalúrgica que se desarrolla en el sector, ya que estas aguas son utilizadas para riego, consumo animal y uso doméstico.

La contaminación, según el Diagnóstico Integrado de la Mancomunidad Gran Potosí, especialmente la que proviene de la minería, ha sido motivo de debate regional, así en muchos encuentros se han identificado sus causas, efectos y soluciones, aunque no tan diligentemente la construcción de los diques de colas y demás acciones que disminuyan la contaminación. Uno de esos eventos fue realizado en Sucre 1998, auspiciado por la Agencia Danesa para el Desarrollo Internacional (DANIDA), en la que se analizó la situación ambiental del río internacional Pilcomayo, y de la gente que vive a su alrededor (DANIDA, 1998). Entre las principales causas que se han establecido en este evento, las cuales tienen mucha relación con lo que significa la contaminación minera en la zona de Llalagua, se han señalado los siguientes elementos generadores de tal situación:

- **Los residuos mineros**
- **Los drenajes ácidos**
- **Los efluentes de las plantas de concentración de minerales**
- La salinización y mineralización de los suelos
- La pérdida de cobertura vegetal, erosión y desertificación
- La sedimentación y colmatación de los ríos
- Los residuos sólidos y efluentes urbanos

En el caso del escenario de estudio existe relación con un gran río (más por su extensión que por su caudal) como es el río Tranque o Lupi-lupi

¹⁰ MEDMIN, 1996-2000; *Informes técnicos internos de MEDMIN*, La Paz

actualmente contaminado, debido a la intensa actividad minera existente en la región. El río Catavi a la altura del Ingenio Victoria (Planta C-4), siguiendo su curso aguas abajo se denomina río Andavilque que es un afluente del río Tranque.

El punto 3.3.2, más adelante describe la elaboración de un proyecto de EIA y los instrumentos para elaborar Estudios de Evaluación de Impactos Ambientales. Sin embargo es importante aclarar, que de acuerdo a la delimitación y alcance del presente trabajo no se profundizará en este tema.

3.3.2 Evaluación de Impactos Ambientales por la Actividad Minera

La evaluación de los impactos ambientales ocasionados por la minería (Salas, 2008) no es tarea fácil, pues en la mayoría de los casos el trabajo a realizar, es moroso, costoso y a veces poco accesible a la información y obtención de datos. Cada sitio minero a ser evaluado tiene sus particularidades, y las preguntas fundamentales a tomar en cuenta son:

- ¿Cuáles son las etapas de una operación minera?
- ¿Qué contaminantes se generan en cada etapa?
- ¿Cuáles son los impactos principales en cada etapa?

Dentro una actividad minera, se tienen las siguientes etapas y cada una de ellas con **impactos ambientales específicos**:

- Exploración
- Explotación
- Concentración y beneficio
- Fundición y transformación
- Cierre de operaciones y restauración

Por tanto cada etapa que comprende un proyecto minero tiene **necesidades ambientales específicas**.

Se desarrollará la tercera etapa, porque es la que está directamente relacionada con el tema de investigación propuesto, luego la última etapa por ser hoy en día una actividad normativa.

3.3.2.1 EIA, en etapa de Concentración y beneficio de minerales

Para la EIA en esta etapa depende en gran medida del método de concentración o beneficio a emplear, que podría ser: gravimetría, flotación, lixiviación, etc. Esta tercera etapa independientemente del método de concentración utilizado, comprende ciertas operaciones comunes, que son: conminución, sistemas de extracción o concentración y acumulación de los residuos. El desarrollo de estas tres operaciones es:

a) Conminución; operación unitaria cuyo objetivo es la reducción del tamaño de las partículas, comprende la trituración y molienda del material. La descripción de los IA es la siguiente:

- Emplazamiento de edificios e instalaciones; acción que modifica el uso del suelo como toda construcción, montaje y/o instalación.
- Producción de polvo; durante la trituración como en la molienda del material, se generan partículas finas en suspensión en el aire.
- Producción de ruido y vibraciones; por los sucesivos impactos, fricciones y esfuerzos a que son sometidos los materiales cuando son triturados y molidos.

b) Sistemas de extracción o concentración; el término extracción es adecuado cuando la recuperación del elemento valioso se lo realiza, por ejemplo con el método de lixiviación que disuelve el valioso; mientras que concentración es adecuado a los procesos de gravimetría, flotación, centrífuga, etc. En esta operación corresponden los siguientes IA:

- Cambio de uso del suelo y contaminación de aguas; modificación en el uso del suelo por emplazamiento de instalaciones para el efecto y también contaminación del agua con residuos mineros. En gravimetría la relación en toneladas de **agua:mineral**, es aproximadamente 10 : 1, pero del 60 al 70% del agua recircula.
- Uso de reactivos tóxicos.
- Riesgos de derrames de combustibles, carburantes y lubricantes.

c) Acumulación de residuos; quizá sea la operación más delicada tomando en cuenta que se debe conservar el medio ambiente y cumplir las normas vigentes. Corresponden los siguientes IA:

- Cambio de uso del suelo, construcción del dique de colas; al emplazar un dique de colas se modifica el uso del suelo. Según el ejemplo del dique a construir en Huanuni, para una capacidad del ingenio de 2,500 a 3,000 TPD, se requieren alrededor de 200Ha para la deposición de las colas y para una producción de 100,000 TPD se requerirá aproximadamente 1,000Ha de área. Entonces el cambio de uso del suelo puede ser de gran magnitud.
- Riesgo de ruptura de diques; otro riesgo es el colapso por fallamiento de la PDC. Esto puede ser catastrófico, por ejemplo la rotura de la presa de relaves de Aznalcollar-España, el 25 de abril 1998, el IA fue en una superficie mayor a 4,400 Ha, el daño evaluado en 165 millones de euros.
- Contaminación de acuíferos subterráneos; Se recomienda no construir una PDC en el lecho de un río, riachuelo o quebrada porque puede afectar a los acuíferos subterráneos, y el único factor que favorecería la ubicación en el lecho del río sería la topografía. Otra alternativa es realizar desvíos del curso de los ríos y además impermeabilizar para no contaminar los acuíferos.

Por otro lado, también corresponde desarrollar la base teórica acerca del **cierre de operaciones y restauración**, en vista de que en el distrito de Llallagua prácticamente el yacimiento **La Salvadora** está agotada¹¹ y además la estimación de reservas de COMIBOL no pudo mostrar una confiabilidad estadística; y solo los RM, ahora **reservas de superficie** representan un verdadero interés socio-económico-productivo. Estas afirmaciones conducen a pensar en la propuesta de un plan de cierre y restauración de la mina, bajo las normas vigentes y analizando los plazos adecuados para las fases requeridas.

3.3.2.2 Cierre de operaciones y restauración

Esta etapa de acuerdo a la norma es muy importante; por ejemplo los residuos mineros llamados colas-arenas Catavi son **pasivos ambientales mineros**, que lamentablemente en su deposición no cumplieron esta etapa.

¹¹ Schneider-Scherbina, *Nuevos planteamientos acerca de las Reservas de Llallagua-Catavi*, 1962

El cierre de operaciones y principalmente la restauración del sitio minero, una vez concluida la operación de explotación o agotamiento de las reservas, representa una serie de actividades específicas para el arreglo de las áreas afectadas y dejar el sitio en condiciones iguales o mejores en las que se encontraba antes del inicio de operaciones. Referido a la restauración se tienen las siguientes actividades:

- *Colocación de coberturas de distinto tipo*; por ejemplo la cobertura con suelos naturales, geosintéticos, etc.
- *Restablecimiento de patrones de drenaje*; por la actividad minera en el sitio estos patrones generalmente son alterados.
- *Recuperación del nivel freático*; muchas veces esta recuperación es natural y otras es posible inducir. Es necesaria esta recuperación caso contrario afectará negativamente a la agricultura y la salinidad.
- *Minimización de impactos por medidas de restauración*
- *Reforestación*; en lugares donde se contaba con recursos forestales.
- *Confinamiento de áreas peligrosas*; delimitar y confinar áreas por ejemplo susceptibles a hundimientos del terreno.
- *Soterramiento de residuos peligrosos*; o enterramiento bajo tierra, por ejemplo de materiales radiactivos debe efectuarse según normas.
- *Protección de derrumbes y hundimientos*.

Las operaciones de cierre y restauración a su vez generan nuevos IA, por ejemplo se debe obtener materiales para conformar las capas de las coberturas; esto implica alterar otros sitios para obtener el material para la restauración. Es por eso que durante el decapado los suelos cuaternarios deben acumularse y preservarse para su uso en la restauración.

3.3.2.3 Descripción del proyecto de EIA

Si se tiene que llevar a cabo un proyecto de Evaluación de Impacto Ambiental, se puede considerar la siguiente metodología:

Concepción del proyecto en un contexto elegido

- Mina
- Ingenio

- Dique de colas
- Equipamiento complementario

Evaluación del contexto local

- Estudios ambientales menores
- Estudios de línea base
- Aspectos socio económicos del área

Reglamentación y normativa vigente

- Ley del medio ambiente
- Reglamentos específicos
- Reglamentos sectoriales

Selección del tipo de estudio necesario

- Según requerimientos del proyecto
- Exigencias establecidas en la norma
- Necesidad propia del proyecto

(Salas, 2008)

En proyectos específicos de EIA, se hace necesario conocer los tipos de IA que se tendrá en el proyecto minero; por ejemplo pueden ser IA al aire, al suelo, a los cuerpos de agua. Una vez conocidos los tipos de IA se elegirá la herramienta más apropiada.

3.3.3 Instrumentos para elaborar Estudios de Evaluación de Impactos Ambientales

Para realizar EIA, la legislación boliviana a través del Reglamento de Prevención y Control Ambiental (RPCA), considera los siguientes instrumentos de evaluación:

3.3.3.1 Ficha Ambiental (FA)

La FA tiene como objetivo la identificación preliminar de impactos y posibles medidas de mitigación, procedimiento a través del cual se determina la categoría de EIA, requerida según el artículo 25 de la Ley 1333. De acuerdo a la categoría a que pertenece la Actividad Obra o Proyecto (AOP), se utilizará el

instrumento de EIA adecuado. La FA es el documento técnico que marca el inicio del proceso de EIA.

Si las **actividades son nuevas**; para ejecutar una AOP minero, lo que se necesita es tramitar una Licencia Ambiental (LA) y el procedimiento es: primero elaborar la FA, con lo que se categoriza la actividad minera y también de forma preliminar determina los IA. Luego se define que instrumento de EIA se utilizará.

Después se debe hacer una identificación de EIA preliminarmente con los instrumentos: PPM, PASA y el formulario EMAP

Posteriormente las autoridades correspondientes harán una Declaratoria de Impacto Ambiental (DIA), lo que corresponde a dar la LA, aprobando el documento y las medidas de aplicación y seguimiento a las actividades del proyecto hasta el cierre y rehabilitación.

Si las **actividades están en curso**; es decir la AOP está en pleno funcionamiento, implica que se deben hacer modificaciones al proyecto inicial. Aquí ya no corresponde elaborar la FA, porque ya se hizo al inicio del proyecto; entonces el Manifiesto Ambiental (MA) reemplaza a la FA. Este MA sirve para: identifica, valorar y proponer la mitigación de los IA que se están modificando. Entonces hacer una propuesta de adecuación ambiental, para mitigar los impactos que se modifican al introducir variantes al proyecto, como ser cambio de capacidad de la maquinaria o equipo, etc. Luego las autoridades harán el análisis sobre:

- Identificación de deficiencias y defectos en la operación.
- Propuesta de mitigación y control de las deficiencias (detalle de acciones, plazos y costos)
- Seguimiento y control hasta el cierre y rehabilitación

Finalmente si todo está correcto harán una Declaratoria de Adecuación Ambiental (DAA), que corresponde a otorgar la LA (Salas, 2008)

3.3.3.2 Auditoría Ambiental de Línea Base (ALBA)

El Reglamento Ambiental para las Actividades Mineras (RAAM), reglamenta la ALBA en el tema minero. La ALBA es un instrumento de gestión ambiental.

Art.15.- *El concesionario u operador minero debe realizar una ALBA, según el Art. 86 de la Ley 1777 y el presente reglamento.*

Art.16.- *El concesionario u operador minero no es responsable por las condiciones ambientales identificadas en la ALBA. Por tanto si no realiza la ALBA, asume la responsabilidad de mitigar daños anteriores a su propia actividad.*

Art.19.- *Los concesionarios u operadores mineros que realicen operaciones en un mismo ecosistema o microcuenca podrán ejecutar una ALBA común.*

Art. 22.- *La ALBA en el área de impacto debe:*

1) *Establecer condiciones ambientales existentes o línea base en aguas superficiales, subterráneas, suelos y sedimentos.*

2) *Describir: flora, fauna y el paisaje.*

El llevar a cabo la ALBA, es un estudio extenso generalmente y requiere de todo un equipo multidisciplinario. Como ejemplo se tiene el trabajo realizado por la UTO, Evaluación ambiental del lago Poopó y sus ríos tributarios (Salas, 2008)

3.3.3.3 Impactos Ambientales conocidos no significativos

Debido a que los reglamentos que acompañan a la Ley 1333, no se podían aplicar a la actividades mineras y que además, actividades tales como la concentración gravimétrica, flotación de sulfuros, etc. son comunes en muchos proyectos mineros y el procedimiento de EIA, por ejemplo con la ALBA, y otros se hace repetitivo, moroso y costoso; entonces con la idea de simplificar el proceso, el 31 de julio 1997 se aprueba el Reglamento Ambiental para Actividades Mineras (RAAM), donde se consideran **impactos ambientales conocidos no significativos**. Entonces hay disposiciones en el RAAM que simplifican los procedimientos para la obtención de la LA en Actividades Mineras con Impactos Ambientales Conocidos no significativos (AMIAC) y los instrumentos que simplifican los trámites son:

- MM-PASA (Medidas de Mitigación y Plan de Aplicación y Seguimiento Ambiental)
- Certificado de Dispensación de Categoría C3 o C4.

- Formulario EMAP; este formulario algunas veces reemplaza al trámite de la FA, pues simplifica algunos estudios de IA.

3.3.3.4 Evaluación de Impacto Ambiental analítico específico (EIA)

Cuando el resultado de la FA de la AOP está en la segunda categoría corresponde este estudio¹². Con este instrumento se identifican y evalúan los IA que en este caso resultan impactos potenciales, requiere la participación de un equipo multidisciplinario, lo que significa un costo muchas veces elevado para el operador minero. Para su realización, se debe tomar en cuenta: procedimiento administrativo, contenido del estudio y la metodología. Finalmente se tramita la LA, Ejemplo de este trabajo es el Proyecto Kori Chaca IRSA, en Oruro.

3.3.3.5 Evaluación de Impacto Ambiental analítico integral (EEIA)

Cuando el resultado de la FA está en la primera categoría, corresponde este estudio. Con este instrumento se identifican y evalúan IA que resultan de mayor significancia que el estudio de EIA analítico específico, requieren la participación de equipos multidisciplinarios, los costos son muy elevados. El contenido de este estudio y la metodología consideran un estudio más amplio y a la vez más profundo. Ejemplo de este trabajo es Estudio de Evaluación de Impacto Ambiental (EEIA) Antamina-Perú.

3.3.3.6 Auditoría Ambiental (AA)

La AA es el procedimiento metodológico que involucra análisis, pruebas y confirmación de procedimientos y prácticas de seguimiento para determinar la situación ambiental de una AOP. Con este instrumento se verifica el grado de cumplimiento de la NAV. Puede realizarse por varios motivos, como ser:

- A la no presentación del MA en plazo previsto
- Cuando la AOP cause IA no previstos en la EIA o MA.
- Cuando se rechaza el MA.
- Cuando la AOP cause impactos severos al Medio Ambiente y salud humana determinados en inspección.
- Cuando existen contingencias ambientales.

¹² Ley del Medio Ambiente N° 1333 y su Reglamento para la Prevención y control Ambiental, abril 1992

Para su realización debe tener términos de referencia. Este es un trabajo largo, muchas veces tedioso y costoso. Comprende tres fases. Ejemplo AA por rotura del ducto de Trans-Redes en Bolivia.

Como complemento importante de la actividad de evaluación de impactos ambientales, dentro la actividad minera; se hizo una visita de estudios a la Empresa Minera Inti Raymi S.A. mina del cerro Kory Kollo el 15 de septiembre del 2010, y donde se pudo constatar la etapa de cierre y restauración en la que se encuentra, cuyo objetivo final es la obtención de la Licencia de Abandono por parte de la Empresa, documento con el que podrá hacer el abandono definitivo del sitio, información proporcionada por el Ing. Columba IRSA.

3.4 CARACTERIZACIÓN DE MUESTRAS

Comprende básicamente: caracterización física, caracterización química, caracterización mineralógica y caracterización biológica (Zamora, 2007)

3.4.1 Caracterización Física

Se desarrolla en un Laboratorio Metalúrgico, comprende: análisis del tamaño de partículas, determinación de la densidad específica, determinación del contenido de agua y análisis de la superficie específica.

3.4.1.1 Análisis granulométrico de partículas

Se explican tres métodos:

- **Tamizado;** Se emplean series de tamices, se lo realiza en seco y/o húmedo; se miden los % en peso que retiene cada tamiz a partir de una muestra inicial. Los resultados del análisis granulométrico o distribución de tamaños, se analiza mediante una gráfica (curva) construida con las variables: %peso v.s. tamaño de partículas. Generalmente en muestras correspondientes a colas del proceso de concentración los tamaños se miden en el orden de micrones (μ).
- **Con luz Láser;** Este tipo de luz se emplea para realizar el conteo de partículas de acuerdo a su tamaño, tiene el mismo objetivo que el tamizado. Se efectúa en función de la velocidad de sedimentación de las partículas.

- **Por sedimentología;** Se aprovecha la velocidad de sedimentación de las partículas de acuerdo a su tamaño en un medio líquido, por ejemplo el agua.

3.4.1.2 Determinación de la densidad específica

Se explican dos métodos:

- **Picnómetro de agua;** El picnómetro es un pequeño frasco de vidrio de volumen conocido. Primero se pesa el picnómetro vacío; luego se introduce en el picnómetro una cierta cantidad de muestra y se hace un segundo pesaje; por último el experimento consiste en llenar de agua el picnómetro pero sin retirar la muestra y realizar un tercer pesaje. El agua debe ser destilada y desionizada. Se aplican algunas fórmulas básicas para determinar la densidad específica de la muestra.
- **Picnómetro de gas;** Algunos laboratorios cuentan con equipos más sofisticados, tal el caso del picnómetro de gas helio.

3.4.1.3 Determinación del contenido de agua

- **Por secado suave;** Para determinar el contenido de agua primero se pesa la muestra húmeda (P_H); se somete a secado durante 24 horas y temperatura de 105 °C para después realizar un segundo pesaje de la muestra seca (P_S). Se aplica la siguiente fórmula:

$$\% (H) = \left(\frac{P_H - P_S}{P_H} \right) * 100\%$$

- **Primer peso en el sitio;** También es importante el peso de la muestra inmediatamente llegue al laboratorio.

3.4.1.4 Análisis de la superficie específica

Dentro la caracterización física, el análisis de la superficie específica de partículas de distinto tamaño es muy importante desde el punto de vista medioambiental. El análisis de partículas grandes, por ejemplo un cubo de pirita $Fe S_2$ de 2 x 2 x 2 cm., tiene una superficie de 24 cm² y un peso de 40 g, dando una superficie específica igual a 0.6 cm²/g. Y utilizando el método de adsorción con azogue, también para una muestra de $Fe S_2$ pero en polvo que

también pesa 40 g, da una superficie específica de 20000 cm²/g; siendo esta última mucho mayor.

Esta prueba de caracterización significa que *las partículas cuanto más finas sean, tendrán una superficie específica mucho mayor y por tanto su cinética o velocidad de oxidación también será mayor; entonces a mayor velocidad de oxidación habrá una mayor generación de DAR* (Zamora, 2007). Esta última afirmación debe ser tomada muy en cuenta cuando se tratan de RM del ingenio o colas, más aún si son colas finales que vienen a ser de granulometría fina y quizá con contenido sulfuroso.

3.4.2 Caracterización Química

Para la evaluación y el manejo adecuado de los RM se requiere la caracterización química. Se debe considerar que muchos RM, durante el procesamiento metalúrgico al que han sido sometidos, se ha empleado cal para neutralizar la acidez.

3.4.2.1 Análisis químicos recomendados

- C inorgánico; Ca total; S total; Sulfato
- Como principales metales pesados: Hg, Cd, As, Sb y Pb.

De acuerdo al alcance, objetivos y características de un primer trabajo de investigación, se puede optar en primera instancia por los elementos y compuestos mencionados.

En Bolivia se tienen algunas limitaciones, para la caracterización química de la totalidad de los elementos y compuestos químicos presentes en la muestra. Otro aspecto a tomar en cuenta es el soporte económico que se requiere para estos estudios y tomar varias muestras, así como realizar varios ensayos y pruebas de laboratorio; entonces recién será posible el análisis estadístico de datos que se requiere (precisión y confiabilidad de resultados).

3.4.2.2 Métodos de análisis químico

Antes del análisis químico, se considera la digestión total, que consiste en disolver la muestra sólida completamente. Por ejemplo digestión total con ácido fluorhídrico, necesario para los silicatos y una digestión parcial para los sulfuros. Por ejemplo un sulfuro que contiene As en presencia del agua de

lluvia puede no disolverse, entonces el As no se libera; por tanto no está disponible al medio ambiente. Esto implica que el As no será un contaminante.

Los principales métodos de análisis son:

- **ICP AES**; Equipo de plasma con espectroscopia y que efectúa el análisis elemental de una paleta. No adecuado por la precisión que ofrece. El equipo analiza espectros luminosos.
- **ICP MS**; Equipo de plasma con adición de espectroscopia de masas, es adecuado. Precisión en 0.001 µg/l
- **Absorción atómica**; También presenta precisión en ppm.

3.4.3 Caracterización Mineralógica

Para el estudio mineralógico, las técnicas más conocidas son:

- Observaciones macroscópicas
- Observación con microscopio óptico
- Cálculos mineralógicos
- Difracción de rayos-X (DRX)
- Microanálisis (ME, MEB, SIMS)
- Otros métodos; <http://webmineral.com/X-Ray.shtml>

El desarrollo de algunas, son:

a) Observaciones macroscópicas; La identificación visual de los residuos mineros, sirve para determinar la presencia de minerales más comunes, como son: pirita (Fe S_2), cuarzo (Si O_2). Puede utilizarse una lupa, un trozo de porcelana y un cortaplumas, para el estudio macroscópico.

b) Observaciones con microscopio óptico; Para el campo de la **petrografía**, se tiene el microscopio polarizante para minerales transparentes, es decir para el estudio de minerales transparentes se emplea el microscopio con nicols incorporados en el instrumento. Mientras que el estudio de la **minerografía**, es aplicable al estudio de minerales opacos, y se emplea el microscopio de reflexión.

c) Cálculos mineralógicos; El cálculo mineralógico toma en cuenta:

- Análisis químicos básicos

- La estequiometría de los diferentes minerales sulfurados presuntos, como son: pirita, esfalerita, calcopirita, galena, etc. Por ejemplo:

$$\frac{\%Zn \text{ (en la muestra)}}{\text{Peso Atómico del Zn}} * \text{Peso Molecular del Sulfuro de Zn}$$

Con lo que se determina el % presente del sulfuro de Zn en la muestra.

Esta fórmula es para el caso de un sulfuro de Zn; para el caso del sulfuro de hierro FeS₂ se deberá reemplazar el Zn por el Fe; para la galena PbS se reemplazará el Zn por el Pb, etc.

Sin embargo estos cálculos estequiométricos se complican, v. gr. cuando el Fe no solo está presente en la pirita (FeS₂), sino también en la arsenopirita (FeAsS), u otros sulfuros. Entonces el cálculo estequiométrico para cada sulfuro se hace más complicado, frente a esto existen matrices para su resolución en la página web siguiente:

<http://webmineral.com/determin.shtml>

Desde el punto de vista Medio Ambiental los sulfuros son importantes, por ser ingredientes en la generación del DAR o DAM.

d) Difracción de Rayos-X; Este método, realiza el análisis cualitativo y cuantitativo. La identificación de un mineral o de una mezcla de minerales a partir de sus propiedades de difracción cuando están sometidos a un haz de rayos-X. El límite de detección es de más o menos 1%.

e) Otros métodos; Métodos más sofisticados, como ser: **Microscopio electrónico de explore (SEM)** que brinda imágenes de alta resolución; otro es el **Microanálisis X (EDS)**, para análisis de un punto y su superficie, también para cartografía elemental; **Microsonda iónica (SIMS)**, este es un equipo de mayor avance tecnológico, y se puede realizar: análisis de superficie, cartografía elemental y cuantificación aún más exacta en ppm.

3.4.4 Caracterización Biológica

Se tiene la presencia de bacterias implicadas en la formación de DAR, que actúan como activantes, Tabla 3.6

Tabla 3.6 Bacterias implicadas en la formación de DAR o DAM (Zamora, 2007)

Nombre de la bacteria	pH	Temperatura °C	Comentario
Thiobacillus ferrooxidans	0-3	32 a 35	Permite activar la oxidación de Fe^{+2} a Fe^{+3} , actúa como catalizador.
Thiobacillus thiooxidans	0-3	32 a 35	Permite activar la oxidación del S elemental a sulfato, es un catalizador
Leptospirillum ferrooxidans	0-3	> a 35	Aparece cuando la temperatura es mayor a 35°C
Sulfobacillus termosulfidooxidans	0-3	> a 35	También aparece cuando la temperatura es mayor a 35°C
Sulfolobus acidocaldarius	0-3		Bacteria de menor importancia
Acidianus brierleyi	3-6		Bacteria de menor importancia
Acidophilic heterotrophs	3-6		Bacteria de menor importancia
Thiobacillus novellus	6-8		Bacteria de menor importancia
Thiobacillus denitrificans	6-8		Bacteria de menor importancia
Thiobacillus thioparus	6-8		Bacteria de menor importancia

Los cuatro primeros tipos de bacterias de la tabla, son las que más interesan y también los valores de pH = 0 a 3, donde se da lugar a una mayor catálisis por los microorganismos citados.

Por su importancia para la generación del DAR, se tiene la siguiente información de la bacteria **thiobacillus ferrooxidans**:

Tiene forma de espermatozoide humano y para su metabolismo, obtiene su energía de la reacción de oxidación: Fe^{+2} a Fe^{+3} . Su mayor actividad de acuerdo a la gráfica Eh vs. pH, se encuentra en la zona donde los iones Fe^{+2} , Fe^{+3} son estables. La oxidación del sulfuro (por ejemplo pirita), se produce de forma **directa** por el thiobacillus ferrooxidans ocasionando verdaderos orificios o perforaciones y generando el ión Fe^{+2} que es el sustrato de la bacteria; de tal forma que este Fe^{+2} es oxidado por el thiobacillus ferrooxidans a ión Fe^{+3} , el ambiente se hace más ácido. Luego el ión Fe^{+3} por el método **indirecto** oxida nuevamente al sulfuro generando orificios sobre la estructura de la pirita.

Se ha demostrado que el Au diseminado en los sulfuros es alcanzado por la lixiviación, debido a que los orificios se van desarrollando en dirección de las partículas de oro (Zamora, 2007).

3.5 MINERALES IMPLICADOS EN LA GENERACIÓN DE DAR

Se abordará la temática de los minerales implicados en la formación del DAR o DAM en un sitio minero, y son los siguientes: Minerales acidogénicos, Minerales acidívoros y Minerales secundarios.

3.5.1 Minerales acidogénicos

En general son los minerales que se disuelven por oxidación liberando iones H^+ , en consecuencia producen acidez. La principal familia de minerales que generan acidez está representada por los **sulfuros**. Cuando el sulfuro entra en contacto con el agua y el oxígeno, entonces se genera DAR.

Tabla 3.7 Principales minerales acidogénicos, (Zamora, 2007; Rivas y Ahlfeld, 2009)

Nombre del Mineral	Fórmula química	Fórmula química (*)
Pentlandita	$(Ni,Fe)_9S_8$	$(Fe,Ni)_9S_8$
Nicolita	NiAs	Niquelina
Millerita	NiS	Millerita
Calcopirita	$FeCuS_2$	$CuFeS_2$
Tetraedrita-Tenantita	$3(Cu,Ag)_2S ; (Sb,As)_2S_3$	$(Cu,Fe)_{12}Sb_4S_{13} ; (Cu,Fe)_{12}As_4S_{13}$
Enargita	$3Cu_2S,As_2S_5$	Cu_3AsS_4
Esfalerita	$(Zn,Fe)S$	ZnS
Galena	PbS	
Pirita	FeS_2	
Pirrotina	$Fe_{1-x}S$	
Arsenopirita	FeAsS	AsFeS

(*) Existen algunas diferencias en la fórmula química o en el nombre, la primera columna corresponde a datos del Módulo I y la segunda al libro Minerales de Bolivia.

Los once minerales citados son **minerales primarios**.

3.5.2 Minerales acidívoros

Llamados también minerales neutralizantes, se caracterizan por consumir iones H^+ y su acción es contraria a la de los minerales acidogénicos, porque evitan la formación de DAR. Por tanto se constituyen en tampones evitando la formación de iones hidronio (H^+). A estos minerales que también son **primarios**, se les considera consumidores de ácido.

Los principales son:

Tabla 3.8 Principales minerales acidívoros, (Zamora, 2007)

Nombre del Mineral	Fórmula química
Calcita	$CaCO_3$
Ankerita	$Ca(Fe,Mg,Mn)(CO_3)_2$
Siderita	$FeCO_3$

La principal familia de minerales neutralizantes está representada por los **carbonatos** que tienen una elevada reactividad, pero esta propiedad varía de un mineral a otro. Sin embargo los **silicatos** también pueden disolverse en medios ácidos consumiendo oxígeno, su desventaja es que su reacción es demasiado lenta.

La principal familia de los carbonatos es:

Tabla 3.9 Minerales acidívoros-carbonatos, (Zamora, 2009)

Nombre del mineral	Fórmula química
Aragonita	$CaCO_3$
Calcita	$CaCO_3$
Dolomita	$CaMg(CO_3)_2$
Magnesita	$MgCO_3$
Ankerita	$Ca(Fe,Mg,Mn)(CO_3)_2$
Kutnohorita	$CaMn(CO_3)_2$
Siderita	$FeCO_3$
Smithsonita	$ZnCO_3$
Cerusita	$PbCO_3$

Entre los **Hidróxidos**, se tiene: Gibsita $Al(OH)_3$, Manganita $MnOOH$, Goethita $FeOOH$, Brucita $Mg(OH)_2$ y entre los **Silicatos**, se tiene: Clorita, Ortosa, Albita, Anortita, etc.

3.5.3 Minerales secundarios

Se forman a partir de los primarios, entonces es el producto de las reacciones de oxidación de minerales primarios como son los sulfuros y reacciones de neutralización de los minerales acidívoros donde la materia básica es consumida. Por ejemplo la pirita al oxidarse da lugar a la presencia de: Fe^{+2} y SO_4^- en la solución, entonces con la materia básica por ejemplo se tiene el Ca CO_3 , puede darse lugar a la precipitación del $\text{Ca SO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ más conocido como yeso. De igual forma, los otros minerales.

Tabla 3.10 Minerales secundarios, (Zamora, 2007)

Nombre del Mineral	Fórmula química
Alunita	$\text{K}_2 \text{Al}_6 (\text{SO}_4)_4 (\text{OH})_{12}$
Anglesita	Pb SO_4
Basanita	$2\text{Ca SO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$
Beaverita	$\text{Pb}(\text{Cu, Fe, Al})_6 (\text{SO}_4)_4 (\text{OH})_{12}$
Calcantita	$\text{Cu SO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$
Yeso	$\text{Ca SO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$
Jarosita	$\text{K}_2 \text{Fe}_6 (\text{SO}_4)_4 (\text{OH})_{12}$
Schwertmannita	$\text{Fe}_{16}\text{O}_{16} (\text{OH})_{12} (\text{SO}_4)_2$
Malaquita	$\text{Cu}_2 \text{CO}_3 (\text{OH})_2$
Ferryhidrita	$5 \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 9\text{H}_2\text{O}$
Goethita	Fe OOH
Lepidocrocita	Fe OOH
Escorodita	$\text{Fe As O}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$
Melanterita	$\text{Fe SO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$

Existe relación de algunos metales con el tipo de mineral; con este principio los elementos traza se emplean en la exploración de yacimientos. Por ejemplo la búsqueda del Au se realiza a partir de minerales de As. El Cd y el Zn casi siempre se presentan juntos y los elementos traza serán el Pb y el Cu. Cuando un mineral sulfurado se oxida y genera DAR o DAM, no solo el sulfuro se disuelve sino también los otros elementos acompañantes, como son los **metales pesados**, entonces estos elementos también van a contaminar el acuífero y por su **elevada toxicidad** se constituyen en fuentes potenciales de alteración de la calidad de los cuerpos receptores acuáticos.

El orden de toxicidad de estos metales pesados es:

Hg, Cd, As, Sb, Pb, Ni, Co,...

3.5.4 Formación de tiosales

Son los compuestos de azufre parcialmente oxidados, metaestables en solución acuosa. Si la oxidación del sulfuro permite generar los iones sulfato, no siempre la oxidación puede ser completa, es así que las tiosales como especies intermedias se forman por una oxidación parcial del sulfuro a sulfato.

Las tiosales son inorgánicas, solubles y que consumen oxígeno para alcanzar su grado de oxidación; este consumo va en desmedro del O_2 disuelto en el cuerpo acuoso, por tanto alteran la DQO. Estas tiosales debido a que consumen oxígeno en el cuerpo de agua, merecen su consideración desde el punto de vista ambiental (Zamora, 2007).

3.5.5 Fenómenos de acidificación

La acidificación del medio acuoso se debe principalmente a la oxidación de los sulfuros. La pirita es el sulfuro más preponderante en los residuos generadores de acidez.

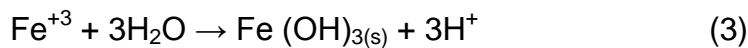
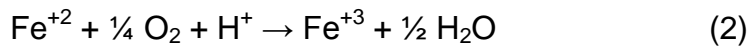
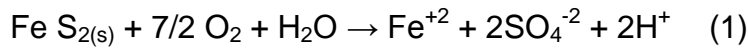
Los fenómenos de oxidación de la pirita se producen por tres vías:

- **La oxidación química;** Se produce cuando reaccionan los 3 componentes esenciales: $FeS_2 + H_2O + O_2$
- **La oxidación electroquímica;** Tiene mayor preponderancia en la medida en que existe Fe^{+3} y que se genere una oxidación electroquímica por el elevado potencial de oxidación que presenta el medio.
- **La oxidación bacteriana;** Si el Fe^{+3} a oxidado al sulfuro por mecanismo directo, entonces se genera Fe^{+2} y si el $pH < 3.2$ es oxidado a Fe^{+3} y el ión férrico oxida nuevamente al sulfuro (pirita) y genera Fe^{+2} , que al ser este último sustrato de los microorganismos, se oxidará permanentemente a ión Fe^{+3} y este ión férrico nuevamente al sulfuro,...y así sucesivamente hasta consumir el sulfuro.

3.5.5.1 Oxidación de la pirita

Oxidación química

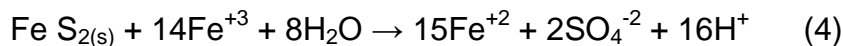
Normalmente se realiza en ambientes neutros, donde la pirita reacciona con el oxígeno disuelto en un medio acuoso, generando iones Fe^{+2} , aniones SO_4^{-2} , e iones H^+ produciendo acidez (1):



Luego los iones ferrosos reaccionan con el oxígeno disuelto (2) y en el medio ácido se producen iones férrico. Este ión férrico precipita inmediatamente en forma de $\text{Fe}(\text{OH})_3$ generando nuevamente H^+ (3).

Oxidación electroquímica

En la medida en que el pH se hace cada vez más ácido, por el aporte cada vez mayor de iones H^+ a partir de la oxidación de los sulfuros, el Fe^{+3} ya no precipita y más bien se verifica un $\text{pH} < 3.2$, de acuerdo a:



Más bien este ión férrico se constituye en un fuerte **agente oxidante** del sulfuro, por tanto se genera gran cantidad de iones ferroso y también aniones sulfato (aunque en menor cantidad), y se genera también elevada cantidad de iones hidronio (16H^+ por cada molécula de Fe S_2 oxidada). El medio cada vez es más ácido y de este modo se produce el DAR o DAM.

Además el ión ferroso puede ser oxidado nuevamente a férrico de acuerdo a (2).

Oxidación bacteriana

Es decir el agente oxidante es nuevamente formado de Fe^{+2} a Fe^{+3} y si el $\text{pH} < 3.2$, por la actividad bacteriana (thiobacillus ferrooxidants), estas se encargan de oxidar de Fe^{+2} a Fe^{+3} ; y al existir más iones Fe^{+3} y permanente actividad bacteriana, estos iones Fe^{+3} al constituirse en agentes oxidantes del sulfuro, generan cada vez más cantidades de iones Fe^{+2} que a su vez se constituyen en el sustrato disponible para la permanente actividad bacteriana del género de microorganismos thiobacillus ferrooxidants.

La presencia de estas bacterias es mayoritaria si el medio presenta un pH más ácido ($\text{pH} < 3.2$).

Dentro los fenómenos de acidificación, la oxidación electroquímica de la pirita puede producirse aún sin la presencia de O_2 . Por ejemplo cuando la pirita FeS_2 está en contacto con otro mineral sulfuroso como la pirrotina FeS , entonces ambos forman un par galvánico; es decir la FeS_2 actúa como cátodo o sea como agente oxidante y la FeS como ánodo en este caso se oxida. Esta es la explicación para que en sitios inundados donde se ha suprimido el O_2 , aún se siga generando DAR. La FeS , es más fácil de oxidar en comparación a la FeS_2 (Zamora, 2007).

Por ejemplo en el caso del estudio de un **dique de colas** abandonado:

Las ecuaciones de reacción (1), (2) y (3); corresponden a las dos primeras fases, donde las reacciones son más lentas y presentan ambientes poco ácidos $\text{pH} > 3.2$. Pero existe una tercera fase donde se inicia con $\text{pH} < 3.2$, y de acuerdo a lo explicado el Fe^{+3} oxida al sulfuro y en medio acuoso genera mayor cantidad de Fe^{+2} y elevada concentración de H^+ . Si se toma una muestra de esorrentía en el dique abandonado, el $\text{pH} \approx 2$ a 2.5 existirá una fuerte contaminación. La restauración de estos sitios mineros que se encuentran en la tercera fase, siempre resulta difícil.

3.5.5.2 Comparación de algunas tasas relativas

Tabla 3.11 Intervención de la actividad biológica en la tasa de reacción de diferentes sulfuros, (Zamora, 2007)

Mineral	Tasa de reacción	
	Con bacterias	Abiótico
Pirita	6.64×10^{-8}	4.25×10^{-9}
Pirrotina	9.20×10^{-8}	1.10×10^{-8}
Calcopirita	6.67×10^{-9}	1.34×10^{-12}
Calcopirita + pirita	1.43×10^{-8}	1.88×10^{-9}
Esfalerita	7.75×10^{-9}	1.90×10^{-13}
Esfalerita + pirita	1.41×10^{-8}	6.92×10^{-10}

Por ejemplo, para el caso de la esfalerita la velocidad de reacción de oxidación con la presencia de bacterias, es ≈ 40000 veces más rápido que sin la participación de bacterias.

Tabla 3.12 Tasas relativas de oxidación por el Fe^{+3} de sulfuros, (Zamora, 2007)

Mineral	Tasa relativa
Pirrotina	4.3
Tetraedrita	3.8
Arsenopirita	1.7
Galena	1.5
Enargita	1.1
Marcasita	0.9
Pirita	0.8
Esfalerita	0.5
Calcopirita	0.3

La formación del DAR con la pirrotina como sulfuro a oxidar, será más rápida que la formación con la pirita.

En otras palabras la oxidación directa de la pirrotina es más rápida en comparación a la pirita.

3.5.6 Fenómenos de neutralización

Definitivamente, un parámetro muy importante en la formación de DAR, es la presencia de material neutralizante en el RM. La materia básica del residuo irá a producir un efecto inverso a la acidificación.

Varios minerales pueden tener un efecto neutralizante sobre el DAR, entre estos se tiene:

- **Carbonatos;** de Ca, Mg y Fe
- **Óxidos e hidróxidos;** de Ca, Mg y Al (*)
- **Silicatos solubles**
- **Fosfatos;** principalmente la apatita

(*) Muchos RM, por el tratamiento de minerales contienen estos neutralizantes, principalmente en la etapa de flotación.

Se considera que los **carbonatos y silicatos**, son los principales minerales acidívoros o llamados también neutralizantes. Las reacciones de neutralización contrariamente a las reacciones de acidificación, pueden desarrollarse en

ausencia de oxígeno, por ejemplo por debajo de la napa freática (Zamora, 2007).

3.5.6.1 Reacciones: caso de la calcita

Cuando ya existe el DAR, se puede neutralizar según:



En esta reacción el H^+ es consumido por el CaCO_3



En ésta otra el H_2CO_3 es el estable en la solución.

En estas reacciones; a $\text{pH} > 10.3$ la especie estable es el CaCO_3 ; mientras que a $\text{pH} < 6.4$, la especie estable es H_2CO_3 y finalmente a $6.4 < \text{pH} < 10.3$ la especie estable es el HCO_3^- . La siguiente relación es una comparación entre minerales básicos neutralizantes:

Calcita > Dolomita > Ankerita Mg > Ankerita > Siderita

La calcita tiene una mayor reactividad con relación a la siderita. Por ejemplo; en un dique de colas su $\text{pH} = 10$ (básico), pero puede darse la generación de DAR. En este caso podrían los H^+ , estar consumiéndose por material neutralizante, es decir, se están produciendo H^+ pero inmediatamente están siendo consumidos por materia básica. Por tanto la medición directa del pH **no siempre es un indicador de formación de DAR** en el sitio minero.

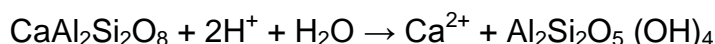
3.5.6.2 Reacciones: caso silicatos

La disolución de los silicatos puede hacerse de dos maneras:

a) Congruente; El silicato se disuelve completamente en componentes solubles; iones disueltos.

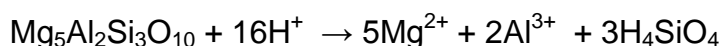
b) Incongruente; El silicato se disuelve y va a formar otra sustancia estable, que precipita y también contiene silicio.

Esta última disolución es más frecuente para los silicatos. Las ecuaciones que siguen representan la disolución congruente e incongruente de la Anortita:



En la segunda reacción el ambiente es más ácido.

La disolución de la clorita consume mucho más ácido, la reacción es:





Consumo 16H^+ , por tanto, se puede concluir que la clorita es un buen agente neutralizante.

En resumen los carbonatos son mucho más activos, o sea reaccionan de manera más rápida en comparación a los silicatos.

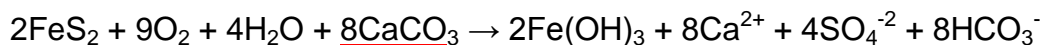
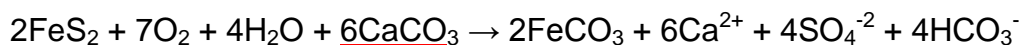
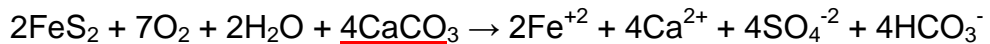
3.5.6.3 Acidificación y neutralización, tipos de rocas y reacciones

En el proceso de acidificación/neutralización es importante la caracterización petrográfica que acompaña al RM y establecer su potencial de neutralización del DAR, es decir su capacidad de tampón.

Tabla 3.13 Las cuatro clases de rocas y su potencial de neutralización del DAR, (Zamora, 2007)

Clase de roca	Nombre de las rocas	Capacidad de tampón
1	Granito, gneis granítico, sienita, arenisca cuarcificada	Bajo
2	Rocas volcánicas e ígneas, Gneis, calco-silicatos, areniscas, shales, conglomerados.	 CAPACIDAD DE TAMPÓN 
3	Rocas volcánicas, intermedias a máficas, ultramáficas, calcáreas	
4	Calcáreo, dolomita, mármol calcáreo y dolomítico	Alto

Las reacciones de acidificación/neutralización para el CaCO_3 son:



La materia básica reacciona en el medio ácido; las más importantes son la primera y tercera reacciones. La tercera se produce en medios neutros a básicos, precipita el $\text{Fe}(\text{OH})_3$.

Finalmente se mencionarán los **factores que modifican la cinética**, de los procesos geoquímicos, dentro la formación del DAR o DAM;

- **Procesos de transferencia de masas;** como son las reacciones ácidas y básicas, la hidrólisis, oxidación y reducción, etc.
- **Procesos que afectan la cinética;** difusión, reacciones de superficie, etc.
- **Factores que modifican la cinética;** catálisis (bacteriana, galvánica y abiótica), temperatura, presión, superficie específica.

3.6 MÉTODOS GEOQUÍMICOS ESTÁTICOS

El método geoquímico estático, permite predecir si el sitio minero estudiado es generador de DAR o no es generador de DAR (Zamora, 2007). En un sitio minero donde existen RM y además, es sospechoso de ser generador de DAR o DAM, deberán existir los tres componentes anteriormente indicados:

$$\text{SULFURO} + \text{OXÍGENO} + \text{AGUA} = \text{DAR o DAM}$$

Para estudiar y predecir el IA de los RM, de ahora hacia el futuro se pueden formular varias preguntas:

¿En cuánto tiempo se detendrá la formación de DAR, en un determinado sitio minero?

¿Cuáles son las tasas de DAR y qué metales pesados están siendo disueltos y vertidos a la cuenca?

¿Son necesarias tomar algunas medidas de mitigación?

La evaluación del potencial de generación de DAR de los residuos de mina (desmontes y colas) es importante porque ayuda en dos objetivos:

- *Predecir el comportamiento del RM y evaluar su IA*
- *Definir el método de mitigación ambiental*

Las pruebas geoquímicas estáticas constituyen una primera etapa, son rápidas, simples y económicas.

3.6.1 Definición

Las pruebas estáticas son pruebas que se realizan para predecir si un sitio minero es generador de DAR, pero no toman en cuenta la noción del tiempo, contrariamente a las pruebas cinéticas o dinámicas, que consideran la evolución en función del tiempo. Son medidas que no requieren mucho tiempo, algunas son instantáneas y que pueden informar de manera sucinta, sobre el poder alcalino o ácido de un determinado material (mineral). Una Prueba Geoquímica Estática (PGE), es el balance del potencial de generación de acidez y el potencial de neutralización de un material estudiado. La notación empleada es:

AP = Potencial de acidez

NP = Potencial de neutralización

NNP = Potencial neto de neutralización

El AP y el NP de un material, depende principalmente de los minerales que forman su matriz.

3.6.2 Tipos de pruebas

Se tienen las siguientes pruebas: medida del pH en pasta, extracción y determinación química de la solución intersticial y la prueba de generación de acidez.

3.6.2.1 Medida del pH en pasta

Con la meta de determinar el pH de un residuo sólido minero (RSM); se tritura la muestra mineral y se mezcla con agua desionizada y destilada, hasta obtener una pasta, luego aplicar los electrodos especiales y determinar el pH. Si el $\text{pH} < 3.2$; entonces el Fe^{3+} es el estable e indirectamente está ocasionando la oxidación de los sulfuros en el medio fuertemente ácido. Si el pH va de neutro a básico; los iones H^+ están siendo consumidos por algún cuerpo básico (acidívoro). Por tanto el valor del pH se mantiene invariable, entonces, en este caso podría estar generándose DAR.

3.6.2.2 Extracción y determinación química de la solución intersticial

- 500 g de muestra fresca
- 100 ml de agua desionizada
- Agitación moderada y continua durante 12 horas; luego medir pH, Eh y conductividad.

Consiste en tomar una muestra de 50 g y extraer su humedad (solución intersticial), esto permite que a través del análisis químico, se determine la presencia de: Ca, Mg, etc. lo cual es un indicador de que la muestra proviene de un sitio donde se está generando DAR.

Para preparar la muestra se toman 50 g del RSM y se mezcla con 100 ml de agua desionizada, se agita hasta 1000 rpm durante 12 horas; luego se hacen las mediciones indicadas y se determina si la muestra proviene de un sitio generador de DAR.

3.6.2.3 Prueba de generación de acidez

Esta prueba es la más contundente, para determinar si el residuo es generador de DAR. Consiste en determinar: AP y NP, luego calcular el NNP, de acuerdo al siguiente balance:

$$\text{NNP} = \text{NP} - \text{AP}$$

La evaluación consiste en aplicar lo siguiente:

Tabla 3.14 Evaluación del NNP, (Zamora, 2007)

Condición	NNP	Comentario
AP > NP	(-) es negativo	El sitio es generador de DAR
AP < NP	(+) es positivo	El sitio no es generador de DAR

Se tiene la siguiente interrogante.

¿Cuál la diferencia, a considerar entre NP y AP?; para que el sitio sea estable químicamente.

Para evaluar el efecto del IA que ocasiona un sitio minero y también tomar las medidas de restauración, debe considerarse el elaborar un **test geoquímico estático**.

3.6.3 Test geoquímico estático

Consiste en realizar primero un muestreo del material y luego realizar las pruebas estáticas.

3.6.3.1 Muestreo

Recordar que el muestreo de colas por ejemplo, es más representativo en comparación al muestreo de desmontes, por la granulometría mucho más fina que presenta y por tanto más homogénea. Entonces el tamaño de muestra a tomar de un depósito de colas, será más pequeña que de un desmonte.

Con relación a la toma de muestras de sitios mineros abandonados y sospechosos de contaminación al medio ambiente, también se debe recordar que existe el desafío de **definir las unidades homogéneas de muestreo**, tarea que requiere conocimiento y experiencia, para lo que se debe considerar:

- Zonificación; definir unidades de muestreo.
- Situación con relación a la posición de la napa freática; para el caso de muestreo en diques de colas.

Definir en base a criterios del tema **muestreo**, el número de las muestras a tomar.

3.6.3.2 Prueba para determinar el Potencial de Acidez (AP)

Los análisis químicos en la muestra, para determinar los contenidos en azufre y sulfatos, permiten el cálculo de los sulfuros de acuerdo a:

El % de sulfuro en la muestra del RSM, se calcula a partir del %S_{total}, que brinda el análisis químico y luego restar el %SO₄. Es decir:

$$\begin{aligned} \%S \text{ (sulfuro)} &= \%S_{\text{total}} - \%SO_4/2.9956 \\ AP &= \%S \text{ (sulfuro)} \times 31.25 \text{ [Kg CaCO}_3\text{/t de RSM]} \end{aligned}$$

Ejemplo;

$$S_{\text{total}} = 11\%$$

$$SO_4 = 3\%$$

$$AP = ?$$

$$\text{Respuesta.- } \underline{AP = 312.5 \text{ [Kg CaCO}_3\text{/Ton]}}$$

Este resultado significa que se requieren 312.5 Kg de CaCO₃ para neutralizar 1 t de RM, que es generador de DAR.

3.6.3.3 Prueba para determinar el Potencial de Neutralización (NP)

Titulación ácido-base (ABA)

Este método de titulación ácido-base, conocido también como método ABA, permite calcular el NP. Su desarrollo incluye dos etapas:

- La prueba Fizz

Con la que se determina la cantidad de ácido que debe añadirse (siempre con un excedente para completar la reacción); primero la muestra es molida y preparada a un 20% de sólidos y de esta pulpa se mide el pH inicial. Posteriormente, se añade HCl a la pulpa hasta lograr un pH = 5.3. Registrar el volumen de HCl añadido.

- Prueba misma de titulación

Consiste en volver a preparar la muestra tomando en cuenta el 20% de sólidos con agua desionizada; medir el pH inicial.

Se hace la misma prueba de titulación añadiendo HCl, que se había determinado en la prueba Fizz, y se deja reaccionar durante 24 horas. El objetivo es que se alcance el pH = 5.3. Una vez que el valor del pH ha sido

alcanzado y se ha mantenido por un tiempo prolongado, se hace la titulación inversa, añadiendo NaOH y haciendo que el pH = 5.3 nuevamente vuelva al pH inicial. Registrar el volumen de NaOH que se ha gastado en la prueba de titulación.

Con los volúmenes del HCl y del NaOH, se puede determinar las cantidades de miliequivalentes (meq) de HCl y NaOH que han sido requeridos, tanto para acidificar como para volver al pH inicial.

El principio de este método se basa en:

Si el RSM presenta materia básica, la cantidad de (meq) requeridos para bajar de pH inicial a pH = 5.3, será mucho mayor que la cantidad de (meq) de NaOH que se requiere para subir de 5.3 hasta el pH inicial. Es decir, en este caso, la cantidad de HCl que se haya gastado será mayor cuando mayor cantidad de materia básica esté presente, la misma que irá reaccionando permanentemente.

3.6.3.4 Hipótesis en la determinación del AP y el NP

Unidad = Kg CaCO₃ por tonelada de residuo

- En la determinación del AP, se ha considerado que el único sulfuro considerado es la pirita, como única fuente de generación de DAR.
- Para la determinación del NP, se ha asumido que todo el material básico neutralizante y que está presente en el residuo, es expresado en forma de CaCO₃, es decir como si la calcita fuera el único material neutralizante **hipótesis** muy cierta, ya que se ha empleado HCl y NaOH; y se ha referenciado a la cantidad de CaCO₃ gastado.
- Los silicatos no han sido tomados en cuenta para determinar el NP, por tener poca reactividad con el ácido, en comparación a la materia básica como son los carbonatos.

3.6.3.5 Interpretación de las pruebas estáticas

- Primer criterio ABA;

Generador de acidez	Zona incierta	No generador de acidez
ssssssssssssssssssssssss	ssssssssssssssssssssssss	ssssssssssssssssssssssss

$$\mathbf{NNP = NP - AP}$$

Tabla 3.15 Primer criterio ABA, (Zamora, 2007)

NNP	Comentario
< -20 Kg CaCO ₃ /ton residuo	El RM es generador de DAR
> 20 Kg CaCO ₃ /ton residuo	El RM no es generador de DAR
-20 < NNP < +20 Kg CaCO ₃ /ton residuo	Zona de incertidumbre

Por ejemplo si el NNP > +20, entonces el sitio minero no requiere una restauración, tiene estabilidad química.

- Segundo criterio ABA;

Tabla 3.16 Segundo criterio ABA

NP/AP	Comentario
>3	El RM no es generador de DAR
1 < NP/AP < 3	Incertidumbre
< 1	El RM es generador de DAR

Por ejemplo si NP/AP > 3, significa que existe 3 veces más de materia básica que de materia ácida. Sitio estable químicamente.

3.7 MÉTODOS GEOQUÍMICOS DINÁMICOS

Las pruebas cinéticas son mucho más seguras, muchas veces permiten salir de dudas sobre el potencial de generación de ácido cuando se presentan casos inseguros. Si un sitio minero, se evalúa y a partir de una prueba estática se determina la estabilidad o inestabilidad química. Se pueden desarrollar pruebas geoquímicas dinámicas (PGD) para conocer por ejemplo la tasa de generación del DAR. ¿Cuántos Kg de ácido genera un RM en un año y cuál la carga de metales pesados?

Si la prueba geoquímica estática, ubica al RM con un NNP en la zona incierta, entonces se hace necesario el desarrollo de una prueba geoquímica dinámica, con el fin de establecer el potencial de contaminación. Las pruebas cinéticas son necesarias cuando las pruebas de tipo estáticas, no permiten conocer con seguridad al potencial de contaminación, en un RM cualquiera.

Estas pruebas tienen las siguientes desventajas:

- Más complejas de realizar
- Difíciles de interpretar

- Costo elevado (pruebas caras)

Sin embargo dan información confiable.

Las pruebas geoquímicas dinámicas son más complejas en su realización que las estáticas, además dan información sobre:

- Velocidad de oxidación y de neutralización, es decir su cinética.
- Fenómenos geoquímicos, tales como la precipitación, disolución, competición entre minerales y especies en la solución, etc.

Estas pruebas se utilizan frecuentemente para:

- **Predecir la tasa de producción de ácido.**
- **La evolución de la calidad del drenaje en el tiempo;** cuál la calidad del DAR a futuro, o sea de aquí a 10, 20 años, etc.

Se obtiene información importante sobre la cinética de las reacciones de oxidación y neutralización, en el sitio minero.

Existen diferentes tipos de pruebas cinéticas, a saber:

- **Pruebas “in situ”;** como son los piezómetros y las celdas de terreno.
- **Pruebas a nivel laboratorio;** en condiciones que se acerquen lo más posible a las del terreno.

Las pruebas cinéticas, también permiten determinar el potencial de contaminación de un material cualquiera, y de analizar escenarios de remediación como:

- **El efecto de un aditivo;** y ver si esta propuesta de remediación, primero en el laboratorio puede mejorar el sitio minero.
- **La puesta en lugar de las coberturas;**
- **El efecto del nivel de la napa: napa perchada, inundación, etc.**

Entonces la PGD, permite probar alternativas de remediación de sitios mineros.

3.8 CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA, CENTRÍFUGA Y FLOTACIÓN

Este apartado permitirá desarrollar principios de la concentración gravimétrica en mesas vibrantes, concentración centrífuga en equipos Falcon y flotación.

3.8.1 Concentración gravimétrica

3.8.1.1 Generalidades

La concentración gravimétrica separa minerales de diferente densidad, que varían desde los sulfuros pesados como la galena (p.e. 7.5) hasta el carbón (p.e. 1.3), y para tamaños de partículas entre 10 y 50 μm las operaciones son eficientes. La simplicidad en los procesos gravimétricos resulta económica y ecológicamente ventajosa, razón para aplicar en la presente investigación. Los métodos gravimétricos son preferidos, pues los costos de operación son menores. Los minerales que pueden ser liberados en tamaños sobre el rango normal requerido para la flotación pueden ser concentrados en forma más económica por métodos gravimétricos, (Hinojosa, 2008).

Con la aplicación de tecnologías desarrolladas recientemente, se ha comprobado que los métodos gravimétricos dan como resultado concentrados de alto valor para el tratamiento de **colas y desmontes**.

Por último indicar que el 85% del Sn en el mundo aún se obtiene por concentración gravimétrica, por los bajos costos.

3.8.1.2 Fundamentos de la concentración gravimétrica

a) Criterio de concentrabilidad de Taggart; una planta de concentración gravimétrica, tiene dos propósitos:

- Separación de partículas de la misma densidad, es decir por tamaños (clasificación)
- Separación de partículas de distinta densidad, es decir por diferencia de densidades (concentración)

El criterio de concentrabilidad de Taggart interpreta el segundo propósito de acuerdo a:

$$q = \frac{\gamma_k - \rho}{\gamma_l - \rho}$$

Dónde: γ_k = peso específico del material más pesado
 γ_l = peso específico del material más liviano
 ρ = peso específico del medio

Tabla 3.17 Probabilidad de separación, según criterio de Taggart, (Hinojosa, 2008)

q	Probabilidad de separación
>2.50	Es posible la separación hasta un tamaño de aproximadamente 100 μm , inclusive por debajo.
>1.75	Separación posible hasta 200 μm y por debajo
>1.25	Separación posible solo para grano grueso y con éxito relativo.
<1.25	No es posible una separación y menos en jigs.

Por ejemplo para el oro; $q = 9.06$ a 11.44

b) Eficiencia del proceso; Se deben tomar en cuenta los siguientes aspectos:

- La eficiencia de los procesos gravimétricos aumenta con el tamaño de partículas. El movimiento de partículas muy pequeñas está más afectado por la fricción superficial que por la fuerza de gravedad, siendo este un problema. En la práctica, un control estricto en el tamaño de partículas en la alimentación es importante, para reducir el efecto del tamaño y hacer que el movimiento relativo sea más dependiente de la gravedad.
- Otro aspecto a tomar en cuenta son los equipos de concentración gravimétrica y el correspondiente rango de tamaños, con el que operan, ver el siguiente cuadro:

Tabla 3.18 Equipos y granulometría de separación, (Hinojosa, 2008)

Equipos	Granulometría de separación
Canaletas	+ 100# (0.15 mm)
Jigs	3# - 20# (7-0.85 mm)
Mesas	20# - 200# (0.85-0.075 mm)
Espirales	6# - 200# (2-0.075 mm)
Conos	6# - 200# (2-0.075 mm)
Concentradores centrífugos	65# - 12 μm (0.212-0.012 mm)

3.8.1.3 Mesa de Sacudimientos

Este es el **equipo de concentración más importante** para el tratamiento metalúrgico en el presente estudio, llamada también mesa vibrante.

Principio de funcionamiento

Por fundamento de hidráulica; cuando una película de agua fluye sobre una superficie plana inclinada, se verifica un gradiente de velocidades. Las moléculas del líquido en contacto con la superficie son frenadas considerándose una velocidad de cero, y la velocidad se incrementa hacia la superficie libre del agua.

Si se introducen partículas de mineral en la película, las partículas pequeñas no se moverán tan rápido como las más grandes, ya que ellos se sumergirán en la porción de la capa de agua que se mueve lentamente. Partículas de mayor peso específico se moverán más lentamente que las partículas livianas, de esta manera se produce un movimiento lateral de estas partículas (Figura 3.1).

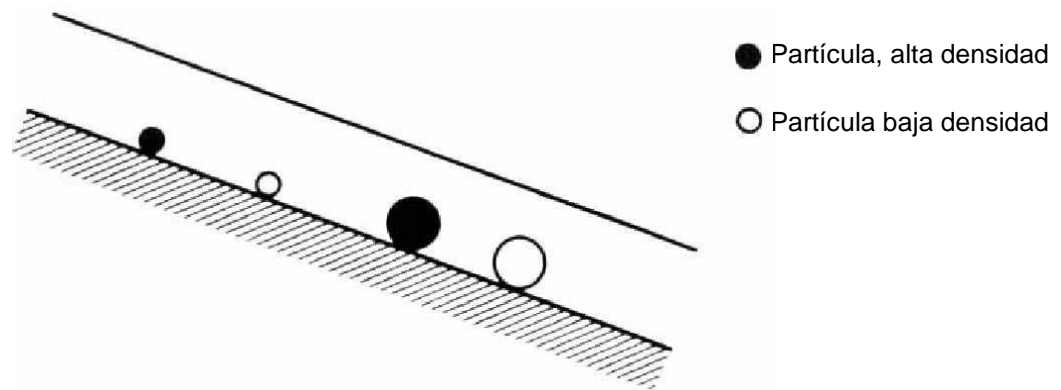


Figura 3.1. Movimiento de partículas en un flujo laminar

La separación en flujo laminar efectivamente separa partículas livianas y gruesas de las partículas pequeñas y densas.

Descripción y funcionamiento

La mesa vibrante está constituida (Figura 3.2), por un tablero plano, aproximadamente rectangular o romboidal A, montado en posición relativamente horizontal sobre soportes o guías que permiten efectúe un movimiento alternativo en su propio plano, en una dirección más o menos

paralela al lado más largo. El movimiento alternativo se efectúa por un mecanismo B (cabezal de la mesa) que determina que la inversión de movimientos sea más rápida al final de la carrera de ida que al final de la de vuelta. El tablero está cruzado por una serie de rifles cuya disposición varía, pero fundamentalmente son paralelas a la dirección del movimiento.

La altura de los rifles aumenta desde los del borde más alto (lado de la alimentación) del tablero a los del más bajo (lado de las colas); la altura de cada uno disminuye desde el extremo en que se encuentra el cabezal hasta el extremo en el que se recoge el concentrado. Normalmente la superficie cubierta de rifles se extiende solo hasta una línea diagonal que va desde un punto del lado de la alimentación, situado a una distancia comprendida entre $\frac{1}{4}$ y $\frac{3}{4}$ partes de la longitud de dicho lado, desde el extremo en que se encuentra el cabezal, hasta otro punto en las proximidades de la esquina más baja del extremo del concentrado. La inclinación del tablero puede variar según las condiciones de operación, y el movimiento alternativo se efectúa normalmente a una frecuencia de 200 a 300 pulsaciones por minuto con amplitudes de 1.25 a 2.5 cm.

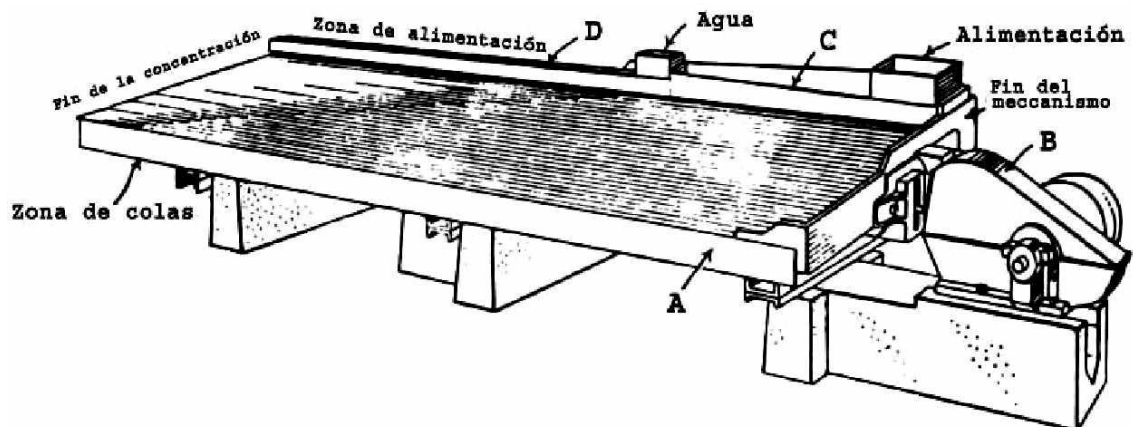


Figura 3.2. Mesa de sacudimientos. Publicado en *Elementos de Preparación de Minerales* A. Taggart, 1966

Se alimenta con un 25% de sólidos en peso a través de la caja de alimentación y se distribuye a lo largo de C; el agua de lavado se distribuye desde la canaleta D. De esta manera los minerales están sujetos a dos fuerzas,

una debido al movimiento de la mesa y la otra, perpendicular, debido al movimiento de la capa de agua. El efecto neto es que las partículas de mineral se mueven diagonalmente a través del tablero desde la descarga de la alimentación y como el efecto del flujo de la capa de agua depende del tamaño y densidad de las partículas, ellos se abanicán sobre la mesa, las pequeñas, y densas se trasladan al extremo de la canaleta de concentrados, mientras que las partículas grandes y livianas son lavadas hacia las canaletas de colas. La Figura 3.3 muestra la mesa vibrante, utilizada para concentrar la casiterita de las colas finales.



Figura 3.3 Mesa de sacudimientos o vibrante
Gentileza; Laboratorio-Depto. Metalurgia-FNI-UTO, 2010 Oruro-Bolivia

Factores que influyen su funcionamiento

Muchos factores influyen en la concentración en una mesa, como la forma de las partículas y el tipo de tablero. Partículas planas, como la mica, livianas, no cruzan fácilmente a través de la mesa con la película de agua, este tipo de partículas se adhieren al tablero y son trasladadas al lado de los concentrados. Los tableros de las mesas generalmente son construidos en madera, forrados con materiales resistentes a la fricción, tales como linóleo, goma, y plásticos. El tamaño de las partículas juega un papel importante para la separación. Si la alimentación a una mesa tiene un amplio rango de tamaños, algunos tamaños serán limpiados ineficientemente. Es práctica común clasificar la alimentación.

Tabla 3.19 Resumen datos de mesas vibrantes, (Hinojosa, 2008)

Datos característicos	Mesa grancera (1-3mm)	Mesa de finos (0.2-1mm)	Mesa lamera (<0.3mm)
Relación largo/ancho de la superficie de la mesa	Aprox. 2.5	Aprox. 1.8	< 1.5
Amplitud de golpe, mm	16 a 26	12 a 18	6 a 12
N° de golpes por minuto (min ⁻¹)	200 a 270	270 a 320	320 a 420
Inclinación transversal, en grados	4 a 10	2 a 4	1 a 2.5
Inclinación longitudinal, o subida, mm	Subida 20-30	Subida 20-10	Bajada 1-10
Relación volumétrica Liq/sól, en alim.	3.5:1 a 5:1	3.5:1 a 4:1	3.5:1 a 4:1
Agua del lavado, vol. Liq/sól.	1:1 a 1.5:1	1.5:1	2:1
Altura de rifles extremo alim. mm	26 a 18	18 a 12	12 a 6
Distancia entre rifles, mm	30 a 45	25 a 40	30 a 45
Capacidad de tratamiento, TPH	2 a 4	0.9 a 2	0.2 a 0.8

3.8.2 Concentración centrífuga

3.8.2.1 Generalidades

Los concentradores centrífugos han sido diseñados para la recuperación de material de fina granulometría y peso específico elevado, como son los siguientes minerales: Au, Pt, Casiterita, Tantalita, Wolframita, etc. Las ventajas que se atribuyen a esta técnica de concentración son:

- Mayor recuperación; puede superar el 80%
- Bajos costos de operación; por ejemplo menor consumo de agua
- Ocupa poco espacio para su instalación
- Menor impacto ambiental; no utiliza reactivos

Entre estos equipos se pueden citar los de eje vertical y los de eje horizontal, de acuerdo a:

Tabla 3.20 Equipos centrífugos según su eje, (Hinojosa, 2008)

Tipo de concentrador	Nombre del equipo
DE EJE VERTICAL	Concentrador KNELSON
	Concentrador centrífugo FALCON
	Concentrador centrífugo KELSEY-JIG
DE EJE HORIZONTAL	Concentrador CENTRÍFUGO CHINO

3.8.2.2 Fundamentos de la concentración centrífuga

En el interior de un concentrador centrífugo, las partículas son sometidas a dos fuerzas, una la fuerza centrífuga y la otra la fuerza de gravedad siendo esta última mucho menor en comparación a la centrífuga.

El campo centrífugo que se crean en estos equipos tiene aceleraciones mayores a 10G en ciclones y Dyna Whirlpool (Hinojosa, 2008). Pero en los últimos equipos creados se han logrado hasta 150G, todo con el objetivo de capturar material muy fino. G es la aceleración de la gravedad.

3.8.2.3 Concentrador centrífugo FALCON

Este equipo también se ha utilizado en las pruebas metalúrgicas, para la preconcentración de la casiterita.

Descripción y funcionamiento

Pertenece a los concentradores de eje vertical (Figura 3.4), consiste en un cilindro vertical rotante, con una pared interior parcialmente cónica.

La pulpa es conducida mediante un tubo central para la alimentación sobre el plato de alimentación rotante.

Debido a la aceleración centrífuga el material se dirige hacia y contra la pared de la centrífuga que se abre hacia afuera en forma cónica.

Se realiza una concentración radial según el peso específico de la pulpa, así las partículas más pesadas se quedan adheridas a la pared lisa.

El material liviano fluye hacia la parte superior de la centrífuga y es extraído. Se forma una zona de concentración en forma de anillo, con una sección en forma de cuña. Este concentrado es lavado con agua adicional, pero una vez desconectada la alimentación.

Así el material sólido que se halla entre el plato de alimentación y la pared de la centrífuga llega al recipiente receptor del concentrado a través del eje hueco.



Figura 3.4 Concentrador centrífugo FALCON
Gentileza: Laboratorio-Depto. Metalurgia-FNI-UTO, 2010 Oruro-Bolivia

Esquema de funcionamiento interno

En la Figura 3.5 se muestra un esquema de funcionamiento interno del iCON, es parecido al FALCON.

- La alimentación en forma de pulpa, se realiza por un conducto que llega hasta la parte inferior del tazón.
- El tazón rotatorio gira a altas velocidades y es donde se produce la separación de los pesados y livianos.
- Por la parte externa del cono ingresa agua a presión para el lavado, este cono en la parte superior tiene orificios transversales por donde ingresa agua, que es necesario para la separación de las partículas pesadas y livianas.
- La descarga de las colas se produce por la parte superior del tazón y es conducida a través del conducto para su descarga final.

La FALCON Concentrators del Canadá, ha desarrollado un sistema continuo de concentración centrífugo por gravedad desde hace más de 15

años. Por ejemplo la Serie FALCON-C, para la obtención de preconcentrados ha logrado una alta efectividad, y los resultados son:

- Disminuye el tonelaje que entra a procesos posteriores.
- Trabaja bien en la depuración, en los procesos de recuperación del mineral valioso de las colas.
- Mejora la recuperación, con menores costos de operación.
- Se elimina el agua de fluidización, puede alcanzar 300G.
- Se logra un alto rendimiento, y elimina la necesidad de equipo de deslamado previo.
- Se logra un flujo continuo de concentrados, hasta 150 TPH en una superficie no mayor a 6m². Equipos de mayor capacidad, ver anexos.
- Estos equipos de la Serie FALCON-C, se utilizan para recuperar: Au, Cu, Sn, C, Fe, Ag, Ta, etc.
- Ha logrado excelentes resultados, para el barrido del relave final del tantalio (Ta) con mucho éxito.

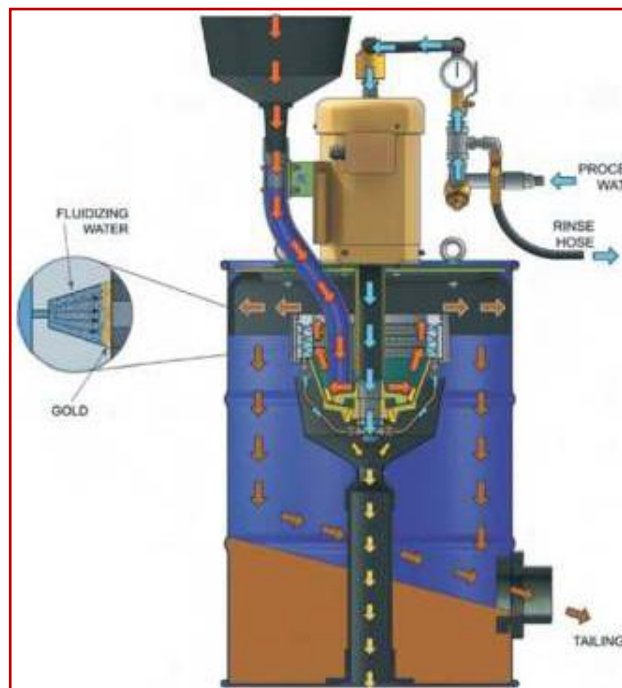


Figura 3.5 Concentrador centrífugo iCON, muestra un esquema de funcionamiento interno, similar al FALCON; www.iconcentrator.com

3.8.3 Flotación

3.8.3.1 Introducción

La flotación, es sin duda una de las técnicas más importantes y versátiles en el procesamiento de minerales. Gracias a este método se pudo iniciar la explotación de depósitos que eran considerados marginales, también se empezó con el retratamiento de colas o relaves, producto de la concentración gravimétrica, por ejemplo las colas del Kenko en Catavi.

Su aplicación se extiende a minerales metálicos y no metálicos.

La flotación es un proceso de separación de minerales o compuestos, basado en la diferencia de propiedades físico-químicas de superficie de las partículas.

La flotación de espuma, se la conoce solo como **flotación**, donde las partículas **hidrófobas** se adhieren a la burbuja, formando ambas un sistema partícula-burbuja que tiene la propiedad de flotar. Muchas veces son varias partículas pequeñas que se adhieren a una burbuja más grande.

La superficie de una partícula hidrófoba no tiene afinidad con el agua, o repelen el agua.

3.8.3.2 Principios básicos

Los principios básicos en que se fundamenta el proceso de la flotación son los siguientes:

- La hidrofobicidad del mineral que permite la adherencia de las partículas sólidas a las burbujas de aire.
- La formación de una espuma estable sobre la superficie del agua que permite mantener las partículas sobre la superficie.

Para establecer estos principios se requiere la adición de reactivos químicos al sistema. Estos reactivos de flotación son los colectores, depresores, activadores y modificadores, cuyas acciones principales son inducir e inhibir hidrofobicidad de las partículas y darle estabilidad a la espuma formada.

Las partículas minerales hidrofóbicas tienen la capacidad de adherirse a la burbuja, en tanto que las hidrofílicas, como la ganga, no se adhieren. La

superficie hidrofóbica presenta afinidad por la fase gaseosa y repele la fase líquida, mientras que la superficie hidrofílica tiene afinidad por la fase líquida.

3.8.3.3 Etapas del proceso de flotación

El proceso de flotación requiere de una serie de etapas, las cuales se describen brevemente a continuación:

Molienda: La molienda se realiza con el fin de lograr que el mineral adquiera la granulometría que permita obtener el grado de liberación máximo económicamente factible. La operación de molienda no figura como parte del proceso de flotación, sin embargo, es una etapa que incide directamente en el eficiente desarrollo del proceso debido a que las especies minerales deben estar completamente liberadas de la ganga. No obstante, la factibilidad técnica y económica de esto último no siempre es conveniente debido a que alcanzar un grado de liberación completo de la especie implica moler durante más tiempo, lo cual produce sobremolienda que aumenta los costos de operación y se producen lamas que dificultan la operación de flotación.

Acondicionamiento: El acondicionamiento se realiza para otorgar el tiempo necesario para que los reactivos establezcan las condiciones más favorables para permitir la adecuada adherencia de los minerales valiosos a las burbujas de aire. Los reactivos empleados en la flotación dependen del tipo de mineral, siendo característicos de cada mena. Por otro lado, existen reactivos cuyos efectos presentan una cinética más lenta en relación a otros, siendo necesario, en ciertos contextos, agregar estos reactivos en la etapa de molienda. Esta situación es válida tanto para reactivos modificadores como reactivos colectores.

Aireación: Una vez finalizado el tiempo de acondicionamiento de la pulpa, de manera inmediata se introduce una corriente ascendente de burbujas de aire, las cuales se adhieren a las partículas del mineral valioso para formar una espuma estable en la superficie.

Remoción de espuma: La espuma formada es estable debido a los reactivos espumantes. La espuma contiene generalmente mineral valioso, pero también sulfuros y el non float es el valioso.

CAPÍTULO 4 HIPÓTESIS

4.1 ENUNCIADO DE LA HIPÓTESIS

El Impacto Ambiental generado actualmente por las colas finales sulfuradas, del proceso de concentración en la Planta C-4 de Catavi, puede ser mitigado a partir del estudio técnico-económico-ambiental y el retratamiento metalúrgico, para recuperar casiterita a partir de las colas finales; lo que significará una buena alternativa de remediación ambiental.

4.2 VARIABLES

4.2.1 Unidad de análisis: Colas finales sulfuradas

Las variables son:

X_1 = Cantidad de Residuo minero sulfuroso

X_2 = RM, sospechoso de generar DAR (Metales Pesados y NNP)

4.2.2 Unidad de análisis: Muestra para mesa

Las variables son:

Y_1 = Ley concentrado de Sn

Y_2 = Recuperación de Sn

Y_3 = Factor de concentración

4.2.3 Unidad de análisis: Muestra para Falcon-mesa

Las variables son:

Z_1 = Ley concentrado de Sn

Z_2 = Recuperación de Sn

Z_3 = Factor de concentración

4.2.4 Unidad de análisis: Datos económicos y financieros

Las variables son:

W_1 = Valor actual neto (VAN)

W_2 = Tasa interna de retorno (TIR)

W_3 = Relación beneficio/costo (B/C)

W_4 = Periodo de recuperación del capital (PRC)

4.3 OPERACIONALIZACIÓN, Y DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES

Operacionalizar; significa hacer medible a las variables establecidas en una unidad de análisis y la **definición operacional**; se entiende como la definición conceptual, así también el cómo medirlo y con que medirlo.

En la siguiente página se muestra una matriz que muestra estas dos características principales de las variables, referente a este apartado.

Tabla 4.1 (Matriz) OPERACIONALIZACIÓN Y DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES (-65#)

UNIDAD DE ANÁLISIS	VARIABLES	INDICADOR	CRITERIO DE EVALUACIÓN	TRABAJO DE CAMPO, O EXPERIMENTAL	INSTRUMENTO DE MEDICIÓN
Colas finales sulfuradas, muestra común	X_1 = cantidad de RM sulfuroso	Confirmar el vertido del RSM, al río	De acuerdo al artículo 96, del RAAM	Encuesta a persona "clave"	Formulario de encuesta EM1
	X_2 = RM, sospechoso de generar DAR	Carga de metales pesados	Contenido de metales pesados debe ser menor a los límites máximos permisibles	Análisis químico de muestras	Instrumental químico y protocolos de ensayo
		Acidez	Determinación del NNP	Ensayo en laboratorio químico (Spectrolab)	Instrumental químico y protocolos de ensayo
Muestra para mesa (-65#)	Y_1 = ley concentrado de Sn	%Sn en el concentrado	%Sn > 45% (producto comercial)	Concentración gravimétrica y flotación de sulfuros	Instrumental químico y protocolos de ensayo
				Análisis químico de muestras	
	Y_2 = recuperación de Sn	%Sn recuperado	Recuperación > 50%	Concentración gravimétrica y flotación de sulfuros	Balance metalúrgico
Análisis químico de muestras					
Y_3 = factor de concentración	Relación de ton de concentrado a tons de mineral	Factor > 1:200	Control del proceso metalúrgico	Balance metalúrgico	

Elaboración: Fuente propia; adecuado del Módulo Investigación Msc. Franz Calani L. UNS XX 2002

UNIDAD DE ANÁLISIS	VARIABLES	INDICADOR	CRITERIO DE EVALUACIÓN	PRUEBA DE CAMPO O EXPERIMENTO	INSTRUMENTO DE MEDICIÓN
Muestra para Falcon y mesa (-65#)	$Z_1 =$ ley concentrado de Sn	%Sn en el concentrado	%Sn > 45% (producto comercial)	Pre-concentración centrífuga, concentración gravimétrica y flotación sulfuros Análisis químico de muestras	Instrumental químico y protocolos de ensayo
	$Z_2 =$ recuperación de Sn	%Sn recuperado	Recuperación > 50%	Pre-concentración centrífuga, concentración gravimétrica y flotación sulfuros Análisis químico de muestras	Balance metalúrgico
	$Z_3 =$ factor de concentración	Relación de ton de concentrado a tons de mineral	Factor >1:200	Control del proceso metalúrgico	Balance metalúrgico
Datos económicos y financieros	$W_1 =$ VAN	Flujo neto de caja	$VAN > 0$	Estudio económico-financiero de las variables	Métodos y herramientas económico-financieras
	$W_2 =$ TIR	VAN v.s. Tasa de descuento	$TIR >$ Tasa estipulada de retorno		
	$W_3 =$ B/C	Beneficio, Costo	$B/C > 1$		
	$W_4 =$ Periodo de recuperación capital	Inversión, Ingresos	$PRC <$ Vida del proyecto		

Elaboración: Fuente propia; adecuado del Módulo Investigación Msc. Franz Calani L. UNS XX 2002

CAPÍTULO 5

MÉTODO EXPERIMENTAL

5.1 MUESTREO DEL RESIDUO MINERO

Un paso muy importante para la realización del presente estudio es sin lugar a dudas **el muestreo** del residuo minero o **colas finales**. La Planta C-4 vierte al río Catavi en forma permanente el mencionado residuo, mediante una canaleta de madera con revestimiento. La muestra obtenida debe cumplir las condiciones de representatividad y tamaño adecuado. En esta oportunidad el muestreo debe servir para dos propósitos considerados fundamentales: la EIA y las Pruebas Metalúrgicas.

5.1.1 Método y Técnica de muestreo aplicados

De acuerdo al flujograma sintético de la Figura 5.1, y una vez elegido el lugar preciso de muestreo en un punto de la canaleta de madera, se determina que el método empleado será el **manual** y la técnica se considera similar al **muestreador tipo Vezin instalado en una operación industrial**, con la toma de las muestras en ángulo recto (a 90°) con respecto a la dirección del flujo del residuo minero.

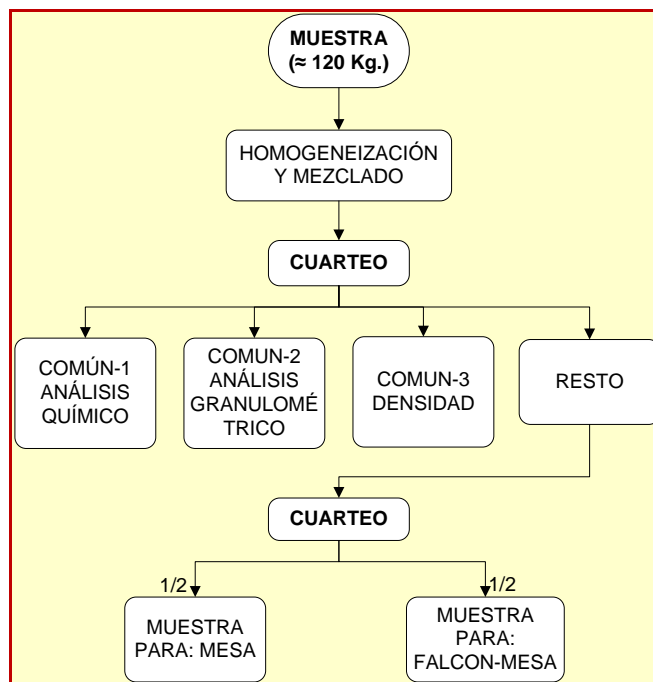


Figura 5.1 Flujograma sintético del procesamiento

5.1.2 Materiales empleados

Los materiales son:

- Dos medio barriles de 100 L c/u; para acopiar la muestra
- Un balde de 10 L; para el recojo (la toma) de muestras.
- Manguera de plástico; para ayudar en la decantación.
- Recipientes tipo batea; para secar la muestra



Figura 5.2 Toma de muestra 'colas finales', Planta C-4, enero 2010

5.1.3 Procedimiento experimental

Se divide en cuatro pasos:

- 1) Toma de dos muestras en el balde limpio, que actúa como un **cortador**, debe cuidarse que el corte sea perpendicularmente a la dirección del flujo, para minimizar el error de muestreo. La toma de dos muestras cada 30 minutos. Ver figura 5.2
- 2) El acopio de la muestra se lo efectúa en el $\frac{1}{2}$ barril que también debe estar libre de impurezas.
- 3) La decantación o separación del agua de la pulpa y su posterior escurrimiento. Para el mismo se utiliza cal (CaO) en pequeñas cantidades, con el fin de ayudar a la sedimentación de las partículas en suspensión. Para completar la decantación se recurre a una pequeña manguera de plástico, para escurrir el agua sin que salga el poso.

4) El secado de la muestra se hace en los recipientes tipo batea a temperatura ambiente, para luego previo pesaje se procede con el embolsado en cuatro bolsas impermeables.

El trabajo de muestreo se prolonga por espacio de 14 días con la misma rutina, vale decir, empieza el 16 de enero del 2010 y culmina el 29 de enero del 2010, el día 30 se completa con el secado del último acopio.

Para el control del muestreo se ha utilizado la siguiente planilla:

Tabla 5.1 Planilla de control del muestreo (corresponde a un día)

Fecha	Hora	Toma 1	Toma 2	Observación
16/01/2010	07:30			
	08:00			
	08:30			
	09:00			
	09:30			
	10:00			
	10:30			
	11:00			
	11:30			
	12:00			
	12:30			
	13:00			
	13:30			
	14:00			

Toma 1 corresponde a una 1ª muestra tomada con el balde y Toma 2 a una 2ª muestra tomada con el mismo balde, ambos cada 30 minutos.

La muestra embolsada con un peso total de 120 Kg, se traslada al Laboratorio de Concentración de Minerales del Departamento de Metalurgia, Facultad Nacional de Ingeniería de la UTO el 31 de enero del 2010.

5.2 HOMOGENEIZACIÓN Y CUARTEO DE LA MUESTRA

Homogeneización

Previamente se completa el secado al ambiente, y luego para la homogeneización de la muestra, se siguen los siguientes pasos:

1) La muestra recepcionada en cuatro sacos es vaciada en un lugar plano y limpio.

2) Se forman dos conos similares con la ayuda de una pala y se procede a trasladar la muestra de un cono a otro hasta una homogeneización completa.

Cuarteo

Los pasos son:

1) Después de la homogeneización se procede con el truncado o formación de la torta, esto se realiza con la misma pala.

2) Se divide la torta en cuatro partes iguales ayudando con una varilla y se retiran 2/4 partes opuestas.

3) Las otras 2/4 partes que quedan son sometidas nuevamente a la misma rutina, hasta obtener el tamaño de muestra requerido, por ejemplo para el análisis granulométrico, etc.

El flujograma de la Figura 5.1, sintetiza el proceso de homogeneización y cuarteo.

5.3 CARACTERIZACIÓN DEL RESIDUO MINERO

La caracterización: física, química, mineralógica y biológica, se realiza de la muestra denominada **COMÚN**, que es igual a: COMÚN-1, COMÚN-2, COMÚN-3 y RESTO ver Figura 5.1.

5.3.1 Caracterización Física

De la muestra **COMÚN**, comprende: análisis granulométrico de partículas, determinación de la densidad específica, determinación del contenido de agua y análisis de la superficie específica.

5.3.1.1 Análisis granulométrico de partículas

Se ha empleado el **método de tamizado**, y el desarrollo del mismo es de acuerdo a los siguientes pasos:

1) Mediante cuarteo se logra una cantidad de 1826 g, de manera casual. Siendo esta la muestra inicial

2) La muestra se hace pasar por varios tamices, y de acuerdo al tamaño de partículas que presenta requiere la siguiente serie de tamices Tyler: 28#, 35#, 48#, 65#, 100#, 150# y 200#.

3) Cada fracción de muestra retenida en cada uno de los tamices y también la -200# (total 8 fracciones), se pesan con precisión de gramo, sin descuidar que estas fracciones deben guardarse para el análisis químico principalmente y otros estudios.

Las ocho muestras antes de enviarse al laboratorio químico, han sido cuarteadas en un **cortador de canaletas**, de acuerdo al punto 5.6.1. El lugar de realización del trabajo fue el Laboratorio de Concentración de Minerales Departamento de Metalurgia-UTO.

5.3.1.2 Densidad específica

La experimentación para determinar la densidad específica de la muestra seca, se ha efectuado por el **método del picnómetro**, en el Laboratorio de Suelos y Bromatología dependiente de la Carrera de Ingeniería Agronómica de la UNS XX, el procedimiento es el siguiente:

- 1) Se pesa el frasco solo (P_1)
- 2) Se pesa el frasco con la muestra (P_2)
- 3) Se pesa el frasco con mineral y agua (P_3)
- 4) Se pesa el frasco con agua (P_4)

Y la densidad específica se calcula con:

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

5.3.1.3 Determinación del contenido de agua

Para determinar el contenido de agua en el residuo minero o colas finales, se lo realiza en función de la densidad de pulpa que como valor promedio es igual a 1.19 g/cm³. Los cálculos brindarán datos de: %sólidos y %agua en peso que existen en las colas finales.

La nomenclatura empleada es:

D_m = densidad del RSM, de la muestra (común)

D_p = densidad de pulpa (colas finales)

D_a = densidad del agua

V_m = volumen del RSM, de la muestra (común)

V_p = volumen de pulpa (colas finales)

V_a = volumen del agua

P_m = peso del RSM, de la muestra (común)

P_p = peso de la pulpa (colas finales)

P_a = peso del agua

Se tiene la relación: $D = P/V$, para las 3 densidades respectivas. Se asume un $V_p = 1$ (unidad). De un sistema de 5 ecuaciones lineales con 5 incógnitas, se obtienen las siguientes relaciones principales:

$$V_m = \frac{(D_p - D_a)}{(D_m - D_a)} \quad P_m = V_m D_m$$

También para: P_p y P_a , con lo que se determinará el contenido de agua.

5.3.2 Caracterización Química

La caracterización química de la muestra **COMÚN**, comprende: Análisis Químicos recomendados y Método de Análisis Químico.

5.3.2.1 Análisis químicos recomendados

Debido a que este es un primer estudio de investigación en el tema específico abordado, también considerando que en Bolivia aún se tienen limitaciones para un análisis químico completo del residuo minero y por el costo elevado que significa, se consideran las recomendaciones de profesionales con experiencia. Por tanto para la caracterización química del residuo minero o **colas finales** con fines de **estudio medioambiental**, se tomará en cuenta los siguientes análisis:

- La muestra **COMÚN-1** es sometida a un análisis químico por los siguientes **metales pesados**: Mercurio (Hg), Cadmio (Cd), Arsénico (As), Antimonio (Sb) y Plomo (Pb). La cantidad de muestra es aproximadamente 850 gramos, previo envío al Laboratorio Químico se utiliza bolsa plástica con la respectiva etiqueta y código.
- Y respecto a: C inorgánico, Ca total, S total y Sulfato, se opta por enviar la muestra (es la misma muestra del punto anterior) para la **prueba geoquímica estática**, de acuerdo al punto 5.6.2

5.3.2.2 Método de análisis químico

De acuerdo al informe de los ensayos en laboratorio químico, a partir de la muestra **COMUN-1** para determinar contenidos de metales pesados, se tienen los siguientes datos acerca del método de análisis utilizado para el efecto:

- El procedimiento de preparación y muestreo del objeto de ensayo, se realizó de acuerdo al SOP1-PREPARACIÓN-01, pulverizado a -200#.
- La Norma y el límite de determinación (LD), para cada metal pesado que se ha aplicado, viene dado en el siguiente cuadro:

Tabla 5.2 Límites de determinación, metales pesados Spectrolab Oruro

Metal pesado	Norma/Método	LD (ppm)
Antimonio	AAS	0.03
Arsénico	Volumetría	0.01
Cadmio	AAS	0.01
Mercurio	EPA 7471 A	0.002
Plomo	AAS	0.01

El método de los análisis químicos recomendados, corresponde en este caso al empleado en el Laboratorio Spectrolab (Metalurgia-UTO).

5.3.3 Caracterización Mineralógica

Los métodos de análisis mineralógicos aplicados a la muestra **COMÚN**, son: las Observaciones macroscópicas y los Cálculos mineralógicos.

Observaciones macroscópicas

Consiste en la observación visual de la muestra común, con luz natural. Sin embargo por el tamaño de grano pequeño, debido a la remolienda a la que ha sido sometida la carga colas-arenas, el producto colas finales presenta dificultad al estudio macroscópico, ante este inconveniente lo que se hace es corroborar con investigaciones anteriores de las colas-arenas, la presencia de algunos minerales principales y la ganga presente.

Cálculos mineralógicos

Es la aplicación de la estequiometría para diferentes minerales sulfurados, como por ejemplo la pirita (FeS_2) y la pirrotina (FeS), minerales presentes en el residuo; sin embargo para estos cálculos debe contarse con el contenido de Fe

en la muestra. Puede tomarse %Fe de investigaciones anteriores y aproximar el cálculo.

5.3.4 Caracterización Biológica

Al tener la certeza de que el residuo minero contiene FeS_2 y también FeS , se deduce que existe la posibilidad de formación de DAR, entonces la posibilidad de la presencia de bacterias que actúen como activantes, está abierta. El procedimiento experimental, para comprobar de manera preliminar este hecho es el siguiente:

5.3.4.1 Equipo y materiales empleados

- Termómetro, marca LaMotte
- Medidor de pH (pH METER) marca LaMotte, modelo HA-PH industria Norteamericana y sus accesorios Figura 5.3
- Bote con agua destilada.



Figura 5.3: medidor de pH, LaMotte, gentileza Carrera Agronomía UNS-XX

5.3.4.2 Procedimiento experimental

Una vez determinados cuatro puntos de medición, como son: canaleta de colas finales, río de Catavi aguas arriba y aguas abajo, y un punto elegido por presencia de DAR Figura 5.4, el procedimiento es el siguiente:

- Se prepara el equipo, es decir el termómetro y con especial cuidado el medidor de pH.

- En los puntos de medición se registran los valores de temperatura y luego del pH, para este último es importante lavar previamente el electrodo con agua destilada, antes y después de cada lectura. El tiempo que se demora para cada lectura del termómetro es aproximadamente 3 minutos y del medidor de pH de 2 a 3 minutos, Figura 5.5
- Con la información obtenida y de acuerdo a la Tabla 3.6 Bacterias implicadas en la formación de DAR, se debe realizar la comparación de valores y obtener las conclusiones del caso.



Figura 5.4 Punto de muestreo elegido con presencia de DAR, Catavi 2010



Figura 5.5 Medición del pH en el río, Catavi 2010

5.4 DIAGNÓSTICO Y EVALUACIÓN AMBIENTAL

El diagnóstico y evaluación ambiental de la zona de Llallagua-Catavi como contexto, comprenderá al Municipio de Llallagua y como un estudio más específico, a la Cooperativa Multiactiva Planta C-4.

5.4.1 Diagnóstico y Evaluación Ambiental, Municipio de Llallagua

La realización de un diagnóstico y la EIA de acuerdo a la ley, en un distrito de las características del municipio de Llallagua, donde se ha tenido en el pasado una intensa actividad de la industria minera y aún continúa, no será tarea sencilla y seguramente requerirá la participación de un equipo multidisciplinario, recursos financieros, etc., así como concienciación de la población para que coopere y a la vez sea actora. Por otro lado se sabe que al impacto ocasionado por los residuos mineros se deben sumar el de los residuos urbanos, tanto del área concentrada como del área dispersa. En consecuencia un estudio diagnóstico y la respectiva EIA, debería considerar las siguientes fuentes de contaminación al medio ambiente:

- a) **Minería;** Residuos mineros abandonados, efluentes que salen de parajes mineros y la actual actividad de explotación y concentración del mineral por parte de las cooperativas mineras sin adecuarse a la normativa.
- b) **Residuos urbanos;** Desechos sólidos emitidos diariamente sin cumplir normas de acumulación, recojo y disposición, también los desechos líquidos que salen de los domicilios, talleres, etc., aguas residuales, otras fuentes menores.

En esta oportunidad, y considerando el alcance de la investigación, el procedimiento se referirá solo a un diagnóstico y una evaluación ambiental inicial, del Municipio de Llallagua y la tarea consiste en obtener **información** concreta al respecto, a partir de investigación bibliográfica, por ejemplo los Planes de Desarrollo Municipales, Proyectos de Desarrollo Regionales, etc. Se han tomado en cuenta los siguientes aspectos considerados más importantes: Recursos Naturales y Medio Ambiente, Aspectos Socio Demográficos y Desarrollo Económico Productivo.

5.4.1.1 Recursos naturales y medio ambiente

Que comprende información acerca de:

- Zonas agroecológicas
- Suelos y uso actual de la tierra
- Clima; temperatura, precipitación, evapotranspiración
- Recursos hídricos
- Impactos al medio ambiente
- Contaminación por residuos sólidos, hídricos y al aire

5.4.1.2 Aspectos socio-demográficos

Comprende información acerca de:

- Número de habitantes o población, en el país, departamento, provincia y municipio
- Indicadores comparativos por el método de línea de ingreso

5.4.1.3 Desarrollo económico productivo

Comprende información acerca de:

- Ranking mundial, países productores de Sn
- Aporte por regalías mineras, por departamento
- Producción de Sn, por Cooperativas Mineras
- Pago del ICM, al municipio de Llallagua

Finalmente con el objetivo de mejorar el diagnóstico del contexto con información, se ha solicitado el llenado de Formularios de Encuesta, a algunas personas consideradas “clave” que en la mayoría de las veces pertenecen a alguna cooperativa minera.

5.4.2 Diagnóstico Socio-Económico-Ambiental Planta C-4

El realizar de forma experimental un diagnóstico socio-económico-ambiental de la Planta C-4, tampoco es tarea sencilla por la naturaleza de la actividad que realiza y el contexto actual de la industria minera.

5.4.2.1 Generalidades

La Cooperativa Multiactiva “Catavi-Siglo XX” Ltda., fundada el 3 de mayo de 1994 con personería jurídica N° 04665, está ubicada en Catavi-Potosí, y

viene operando desde su fundación en un sector del **Ingenio Victoria**, llamado Planta C-4, con proceso **gravimétrico en mesas vibrantes**.

Para el presente estudio, se ha utilizado un **formulario de encuesta**, orientado a obtener información de diagnóstico socio-económico, y ambiental. Para este cometido se ha logrado la comprensión del Administrador (un ingeniero metalurgista), quién ha sido considerada como persona **clave**, también se ha recurrido a un trabajador con experiencia, con el mismo objetivo y de ese modo corroborar los resultados.

Para complementar con información que contribuya al presente diagnóstico se han sostenido conversaciones informales con trabajadores entorno al tema, también se han realizado mediciones de pH, observaciones in-situ y toma de fotografías.

5.4.2.2 Instrumento de diagnóstico

El instrumento para las encuestas, es el FORMULARIO DE ENCUESTA, FORM. EM-1 (dos hojas tamaño carta), cuya fuente es el Informe de Consultoría de la Inventariación y Caracterización de Recursos Naturales del Ayllu Sikuya, BRASCO S.R.L. 2007. Se presenta en Anexos.

5.5 PRUEBAS METALÚRGICAS

De acuerdo a lo mencionado la muestra denominada **RESTO**, ha sido empleada para el análisis granulométrico y las pruebas metalúrgicas. El lugar de realización ha sido el Laboratorio de Concentración de Minerales del Departamento de Metalurgia-UTO, y el mismo se ha llevado a cabo en febrero del 2010. La dirección del trabajo ha estado a cargo del Msc. Ing. Octavio Hinojosa.

5.5.1 Concentración Gravimétrica en Mesa y Flotación

El requerimiento de equipo y otros, más el procedimiento se desarrolla en los siguientes tres incisos. De donde se obtienen cinco muestras, de acuerdo al punto 5.6.1

Equipo, materiales, servicios e insumos

Para esta primera prueba, se requiere lo siguiente:

- Mesa vibrante tamaño pequeño, para laboratorio

- Recipientes para los 3 productos
- Agua y energía eléctrica

Prueba gravimétrica en mesa

- Preparación de la pulpa al 25% sólidos, de la fracción -65#
- Se realiza una primera concentración de casiterita en mesa, obteniéndose tres productos: concentrado, segundas y colas.
- Luego se hace un repaso en mesa de las “primeras segundas”, de acuerdo al Flujograma 6.1, y se obtienen nuevamente los tres productos.
- El concentrado total obtenido, se lleva al proceso de flotación de sulfuros.

Flotación de sulfuros

Con el fin de separar los sulfuros del concentrado, se realiza la flotación de los mismos. El non float será el concentrado final de esta prueba en laboratorio. Resulta importante desde el punto de vista medio ambiental la flotación de los sulfuros y su posterior disposición adecuada, según la normativa.

5.5.2 Concentración Centrífuga y en Mesa, más Flotación

El requerimiento de equipo y otros, más el procedimiento se desarrolla en los siguientes tres incisos. Además se obtiene ocho muestras, de acuerdo al punto 5.6.1

Equipo, materiales, servicios e insumos

- Concentrador centrífugo FALCON, para laboratorio
- Mesa vibrante tamaño pequeño para laboratorio
- Recipientes para los productos
- Agua y energía eléctrica

Prueba centrífuga en Falcon y gravimétrica en mesa

Los pasos a seguir son los siguientes:

- 1)** Se prepara la pulpa a 25% sólidos, de la fracción -65#
- 2)** Se realiza una primera preconcentración Rougher Paso1, en el concentrador centrífugo Falcon (ver Flujograma 6.2), se obtienen dos productos: un Preconcentrado-1 y la cola.
- 3)** La cola obtenida nuevamente va a preconcentración Rougher Paso2, y se obtienen dos productos: un Preconcentrado-2 y la cola.

- 4) Y nuevamente, la cola obtenida va a preconcentración Rougher Paso-3, y se obtienen dos productos: un Preconcentrado-3 y la cola final.
- 5) El preconcentrado total obtenido, es decir: Preconcentrado1, Preconcentrado2 y Preconcentrado3, se lleva a la mesa vibrante, obteniéndose los tres productos.
- 6) Luego se hace un repaso en mesa de las “primeras segundas” del último tratamiento, y se obtienen nuevamente los tres productos.
- 7) El concentrado total obtenido, se lleva al proceso de flotación de sulfuros.

Flotación de sulfuros

Con el fin de separar los sulfuros del concentrado final, se procede con la flotación de los sulfuros, de igual forma que en la prueba del punto 5.5.1.3

5.6 ANÁLISIS QUÍMICO Y PRUEBA GEOQUÍMICA ESTÁTICA

Para el Análisis Químico y la Prueba Geoquímica Estática, se ha empleado la muestra **COMÚN-1**.

5.6.1 Análisis Químico por Sn, productos de pruebas metalúrgicas

De un total de 22 (veinte y dos) muestras; ocho corresponden al análisis granulométrico (5.3.1.1), y de acuerdo al código del laboratorio químico son los números: 758, 759, 760, 761, 762, 763, 764 y 765. El correspondiente al COMÚN-1 es el número 757. Las muestras números: 766, 767, 768, 769 y 770 son cinco y corresponden a la prueba de concentración en mesa vibrante. Y las muestras números: 771, 772, 773, 774, 775, 776, 777 y 778, son ocho y pertenecen a la prueba de preconcentración en la centrífuga Falcon y posterior concentración en la mesa vibrante.

Estas 22 muestras, han sido cuarteadas en un **cortador de canaletas**, para obtener muestras duplicadas previniendo cualquier eventualidad, y después se enviaron al Laboratorio Químico. Para su preservación se utilizan bolsas plásticas y para su identificación se coloca una etiqueta con el código correspondiente. También se coordina previamente con el Laboratorio Químico, respecto a la cantidad mínima de muestra requerida para el análisis por Sn

Método de análisis químico

De acuerdo al informe de los ensayos en laboratorio químico, a partir de las 22 muestras por estaño (Sn), se tienen los siguientes datos acerca del método de análisis utilizado para el efecto:

- El procedimiento de preparación y muestreo del objeto de ensayo, se realizó de acuerdo al SOP1-PREPARACIÓN-01, pulverizado a -200#.
- La Norma SOP2-Sn-01, desarrollada en base a NB 352:1980
- El límite de cuantificación fue de 0.10 (%)

5.6.2 Prueba Geoquímica Estática para determinar el NNP

La muestra **COMÚN-1** es la misma que corresponde para el análisis por elementos pesados, en una cantidad de aproximadamente 850 gramos y previo envío al Laboratorio Químico se utiliza bolsa plástica con la respectiva etiqueta y código.

Método de análisis químico

De acuerdo al informe de los ensayos en laboratorio, a partir de la muestra enviada, para la prueba Geoquímica Estática y determinar el Potencial Neto de Neutralización (NNP), se tienen los siguientes datos acerca del método de estudio utilizado para tal propósito.

- El procedimiento de preparación y muestreo del objeto de ensayo, se realizó de acuerdo al SOP1-PREPARACIÓN-01, pulverizado a -200#.
- El ensayo del Potencial de Neutralización, fue realizado por el método SOBEK.

CAPÍTULO 6 RESULTADOS

6.1 RESULTADOS DEL MUESTREO

Se resumen en el siguiente cuadro:

Tabla 6.1 Resultados del muestreo

Peso de la muestra (Kg)	Ley (%Sn)	Comentarios
120 (ciento, veinte)	0.30	<ul style="list-style-type: none"> Los 120 Kg, es un tamaño de muestra que está de acuerdo a requerimientos del: análisis químico, análisis granulométrico, determinación de la densidad, prueba geoquímica estática y pruebas metalúrgicas en laboratorio. La ley de 0.30%Sn, es un valor obtenido por análisis químico.

6.2 RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN DEL RESIDUO MINERO

Se presentan en forma tabulada los resultados de la caracterización: física, química, mineralógica y biológica.

6.2.1 Caracterización Física

Comprende: Análisis granulométrico de partículas, Densidad específica y Determinación del contenido de agua.

6.2.1.1 Análisis granulométrico de partículas

Los resultados del análisis granulométrico de partículas del RM, de la muestra común se resumen en la Tabla 6.2

Tabla 6.2 Análisis granulométrico

Tamaño de grano Mallas Tyler	Peso (g)	% Peso	% Sn	Unidades	% Dist. Sn
+ 28#	105	5.75	0.25	0.01	5.02
- 28# + 35#	241	13.20	0.25	0.03	11.53
- 35# + 48#	251	13.75	0.25	0.03	12.01
- 48# + 65#	380	20.81	0.20	0.04	14.54
- 65# + 100#	195	10.68	0.25	0.03	9.33
- 100# + 150#	189	10.35	0.25	0.03	9.04
- 150# + 200#	156	8.54	0.40	0.03	11.93
- 200#	309	16.92	0.45	0.08	26.60
Cabeza Calculada	1826	100.00	0.29	0.29	100.00

Parámetros y datos importantes;

- De acuerdo a la Tabla 6.2, en el tamaño de grano comprendido en el rango: -28# +65# se encuentra el 38.08% del Sn y en el rango: -150# se encuentra el 38.53% del Sn.

Tabla 6.3 %Distribución de Sn, por tamaño

Tamaño de grano Mallas Tyler	%Peso	%Dist. Sn
-28# +65#	47.76	38.08
-150#	25.46	38.53
TOTAL	73.22	76.61

- De acuerdo a la gráfica de la distribución granulométrica se tiene el siguiente parámetro: $d_{50} = 218 \mu\text{m}$ (65#)

6.2.1.2 Densidad específica

El resultado obtenido, se muestra en la Tabla 6.4

Tabla 6.4 Densidad de la muestra

Análisis	Método	Unidades	Muestra
Densidad aparente (D_a)	Probeta	g/cm^3	1.61
Densidad de partículas (D)	Picnómetro	g/cm^3	2.75

6.2.1.3 Determinación de la humedad del RM

Los resultados del contenido de agua en la muestra, o % de sólidos en las colas finales en la Tabla 6.5

Tabla 6.5 Contenido de humedad (%) en las colas finales

Componente y/o producto	Densidad (g/cm^3)	Volumen (cm^3)	Peso (g)	%Peso
RSM (sólidos)	2.75	0.11	0.30	25.09
Agua (líquido)	1.00	0.89	0.89	74.91
Pulpa (Colas finales)	1.19	1.00	1.19	100.00

6.2.2 Caracterización Química

Los resultados obtenidos respecto a la caracterización química del RSM, comprende: primero resultados investigados que corresponden a las colas-arenas de Catavi, en virtud a que es la materia prima para la generación de las

colas finales y segundo los resultados obtenidos mediante análisis químico por **metales pesados**, a partir de la muestra **COMÚN-1**.

6.2.2.1 Resultados investigados

Se tienen los siguientes:

- El Instituto de Investigaciones Minero Metalúrgicas (IIMM) de Oruro, realizó el año 1980 ensayos químicos de las colas-arenas de Catavi:

Tabla 6.6 Composición química Colas-arenas

Elemento	% Peso
Sn	0.25-0.26
S	0.05-0.60
Fe	2.55-3.47

- El proyecto de grado de Mario Velasco (UTO-Metalurgia, 1992), menciona: 'la muestra representativa para la experimentación, fue tomada del desmonte colas-arenas de Catavi, mediante perforación de 272 puntos con un equipo apropiado como es el MOVIL DRILL'. En esa oportunidad, en total se tomó una muestra aproximada de 120 toneladas y el análisis químico del común se muestra en la Tabla 6.7

Tabla 6.7 Composición química Colas-arenas (Velasco, 1992)

Elemento o compuesto		%
Símbolo o Fórmula	Nombre	
Sn	Estaño	0.30
S	Azufre	0.15
Fe	Hierro	2.38
SiO ₂	Sílice	76.40
Al ₂ O ₃	Corindón	12.60
TiO ₂	Rutilo	0.51

6.2.2.2 Resultados del análisis químico por Metales Pesados

Tabla 6.8 Análisis químico por Metales Pesados

Metal pesado	Unidades	L.D.	Parámetro obtenido
Mercurio (Hg)	mg/Kg	0,002	0,090
Cadmio (Cd)	%	0,01	<0,01
Arsénico (As)	%	0,01	0,07
Antimonio (Sb)	%	0,03	0,03
Plomo (Pb)	%	0,01	0,01

De acuerdo al límite de detección (LD) se ha determinado la presencia de Hg, As, Sb y Pb, con excepción del Cd. Se han comparado estos parámetros con los límites máximos permisibles (D.S. N° 24176, año 1995), y están por encima, lo que cataloga al RM como contaminante.

6.2.3 Caracterización Mineralógica

Observaciones macroscópicas

La observación macroscópica de las **colas finales** no es efectiva por el tamaño de grano pequeño que presenta. Las **colas-arenas** en la operación a la que es sometida (ver flujograma Planta C-4, en anexos), no sufre mayores alteraciones en su composición química, por tanto se considera conveniente tomar en cuenta la siguiente composición mineralógica para las colas finales:

Tabla 6.9 Composición mineralógica, colas-arenas (Velasco, 1992)

Nombre del mineral	Fórmula química
Casiterita	SnO_2
Pirita	FeS_2
Limonita	$\text{FeOH} \cdot n\text{H}_2\text{O}$
Hematita	Fe_2O_3
Pirrotina	Fe S
Magnesita	MgCO_3
Jarosita	$\text{K Fe}(\text{SO}_4)_2 (\text{OH})_6$
Rutilo	TiO_2
Turmalina	$(\text{Na, Ca})(\text{MgFe}^{2+}\text{Fe}^{3+})_3\text{B}_3\text{Al}_3(\text{Al}_3\text{Si}_6\text{O}_{27})(\text{O,OH})_4$
Cuarzo y silicatos (ganga)	SiO_2

Se puede ver que varios minerales contienen Fe, y como sulfuros generadores de DAR están la piritita y la pirrotina.

6.2.4 Caracterización Biológica

Se tienen los datos de temperatura y pH del residuo minero o colas finales, y también del río Catavi, que es donde se vierte el residuo, ver cuadro:

Tabla 6.10 Valores de pH y temperatura, medidos

Punto de medición	pH	Temperatura (°C)	Comentario
Punto de muestreo, colas finales (Planta C-4)	5.00	15	Son valores promedio, resultado de 5 mediciones en distintos días. La medición fue en enero, 2010
	4.65	10	Son valores promedio, resultado de 5 mediciones en distintos días. La medición fue en julio, 2010
Río Catavi, aguas arriba	4.70	10	También son valores promedio. Se han tomado en un punto a unos 100m aguas arriba. La medición se realizó en julio, 2010
Río Catavi, aguas abajo	4.70	10	También son valores promedio. Se han tomado en un punto a unos 100m aguas abajo. La medición se realizó en julio, 2010
Punto elegido, donde se presenta DAR	2.30	10	El punto medido corresponde a una escorrentía superficial producto de una lluvia suave de un día antes, es un punto intermedio entre el Ingenio Victoria y las colas-arenas de Catavi. La medición se realizó, agosto del 2010

La comparación de los resultados obtenidos, con los datos de la Tabla 3.6 Bacterias implicadas en la formación de DAR o DAM, indica lo siguiente:

- Los parámetros medidos para los pH y las temperaturas, en las colas finales (pulpa) que es el objeto del estudio y también en el río, se ha determinado que: el pH es mayor a 3.00 y la Temperatura es menor a 32°C. Por tanto no existe el riesgo para la presencia de microorganismos, especialmente de los cuatro primeros de la tabla que son los más peligrosos; caso contrario estos actuarían como catalizadores acelerando las reacciones químicas en la generación de DAR.
- El punto elegido donde se presenta DAR, se ha medido un pH = 2.30 y Temperatura de 10°C. En este caso al ser el medio bastante ácido,

además con un incremento de temperatura, por ejemplo a 20°C o algo más, lo cual ocurre en la primavera y el verano, existe el chance de que las reacciones químicas se aceleren.

6.3 RESULTADOS DIAGNÓSTICO Y EVALUACIÓN AMBIENTAL

6.3.1 Diagnóstico y Evaluación Ambiental, Municipio de Llallagua

El diagnóstico y la Evaluación Ambiental del municipio de Llallagua, de acuerdo a los propósitos de la presente investigación, se desarrolla de acuerdo a los siguientes tres incisos.

6.3.1.1 Recursos naturales y medio ambiente

Geográficamente el municipio de Llallagua abarca tres pisos agroecológicos. La Tabla 6.11 resume:

Tabla 6.11 Características principales zonas agroecológicas, diagnóstico PDM-Llallagua 2008-2012

Zona agro ecológica	Altitud (msnm)	Características generales	Producción
Puna alta	3800 a 4100	<ul style="list-style-type: none"> - Presenta clima frío y seco - Presenta planicies onduladas de poca pendiente donde se hallan importantes áreas de pastoreo, y serranías con cimas de mayor pendiente - Comprende las partes intermedias altas entre los ríos Tranque y los extremos norte y sur del Ayllu 	<ul style="list-style-type: none"> - Tubérculos amargos y grano, forrajes - Ovinos, caprinos, bovinos y camélidos
Puna baja	3500 a 3800	<ul style="list-style-type: none"> - Presenta clima templado a frío - Su geomorfología es similar a la puna alta, con áreas más bajas y cercanas a los ríos 	<ul style="list-style-type: none"> - Tubérculos, trigo, cebada y avena - Ovino, bovino, caprino y aves de corral
Cabecera de valle	3250 a 3500	<ul style="list-style-type: none"> - Presenta clima templado meso termal frío - Presenta serranías moderadamente accidentadas a muy accidentadas, con pendientes mayores a 30%, con práctica de cultivos en serranías y erosión 	<ul style="list-style-type: none"> - Tubérculos, trigo, maíz, tunales, duraznos y cucurbitáceas - Ovino, bovino, caprino y aves de corral.

Suelos y uso actual de la tierra

Los suelos del municipio de Llallagua, presentan una textura mediana (franco-arenosa) a ligeramente pesada (franco-arcillosa) con predominancia de suelos arcillosos de moderada profundidad y regular capacidad de retención de humedad. El pH varía de 6.5 a 7.0, con 1% de materia orgánica.

Tabla 6.12 Criterios locales de clasificación de suelos, diagnóstico PDM-Llallagua 2008-2012

Categoría de Clasificación	Características
Textura	<ul style="list-style-type: none"> - Limosos de buena calidad - Arenosos de menor fertilidad, buena infiltración - Arcillosos, poca infiltración, anegadizos - Arenosos, pedregosos, normalmente pobres
Estructura y/o porosidad	<ul style="list-style-type: none"> - Estructura laminar, muy baja porosidad - Suelos porosos, de estructura granular y buena fertilidad
Fertilidad	<ul style="list-style-type: none"> - Suelo muy pobre - Suelo virgen, muy fértil - Suelo empobrecido por sobreexplotación - Suelo en descanso para recuperar la fertilidad
Profundidad	<ul style="list-style-type: none"> - Suelo de capa arable superficial - Suelos profundos
Color	<ul style="list-style-type: none"> - Suelos negros con buena materia orgánica - Suelos rojizos arenosos - Suelos calizos, blanquecinos - Suelos amarillos, arcillo-arenosos, poco fértiles
Relieve	<ul style="list-style-type: none"> - Terrenos planos y semiplanos - Tierra con pendiente pronunciada - Ladera cóncava - Hondonadas
Grado de precocidad	<ul style="list-style-type: none"> - Muy precoces por su textura arenosa y clima - Suelos muy tardíos en la maduración del cultivo
Humedad	<ul style="list-style-type: none"> - Suelos secos - Suelos húmedos

Clima

El clima varía según la altitud, pero en general el clima es propio de la zona andina de Bolivia. La época relativamente lluviosa se presenta de enero a

febrero, la precipitación media anual varía de 250 a 540 mm (Estación meteorológica UNS XX, últimos años).

Temperatura, precipitación y evapotranspiración; ver Tabla 6.14

Precipitaciones pluviales; El régimen pluviométrico, indica que en los meses de enero y febrero se tienen niveles de exceso de agua, el déficit hídrico se presenta en los meses de marzo a noviembre. Por tanto las precipitaciones pluviales se presentan mayormente de enero a febrero. Los datos pluviométricos registran valores de hasta 125.5 mm mensuales, y los rangos anuales varían de 400 a 559 mm.

Humedad relativa; La humedad relativa anual como valor promedio alcanza a 39.7%, según datos meteorológicos UNS XX 2007.

Evapotranspiración; La información, ha sido obtenida de la estimación realizada por el equipo ETMA 2007, trabajo realizado para el municipio de Lallagua el año 2007. La fórmula empleada fue:

$$ETP = 0.34 \times RA \times CT \times CH \times CE$$

Dónde:

ETP = Evapotranspiración potencial

0.34 = Constante

RA = Radiación extraterrestre equivalente a evaporación (mm/día)

$CT = 0.4 + 0.024 \times T$; coeficiente bioclimático de temperatura media

$CH = 1.35 \times (1.00 - HR)^{1/2}$; coeficiente bioclimático de humedad relativa media expresada en %

$CE = 1.00 + 0.00004 \times EI$; coeficiente de elevación en msnm

Los resultados obtenidos corresponden a los 12 meses y cada mes es el promedio de 10 años; el resumen es:

Tabla 6.13 Evapotranspiración

Parámetro	Valor determinado
Evapotranspiración Potencial (mm/día)	44.02
Evapotranspiración Potencial (mm/mes)	1338.00

Tabla 6.14 Temperatura, Precipitación y Evapotranspiración en el Municipio de Llallagua, UNSXX Registros climáticos 1996-2006

DATOS DE:	Almacenamiento de agua: 60 mm Precipitación 1996-2006								Latitud Sur 18° 24' 30" Longitud Oeste 66° 25' 30"				
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	PROMEDIO
TEMPERATURA MEDIA MÁXIMA (°C)	16.0	15.7	17.8	18.1	16.0	14.6	14.3	15.5	17.3	18.8	20.0	19.0	16.9
TEMPERATURA MEDIA MÍNIMA (°C)	6.4	6.0	5.4	3.4	0.2	-1.9	-1.1	0.2	2.1	4.0	5.3	6.3	3.0
TEMPERATURA PROMEDIO (°C)	10.5	10.0	10.9	10.4	8.1	6.3	6.5	7.7	9.7	11.4	12.4	11.8	9.6
ÍNDICE CALÓRICO	8.04	8.91	8.97	8.66	8.16	7.31	6.95	7.55	8.08	8.97	9.23	9.24	100.07 (*)
ETP REAL	94.10	80.70	86.60	76.70	69.60	56.98	52.10	64.20	70.20	88.36	92.80	98.10	931.34

Recursos hídricos

Los recursos hídricos forman parte de la gran cuenca del río Amazonas. El sistema hidrológico del municipio de Llallagua, según el diagnóstico ambiental de la Alcaldía corresponde a la sub-cuenca del río Chayanta que abarca una superficie de 7484.8 Km², que representa el 57.78 % de la superficie del Norte de Potosí. Así mismo, el río más afectado por los residuos mineros que proceden de Llallagua, Siglo XX y Catavi, es el río Chayanta a partir del río Lupi-Lupi o Tranque cuyas aguas no reciben ningún tipo de tratamiento que pueda mitigar los efectos contaminantes. La Tabla 6.15 resume:

Tabla 6.15 Afluentes principales, usos y situación micro cuenca del río Lupi-lupi, diagnóstico PDM-Llallagua 2008-2012

Río	Usos	Situación
Llallagua	Receptor de desechos mineros, sanitarios y domésticos de Llallagua y Siglo XX	Contaminado
Ventilla	Receptor de aguas ácidas de desmontes	Contaminado
Catiri	Provee agua a Siglo XX y Catavi	No contaminado
Sauta	Abastece de agua a la comunidad	No contaminado
Andavilque	Receptor de desechos mineros, sanitarios y domésticos de Llallagua y Catavi	Contaminado
Lagunas Kenko 1-2	Reservorios de aguas ácidas para relaves	Contaminados
Laguna Tranque	Presas artificial de agua (generaba energía eléctrica a la EMC) Contiene lama de relaves mineros	Contaminado

Impactos al medio ambiente

Residuos sólidos; El Plan de Desarrollo Municipal 2008-2012, no menciona los residuos sólidos mineros. Sin embargo describe los residuos sólidos urbanos, que en muchos casos son arrojados a los ríos ya contaminados por la actividad minera, ver Tabla 6.16

Tabla 6.16 Composición de residuos sólidos ciudad de Llalagua, según equipo técnico de Medio Ambiente (ETMA, 2007)

Descripción	Contenido (%)
Papel y cartón	7.2
Plástico doméstico	4.5
Plástico	6.5
Vidrio	2.6
Metales	3.3
Orgánico	30.1
Total residuos reciclables	54.2
Misceláneos, tierra, etc.	45.8
Número de muestras	10

Contaminación atmosférica; Se determinó que el aire, se encuentra dentro los límites permisibles y establecidos en las NAV. Los principales contaminantes atmosféricos, provienen de la actividad artesanal y el parque automotor, ambos con la emisión de compuestos volátiles. En cuanto a la contaminación acústica, se puede indicar que no existen niveles de ruido superiores a los 84 dB, y se debe al parque automotor.

Contaminación por residuos hídricos; Al margen de la contaminación que ocasiona la disposición final de las aguas servidas residuales, el mayor impacto negativo que tiene Llalagua, se encuentra en los **efluentes líquidos por actividades mineras**, y son evacuados por medio de un canal hacia la laguna de infiltración, estas aguas tienen carácter ácido y también microorganismos patógenos.

6.3.1.2 Aspectos socio-demográficos

Se resume en la Tabla 6.17

Tabla 6.17 Proyecciones de población 2007 según país, departamento, provincia y municipio, Diagnóstico PDM-Llalagua 2008-2012

Descripción	Población femenina	Población masculina	Total
Bolivia	4'927,360	4'900,162	9'827,522
Potosí	396,483	380,085	776,568
Prov. Rafael Bustillo	39,556	37,902	77,458
Llalagua (tercera sección)	18,577	17,433	36,010

La esperanza de vida para el departamento de Potosí es 62.5 años y para el municipio de Llallagua, es 58.2 años.

Tabla 6.18 Indicadores comparativos estimados por el método línea de ingreso, Diagnóstico PDM-Llallagua 2008-2012

Descripción	Indicadores de Pobreza (Línea de pobreza alta)			Indicador de Pobreza (Línea de pobreza extrema)
	Incidencia de Pobreza	Brecha de Pobreza	Severidad de Pobreza	Incidencia de Pobreza Extrema
Bolivia	70.7	32.2	18.2	40.4
Potosí	83.1	48.7	33.0	66.7
Llallagua (tercera sección)	75.2	34.1	19.1	41.1

El Índice de Desarrollo Humano (IDH), para el municipio de Llallagua, según el informe nacional es de 0.626 para el año 2007, ubicándolo en el puesto 90° del Ranking Municipal. El 2001 este indicador era 0.590 y su ubicación con respecto a los demás municipios era en el puesto 93°.

6.3.1.3 Desarrollo económico productivo

El desarrollo económico-productivo tiene como base fundamental a la actividad minera. El contexto de la actividad minera en general es alentador gracias al precio de los principales metales e implica un impacto socio-económico favorable. En las Tablas 6.19, 6.20, 6.21 y 6.22 se presenta lo referido.

Tabla 6.19 Regalías por departamento y mineral, 1° trimestre 2010, en dólares de los EEUU. Ministerio de Minería y Metalurgia

Departamento	Año		Metal (*)	Año	
	2009	2010		2009	2010
Chuquisaca	0	64,625	Zinc	1'557,980	11'708,518
La Paz	614,449	1'180,102	Estaño	1'556,968	2'514,100
Cochabamba	79,583	190,148	Oro	1'907,433	1'548,788
Oruro	2'558,092	4'061,267	Plata	6'785,560	10'030,577
Potosí	8'720,213	22'714,525	Antimonio	89,472	343,483
Santa Cruz	1'020,842	432,958	Plomo	888,647	2'129,518
Total	12'993,178	28'643,636	(*) ; incluye los más representativos		

Tabla 6.20 Ranking mundial de países productores de Estaño (En miles de TMF), obtenido de Word Metal Statistics Yearbook 2008

Ranking	Países	Año 2008	Participación
1	China	121.2	38.6%
2	Indonesia	96.0	30.6%
3	Perú	39.0	12.4%
4	Bolivia	17.3	5.5%
5	Brasil	9.6	3.1%

Tabla 6.21 Producción Cooperativas mineras 2006-2007 (estaño), Diagnóstico PDM-Llallagua 2008-2012

Cooperativa Minera	2006		2007	
	Total Kg	Total valor neto de venta (Bs)	Total Kg	Total valor neto de venta (Bs)
Cooperativa Minera Siglo XX	1'849,808.20	9'181,961.15	1'358,232.07	16'736,991.47
Cooperativa Minera Multiactiva-Catavi Ltda.	416,352.00	8'163,818.00	203,165.00	8'310,237.00
Cooperativa Minera 20 de Octubre	2'341,275.24	6'585,317.07	1'791,584.70	9'158,509.63
Cooperativa Minera Juan del Valle	149,406.01	275,251.35	9,661.80*	296,533.37
Cooperativa Minera Dolores	32,334.00	864,708.41	38,639.72	1'455,283.92
Cooperativa Minera 23 de Octubre	3,278.57	91,362.98	3,151.48	147,290.44
Cooperativa Minera Veneros Pirquín Carmen	-	-	6,352.12	269,197.70
Cooperativa Minera Carmen	-	-	40,739.63	1'617,352.42
Cooperativa Minera Andavilque	-	-	3,249.86	148,846.96
Totales	4'792,454.02	25'162,418.96	3'454,776.38	38'140,242.91

El estaño en el municipio de Llallagua representa el 91.8% del valor neto de venta en comparación a los otros metales, como ser: Ag, Pb, Zn.

El Impuesto Complementario Minero (ICM), que es una tributación por la actividad minera desarrollada y está destinada al departamento productor, en el siguiente cuadro se presenta aportes del ICM, generados en el territorio del municipio a través de las Cooperativas Mineras:

Tabla 6.22 Pago ICM de las Cooperativas, municipio Llallagua, Diagnóstico PDM-Llallagua 2008-2012

Periodo	Impuesto complementario minero (USD)
Marzo 2006 a Febrero del 2007	173,818.43
Marzo 2007 a Agosto del 2007	170,017.63
TOTAL	343,836.06

6.3.2 Diagnóstico socio-económico-ambiental Planta C-4

Los resultados obtenidos de la encuesta a la Cooperativa Multiactiva 'Catavi-Siglo XX' Ltda., con el formulario FORM. EM-1 a dos trabajadores considerados **clave**, son los siguientes:

IDENTIFICACIÓN DE LA AOP

Nombre de la AOP:	Cooperativa Multiactiva 'Catavi-Siglo XX' Ltda.
Nombre del Representante Legal:	Presidente del directorio
Ubicación Geográfica de la AOP:	18° 24.917' S y 66° 34.345' W
Licencia Ambiental:	El gobierno, ha otorgado la LA (año 2010)

DATOS ADMINISTRATIVOS DE LA AOP

N° Personal Técnico: - 1 Ingeniero Metalurgista (trabajó hasta febrero, 2010) - 1 Licenciado en contabilidad	N° Personal ADM: - 4 Administradores, que también son parte del N° de trabajadores
N° Trabajadores (socios): - 101 (ciento uno) socios	N° Personal Eventual: - 5 (cinco) eventuales
TOTAL: 108 (ciento ocho)	
Periodo de Trabajo: 8 (ocho) hrs/turno-día	N° Turnos: 3 (tres)

AOP = Actividad Obra o Proyecto.

ACTIVIDADES DE MINERÍA

La Cooperativa Multiactiva, no realiza actividades que comprendan todas las operaciones mineras. Actividades relacionadas, son las que corresponde al **carguío** de las colas-arenas, mediante pala mecánica y el **transporte** del mismo con volquetas hasta el buzón.

ACTIVIDADES DE CONCENTRACIÓN

Nombre del Ingenio:	Planta C-4
Minerales que trata y Ley de Cabeza:	Mineral de estaño (casiterita), procedente del desmonte colas-arenas, Ingenio Victoria
	Ley de cabeza de 0.46% Sn
Carga Bruta (TPD):	250
Molinos:	Se tienen 2 (dos) molinos de bolas de 5x10 ft, 24 rpm. El primero para una 1ª remolienda, y el segundo para la 2ª remolienda.
Clasificador:	<ul style="list-style-type: none"> - 1 (uno) clasificador mecánico a rastrillos en circuito cerrado con molienda - 1 (uno) clasificador-espesador (deslamador) - 2 (dos) clasificadores hidráulicos, para alimentar a las mesas concentradoras, de acuerdo a la granulometría
Mesas concentradoras u otros equipos:	De acuerdo al flujograma Planta C-4 Tratamiento Mineral Sn
Reactivos:	Para la flotación de las piritas: Z-6 y ER-370 (Ahora no funciona)

HIGIENE Y SEGURIDAD INDUSTRIAL (HSI)

La práctica de HSI, en los lugares de trabajo la considera, como:

Buena Regular Deficiente Mala

APORTES ECONÓMICOS A LA REGIÓN Y EL PAÍS

ICM:	<u>SI</u>	A la región:	<u>SI</u>	Al país:	<u>SI</u>
Regalías Mineras:	__	A la región:	__	Al país:	__
Otros Impuestos: Canon Arrendamiento				Al país:	1%

BENEFICIO ECONÓMICO PARA EL TRABAJADOR Y SU FAMILIA

El salario de los trabajadores, según la siguiente clasificación lo considera:

Alto X Regular _____ Bajo _____

Comentario: Es de acuerdo al cargo que llegan a ocupar

COMERCIALIZACIÓN

Donde se comercializa el mineral?

Oruro X Huanuni _____ Otro lugar _____

Comentario: La comercializadora en Oruro es Operaciones Metalúrgicas Sociedad Anónima (OMSA)

PROYECTOS

Por favor cite los Proyectos de Sostenibilidad que se tiene actualmente:

Construcción Dique de Colas, en el sector de Catavi

Nota.- Se tiene el flujograma PLANTA C-4 TRATAMIENTO MINERAL Sn, para completar la información referente a Actividades de Concentración.

Información y resultados complementarios

- La AOP está a cargo de los socios de la Cooperativa Multiactiva 'Catavi-Siglo XX' Ltda., y desde el año 1994 viene realizando la operación del retratamiento metalúrgico de las colas-arenas, hasta la fecha. La tecnología empleada es la heredada de COMIBOL, y consiste básicamente en la concentración gravimétrica, que comprende: la

remolienda, posterior clasificación y el paso por las mesas vibrantes, el flujograma de la planta mencionado anteriormente resume la operación.

- En cuanto a los Recursos Naturales; la materia prima son las **colas-arenas**, de Catavi en una cantidad de aproximadamente 19'492,000 según reporte EMC 1987 y que hasta la fecha ha disminuido a 18'000,000 aproximadamente, están depositadas en dirección Sur-este del Ingenio Victoria. La Cooperativa cancela un canon de arrendamiento a COMIBOL, por la concesión del recurso minero colas-arenas, y la utilización de instalaciones en Planta C-4. La producción mensual aproximada se resume en la Tabla 6.23

Tabla 6.23 Balance Metalúrgico Tratamiento Colas-arenas Planta C-4, 2010

Producto	T.M.S.	%Sn	T.M.F.	%Recup.
CONCENTRADO ALTA LEY	19.168	53.17	10.191	41.53
CONCENTRADO BAJA LEY	3.671	41.02	1.506	6.14
TOTAL CONCENTRADO	22.839	51.21	11.697	47.67
COLAS POR DIFERENCIA	4,607.161	0.28	12.842	52.33
ALIMENTACIÓN	4,630.000	0.53	24.539	100.00

- La generación de residuos, corresponde a las **colas finales**, que son evacuadas en forma de pulpa directamente al río Catavi, en una cantidad de 200 a 250 TPD de residuos sólidos. Por tanto el manejo y disposición final de estos residuos, según las NAV no se realiza.
- El impacto principal, por la operación de retratamiento que realiza la Cooperativa Multiactiva, es la generación de **colas finales**, que presenta cierta acidez, carga de elementos pesados y elevada cantidad de sólidos, que son vertidos directamente al río. Y como resultado de esta acción se produce la contaminación del río Catavi, luego Andavilque para seguir su curso e ir a formar parte del río Lupi-lupi que es un afluente de la subcuenca del río Chayanta y abarca una superficie de 7484.8 Km², que representa el 57.78% de la superficie del Norte-Potosí y cuyas aguas llegan hasta la cuenca del río Grande. El río más afectado por los residuos de la actividad minera de Llallagua, Siglo XX y Catavi, es el río Chayanta (PDM-Llallagua, 2008-2012)

6.4 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS METALÚRGICAS

Los resultados son de las dos pruebas: concentración gravimétrica en mesa y flotación; y concentración centrífuga y en mesa, más flotación.

6.4.1 Concentración Gravimétrica en Mesa y Flotación

6.4.1.1 Flujoograma del proceso

El flujoograma de la prueba concentración gravimétrica en mesa y flotación de sulfuros, Figura 6.1

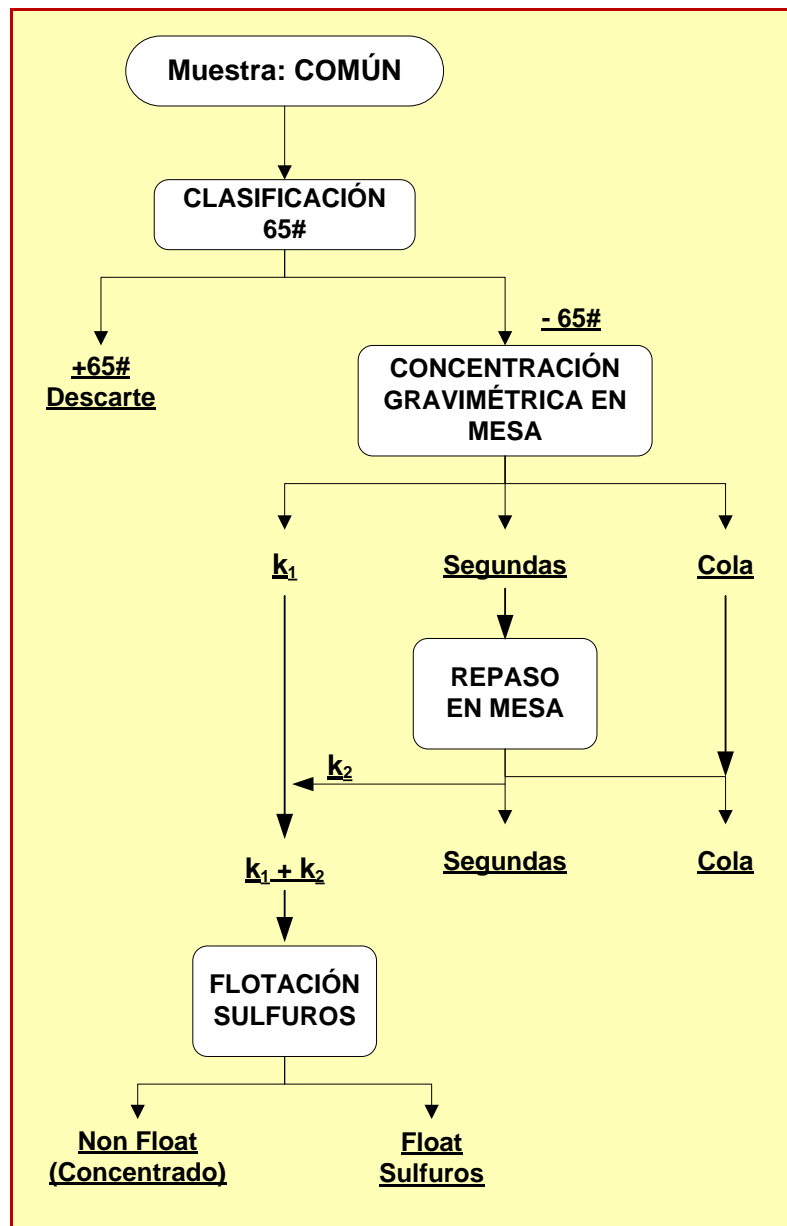


Figura 6.1 Flujoograma, concentración gravimétrica en mesa y flotación (-65#)

6.4.1.2 Balances Metalúrgicos, concentración en mesa y flotación

Tabla 6.24 Balance metalúrgico de la etapa de clasificación

Productos	% Peso Etapa	% Peso Total	Ley %Sn	%Distrib. Sn Etapa	%Distrib. Sn Total
+ 65#	46.34	46.34	0.25	42.68	42.68
- 65#	53.66	53.66	0.29	57.32	57.32
Cabeza Calculada	100.00	100.00	0.27	100.00	100.00

Fuente: Elaboración O. Hinojosa y el autor

Tabla 6.25 Balance metalúrgico de la etapa de concentración en mesa

Productos	% Peso Etapa	% Peso Total	Ley %Sn	%Distrib. Sn Etapa	%Distrib. Sn Total
Concentrado	0.09	0.05	39.58	12.28	7.04
Segundas	13.65	7.32	0.60	28.24	16.19
Colas	86.26	46.29	0.20	59.48	34.10
Cabeza Calculada	100.00	53.66	0.29	100.00	57.32

Fuente: Elaboración O. Hinojosa y el autor

Tabla 6.26 Balance metalúrgico de la etapa de Flotación de sulfuros a partir del concentrado en mesa

Productos	% Peso Etapa	% Peso Total	Ley %Sn	%Distrib. Sn Etapa	%Distrib. Sn Total
Espuma Sulfuros	20.00	0.01	2.58	1.30	0.09
Non Float (Conc.)	80.00	0.04	48.83	98.70	6.95
Cabeza Calculada	100.00	0.05	39.58	100.00	7.04

Fuente: Elaboración O. Hinojosa y el autor

6.4.2 Concentración Centrífuga y en mesa, más flotación

6.4.2.1 Flujograma del proceso

El flujograma de la prueba concentración centrífuga y en mesa, mas flotación de sulfuros, Figura 6.2

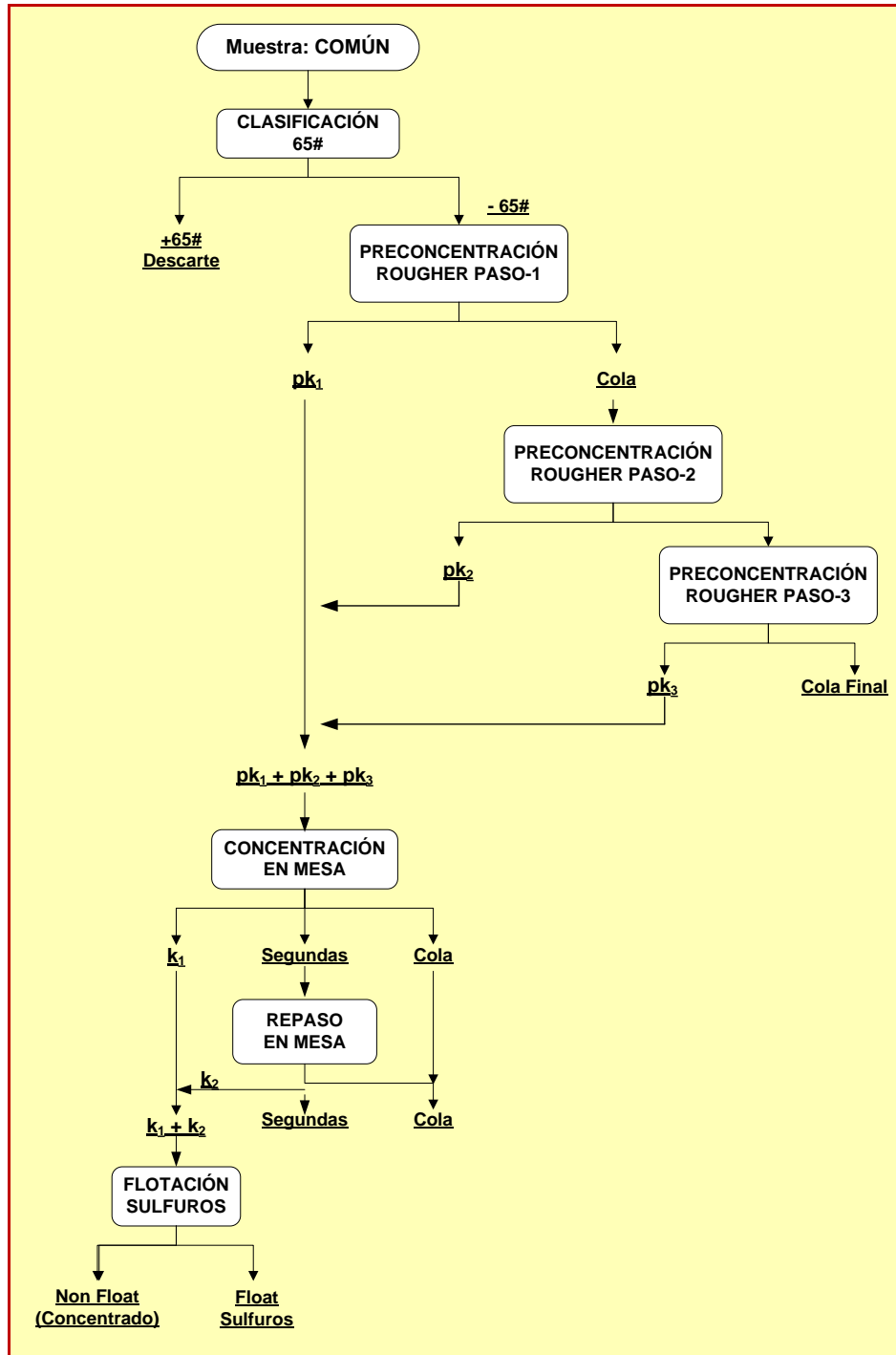


Figura 6.2 Flujograma, concentración centrífuga y en mesa, más flotación (-65#)

6.4.2.2 Balances Metalúrgicos, concentración centrífuga y en mesa, más flotación

Tabla 6.27 Balance metalúrgico de la prueba de clasificación

Productos	% Peso Etapa	% Peso Total	Ley %Sn	%Distrib. Sn Etapa	%Distrib. Sn Total
+ 65#	45.86	45.86	0.25	42.20	42.20
- 65#	54.14	54.14	0.29	57.80	57.80
Cabeza Calculada	100.00	100.00	0.27	100.00	100.00

Fuente: Elaboración O. Hinojosa y el autor

Tabla 6.28 Balance metalúrgico de la etapa de preconcentración en Falcon

Productos	% Peso Etapa	% Peso Total	Ley %Sn	%Distrib. Sn Etapa	%Distrib. Sn Total
Pre-concentrado	27.85	15.08	0.65	62.59	36.18
Cola Final	72.15	39.06	0.15	37.41	21.62
Cabeza Calculada	100.00	54.14	0.29	100.00	57.80

Fuente: Elaboración O. Hinojosa y el autor

Tabla 6.29 Balance metalúrgico de la etapa de concentración en mesa, a partir del preconcentrado

Productos	% Peso Etapa	% Peso Total	Ley %Sn	%Distrib. Sn Etapa	%Distrib. Sn Total
Concentrado	0.39	0.06	40.98	24.58	8.89
Segundas	20.42	3.08	0.85	26.70	9.66
Colas	79.19	11.94	0.40	48.72	17.63
Cabeza Calculada	100.00	15.08	0.65	100.00	36.18

Fuente: Elaboración O. Hinojosa y el autor

Tabla 6.30 Balance metalúrgico de la etapa de flotación de sulfuros a partir del concentrado en mesa

Productos	% Peso Etapa	% Peso Total	Ley %Sn	%Distrib. Sn Etapa	%Distrib. Sn Total
Espuma Sulfuros	33.32	0.02	17.72	14.41	1.28
Non Float (Conc.)	66.68	0.04	52.60	85.59	7.61
Cabeza Calculada	100.00	0.06	40.98	100.00	8.89

Fuente: Elaboración O. Hinojosa y el autor

La segunda prueba también considera la fracción -65#, y el concentrado final obtenido contiene un 52.60 % en peso de estaño y una recuperación de 7.61 % en el concentrado.

6.5 RESULTADOS DEL ANÁLISIS QUÍMICO POR ESTAÑO Y PRUEBA GEOQUÍMICA ESTÁTICA

6.5.1 Análisis Químico por Sn, productos de pruebas metalúrgicas

Tabla 6.31 Análisis químico por Estaño, informe Spectrolab 2010

Prueba Metalúrgica	Código de laboratorio	%Sn	Descripción del producto
Concentración Gravimétrica en Mesa y Flotación	766	0.25	Común, + 65#
	767	2.58	Float, o espuma
	768	48.83	Non Float
	769	0.60	Segundas (mesa)
	770	0.30	Colas (mesa)
Concentración Centrífuga y en Mesa, más Flotación	771	0.25	Común, + 65#
	772	0.65	Preconc. (P_{k1} , P_{k2} , P_{k3})
	773	0.15	Cola final de Preconc.
	774	17.72	Float, o espuma
	775	52.60	Non Float
	776	0.85	Segundas (mesa)
	777	0.40	Colas (mesa)
	778	0.30	Común, - 65#

La muestra 757, con 0.30 %Sn corresponde al COMÚN-1 para análisis químico, su resultado en la Tabla 6.32

Tabla 6.32 Análisis químico por Estaño muestra COMÚN-1, informe Spectrolab 2010

Código de laboratorio	%Sn	Descripción del producto
757	0.30	Es el Común, resultado del muestreo, homogeneizado y cuarteado, para análisis químico

6.5.2 Prueba Geoquímica Estática

También esta prueba se ha realizado en laboratorio químico a partir de la muestra COMÚN-1

Tabla 6.33 Prueba geoquímica estática muestra COMÚN, informe Spectrolab 2010

Código cliente	AP Kg CaCO ₃ /t	NP Kg CaCO ₃ /t	NNP Kg CaCO ₃ /t	DAR
COMÚN	0.25	1.24	0.99	No genera DAR

Corresponde a la zona de incertidumbre, y para un estudio más confiable se puede realizar la prueba geoquímica dinámica (PGD).

CAPÍTULO 7 ANÁLISIS ECONÓMICO-FINANCIERO Y PROPUESTA

Previo al análisis económico-financiero y la respectiva propuesta, resulta necesario desarrollar los siguientes puntos:

- Importancia de las pruebas metalúrgicas realizadas
- Importancia de investigaciones y/o trabajos previos
- Circuito de concentración propuesto

Entonces el análisis económico-financiero se realizará tomando en cuenta el proceso metalúrgico, y considerando la prueba más ventajosa.

7.1 IMPORTANCIA DE LAS PRUEBAS METALÚRGICAS

Si el fin principal es obtener utilidades económicas a partir del retratamiento de las **colas finales** recuperando casiterita, para luego disponer de manera íntegra esos montos y se destinen a la mitigación del impacto ambiental que vienen causando los residuos mencionados. En consecuencia, la importancia de las pruebas metalúrgicas realizadas a nivel laboratorio se consideran de acuerdo a dos puntos de vista, y son: el metalúrgico y el ambiental.

7.1.1 Desde el punto de vista metalúrgico

De acuerdo a los resultados obtenidos según el Capítulo 6, como son los parámetros metalúrgicos para las dos pruebas realizadas, se tienen:

- Parámetros de concentración gravimétrica en mesa y flotación
- Parámetros de concentración centrífuga y en mesa, más flotación.

Resulta importante mencionar que en ambas pruebas no se hizo ninguna operación de reducción del tamaño de partículas (molienda).

7.1.1.1 Parámetros de concentración gravimétrica en mesa y flotación

Muestra: -65# (representa un 53.66% del total, por clasificación)

Ley de cabeza: 0.29%Sn (por análisis químico) y 0.27%Sn (calculada)

Distrib. Total: 57.32% (corresponde a la fracción -65#)

Las etapas siguientes están de acuerdo a la Figura 6.1

Mesa

Se obtiene un primer concentrado (k_1) y las segundas se someten a un repaso, obteniéndose un segundo concentrado (k_2). Luego se juntan ambos, (k_1+k_2) y sus parámetros son: ley del concentrado 39.58 %Sn en peso y una recuperación en la etapa de 12.28%.

Flotación de sulfuros

El producto concentrado (k_1+k_2), se somete a flotación para separar los sulfuros y se obtiene un concentrado final, cuyos parámetros son: ley del concentrado 48.83 %Sn en peso y una recuperación total de 6.95%, sin embargo la recuperación en la etapa es 98.70%.

7.1.1.2 Parámetros de concentración centrífuga y en mesa, más flotación

Muestra: -65# (representa un 54.14% del total, por clasificación)

Ley de cabeza: 0.29%Sn (por análisis químico) y 0.27%Sn (calculada)

Distrib. Total: 57.80% (corresponde a la fracción -65#)

Las etapas siguientes están de acuerdo a la Figura 6.2

Centrífuga-Falcon

Se obtiene un primer preconcentrado (pk_1) y las colas se someten a un segundo preconcentrado, obteniéndose (pk_2) y de este último proceso se realiza un tercer preconcentrado (pk_3).

Luego se juntan los tres, ($pk_1+pk_2+pk_3$) y sus parámetros son: ley del preconcentrado 0.65 %Sn en peso y una recuperación en la etapa de 62.59%.

Mesa

Se obtiene un primer concentrado (k_1) y las segundas se someten a un repaso, obteniéndose un segundo concentrado (k_2).

Se juntan ambos, (k_1+k_2) y sus parámetros son: ley del concentrado 40.98 %Sn en peso y una recuperación en la etapa de 24.58%.

Flotación de sulfuros

El producto concentrado (k_1+k_2), se somete a flotación obteniendo un concentrado final, cuyos parámetros son: ley del concentrado 52.60 %Sn en peso y una recuperación total de 7.61%, pero la recuperación en la etapa es 85.59%.

Comentarios

A partir de los parámetros metalúrgicos obtenidos, de las dos pruebas a nivel laboratorio:

- En **la prueba concentración centrífuga y en mesa, más flotación**; se ha obtenido una ley de concentrado final de 52.60 %Sn frente a un 48.83 %Sn de la otra prueba.
- En **la prueba concentración centrífuga y en mesa, más flotación**; se ha logrado una recuperación para la etapa mesa, de 24.58% frente a un 12.28% de la otra prueba.
- Respecto a la recuperación total del Sn, también **la prueba concentración centrífuga y en mesa, más flotación** presenta un mejor índice, con 7.61% frente a 6.95%, sin embargo se puede advertir que estos parámetros de recuperación son muy bajos, lo cual se atribuye a: **Primero**; los valores obtenidos, están referidos al total de la muestra llamada COMÚN que corresponde al 100%, y en ambas pruebas por la clasificación que se hace del material a 65#, al proceso solamente entra el -65# que significa para la primera prueba el 53.66% y para la segunda el 54.14%, ambas en peso (ver el punto 6.4 Capítulo 6); **Segundo**; no se ha realizado molienda para liberar una mayor cantidad de casiterita que se halla finamente diseminada y de ese modo se tenga el chance de elevar los parámetros metalúrgicos y **Tercero**; solamente se ha realizado una prueba a nivel laboratorio en ambos casos, puesto que, para mejorar los índices metalúrgicos se acostumbra hacer más pruebas y además se deben ajustar los parámetros de operación para el tipo de mineral investigado.
- El realizar una preconcentración previo al proceso de concentración para obtener el producto comercializable, también implica otras ventajas. Por ejemplo en la presente prueba de laboratorio, la cantidad de material a tratar en mesas disminuye significativamente, en este caso a un 27.85% en peso (para la etapa). Además la recuperación en la etapa de preconcentración, es 62.59%, valor considerado aceptable.

7.1.2 Desde el punto de vista ambiental

Desde el punto de vista ambiental, la importancia de las pruebas metalúrgicas, se describen en las tres etapas que comprende el procesamiento de las colas-finales, y es de acuerdo a lo siguiente:

- **Etapa de preconcentración;** el equipo empleado es el concentrador centrífugo Falcon. Este ingenioso equipo ha sido inventado con el fin de suprimir el uso de reactivos peligrosos durante la concentración del mineral y que son contaminantes del medio ambiente, como por ejemplo el Hg y otros. También se puede destacar que no produce emisión de gases que ocasionen IA. Por otro lado elimina la necesidad de equipo de deslamado previo, por tanto el operador deberá preocuparse de realizar solo la disposición de lodos. En resumen el concentrador centrífugo Falcon está considerado dentro la categoría de los equipos llamados ecológicos.
- **Etapa de concentración;** el equipo empleado es la mesa concentradora o vibrante. De acuerdo al principio de funcionamiento que tiene, también presenta ventajas ecológicas como ser: no utiliza reactivos peligrosos, no produce emisión de gases que ocasionen IA.
- **Etapa flotación de sulfuros;** por un lado el uso de reactivos como son los colectores, depresores, etc., son considerados contaminantes del MA, y si la disposición de residuos producto de la flotación no es la adecuada, se podría ocasionar algún tipo de IA. Por otro lado, en el proceso de flotación donde se obtiene espuma (float) que contiene a los sulfuros como la pirita y la pirrotina, resulta ser una ventaja, ya que estos son minerales altamente peligrosos por ser materia prima para generar DAR, por tanto al haberse separado estos sulfuros en un menor volumen, su manejo y disposición va a resultar más fácil que cuando se encontraba en todo el RM.

En síntesis la importancia de las pruebas metalúrgicas, se resume en:

- **Desde el punto de vista metalúrgico**; la comparación de parámetros metalúrgicos sugieren la implementación de la segunda prueba, es decir la **prueba concentración centrífuga y en mesa, más flotación**.
- **Desde el punto de vista ambiental**; ambas pruebas metalúrgicas son recomendadas por practicar procesos gravimétricos, y respecto a la etapa de flotación, la misma en gran medida contribuye a un adecuado manejo de los residuos sulfurados, disminuyendo el posible IA.

7.2 IMPORTANCIA DE INVESTIGACIONES ANTERIORES

Para sustentar el **diseño del circuito de concentración** a proponer en el presente estudio, es importante y oportuno recurrir a experiencias, investigaciones y recomendaciones de trabajos anteriores, que además estén estrechamente relacionados a la temática abordada. En los siguientes tres incisos, se presentan estas investigaciones y/o experiencias.

7.2.1 Primer Simposio Internacional de Concentración del Estaño

Evento tecnológico-científico de gran envergadura, presentado por prestigiosos profesionales nacionales y extranjeros, llevado a cabo en Oruro-UTO del 11 al 15 de octubre 1966, con el auspicio y apoyo de entidades a nivel de gobierno. A continuación se citan los comentarios y datos más importantes que se dieron en esa oportunidad (Dorenfeld y Dick, 1965), y han sido extractados de forma sintética:

- Las recuperaciones del Sn están en el orden del 50% y se atribuye a la fina diseminación en la mayoría de los yacimientos bolivianos.
- El desafío para el futuro, será explotar minerales cada vez más pobres en cuanto al contenido de Sn, pero logrando elevar las recuperaciones y a la vez obtener leyes comerciales para los concentrados.
- Muchas de las pruebas se hicieron con material de -65# considerado grueso, y con una alimentación deslamada a $-6\mu\text{m}$, los resultados no fueron muy expectables. Pero de acuerdo a resultados calificados como aceptables que obtuvo COMIBOL con tamaños de partícula a -200# para pruebas de flotación; se considera que el tamaño de liberación para la casiterita corresponde a esa malla.

7.2.2 Proyecto de Grado Metalurgia-UTO

El proyecto de grado: *Estudio Técnico Económico para Tratamiento de Colas Arenas Catavi Mediante Espirales Reichert* (Velasco, 1992) es un estudio para el procesamiento de la casiterita a partir de las colas-arenas de Catavi, principalmente en la etapa de preconcentración, y a partir de los preconcentrados obtenidos, también propone circuitos de concentración. Ambas etapas por procesos gravimétricos.

Primera prueba de concentración

A partir de una muestra preconcentrada con ley 1.44 %Sn en peso y tamaño -48# se procesaron primero en mesas y luego pasó a flotación de sulfuros. Se obtuvo un concentrado de 33 %Sn en peso y recuperación del 64.12% y 99.59% para mesa y flotación, respectivamente.

Esta primera prueba permitió delinear aspectos relacionados con el grado de molienda requerido y se concluyó que: *para mejorar estos niveles será necesario moler a un tamaño más fino, de manera que se asegure una liberación adecuada.*

Segunda prueba de concentración

A partir de una muestra preconcentrada con ley 1.10%Sn y tamaño de abertura de tamiz 65#, la fracción -65# pasó a concentración en mesa y la fracción +65#, se sometió a molienda hasta obtener un tamaño 100% menor a 65#; que luego pasó también a concentración en mesas. Posteriormente, las segundas o mixtos de ambas pruebas fueron repasadas nuevamente en mesas separadamente, obteniéndose de cada una de ellas un preconcentrado y colas finales. Los preconcentrados fueron mezclados y remolidos hasta un tamaño 100% menor a 100#, y luego nuevamente a un repaso en mesas.

El común de los concentrados de mesas pasó a la etapa de flotación de sulfuros, de donde se obtuvo el non float o concentrado final. Los resultados fueron: ley del concentrado 44.67 %Sn, y una recuperación total de 72.83%.

En esta segunda prueba se demostró el mejoramiento de los índices metalúrgicos, atribuible a la remolienda a -100#.

7.2.3 Operación Planta C-4

La actual operación metalúrgica que viene realizando la Planta C-4, esta sintetizada en la Tabla 6.23 cuyos parámetros metalúrgicos más importantes son:

- *Total concentrado*: Ley del concentrado 51.21 %Sn en peso y una recuperación de 47.67%
- *Colas por diferencia*: Ley de las colas 0.28 %Sn en peso y una recuperación de 52.33%

El contenido de Sn en el concentrado de alta ley es comercializable, pero la recuperación está por debajo del 50%, esto puede mejorarse.

Por otro lado la distribución registrada en las colas es del 52.33%, valor a tomarse en cuenta, pero el contenido de estaño es bajo 0.28%Sn.

Acerca de estos parámetros registrados, el Ing. L. Sánchez⁹ opina: *el proceso gravimétrico puede mejorar, si se realiza investigación sobre el tamaño de liberación de la casiterita que viene muy fino....* Y recomienda la alternativa de la remolienda para elevar los índices.

Por tanto; para sintetizar la importancia de estas tres actividades denominadas Investigaciones Anteriores, referidas a la concentración gravimétrica de la casiterita diseminada, se constituyen en importantes aportes específicamente para el mineral de Catavi. Y como conclusión se puede afirmar que los tres estudios teórico-prácticos, convergen en la necesidad de reducir el tamaño de partícula, con el objeto de lograr la liberación si es posible completa de la casiterita y de ese modo mejorar los parámetros metalúrgicos.

Como conclusión final a partir de los puntos 7.1 y 7.2, se pueden dar las directrices del proceso metalúrgico que requiere el presente estudio y son:

- Para el tratamiento de las colas-finales, aplicar la prueba metalúrgica denominada: **Concentración Centrífuga y en Mesa, más Flotación.**
- Con el fin de liberar la casiterita diseminada **realizar la Remolienda** previo a la aplicación del proceso mencionado.

⁹ L. Sánchez, Administrador Técnico Planta C-4, Catavi-Bolivia, diciembre 2009.

7.3 CIRCUITO DE CONCENTRACIÓN PROPUESTO

La descripción del Flujograma 7.1, propuesto es la siguiente: la pulpa de colas finales se clasifica a 100#, en un tamiz vibratorio, obteniéndose dos productos: la fracción -100# va al acondicionador y pasa a preconcentración Rougher en el Falcon Paso-1, obteniéndose un pk_1 y la cola pasa a preconcentración Scavenger en el Falcon Paso-2, obteniéndose un pk_2 y la cola final. Los dos preconcentrados (pk_1+pk_2) se juntan para la siguiente etapa de concentración en mesas, y se obtiene un primer concentrado k_1 , las segundas se someten a un repaso en mesas, y se obtiene un segundo concentrado k_2 , las colas de la concentración en mesas se juntan con las colas del repaso. Finalmente estos productos (k_1+k_2), entran a la etapa de Flotación de Sulfuros, previo acondicionamiento y se obtiene el Non Float o concentrado final de SnO_2 . Las segundas del repaso en mesas deben recircular al circuito, concretamente a la etapa de Rougher Paso-1. En la clasificación de la pulpa el producto +100#, debe ser remolido en un 100% a -100#, y este producto debe incorporarse al proceso acondicionador y preconcentración Rougher Paso-1, de acuerdo al flujograma propuesto.

Datos complementarios al flujograma, para las 250 TPD

- Del análisis granulométrico se deduce que aproximadamente el 64% corresponde al tamaño +100#, entonces 160 TPD ingresaran al molino.
- De las 250 TPD que son tratadas en preconcentración Rougher y luego Scavenger; aproximadamente del 30% al 40%, es decir de 75 a 100 TPD corresponderían a (pk_1+pk_2) y que van a las mesas de concentración, para esta estimación se toma en cuenta la referencia el balance metalúrgico de las pruebas de laboratorio.
- Y el concentrado obtenido en mesas es un 0.39% de (pk_1+pk_2), lo que significa que 0.390 TPD o 390 Kg/día, pasan a la prueba de flotación de sulfuros (tomando 100 TPD de pk_1+pk_2).
- El molino de bolas será de 6'x8', según Denver Equipment.
- El número de mesas vibrantes lameras, será de 8, obtenido a partir de datos estándar y sobre la base del actual proceso de la Planta C-4.

7.3.1 Flujograma del proceso propuesto

El flujograma propuesto se muestra en la Figura 7.1

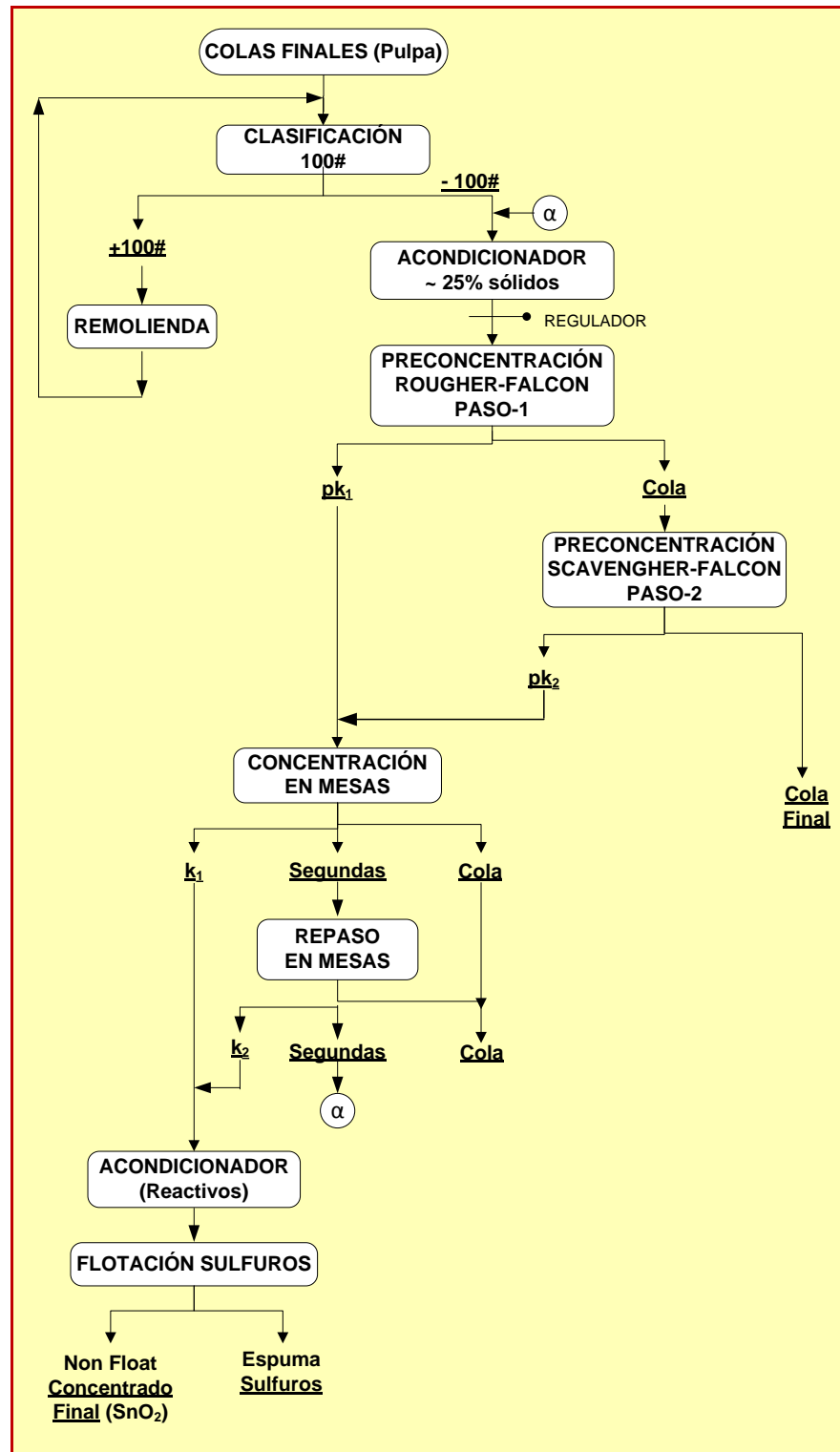


Figura 7.1 Flujograma, concentración centrífuga y en mesa, más flotación con remolienda a -100#

7.4 PROPUESTA DE LA INVESTIGACIÓN

Para que la investigación se encamine hacia la implementación de un **proyecto sostenible**, es necesario que se apliquen tecnologías adecuadas en el retratamiento de las colas finales, y también para el manejo adecuado de residuos, como una alternativa para la mitigación del IA que se presenta en la zona de estudio.

El desarrollo de la presente investigación toma en cuenta los estudios anteriores de las colas-arenas Catavi, y también las pruebas metalúrgicas efectuadas en laboratorio de las colas finales, y cuyos parámetros obtenidos deben mejorarse.

Por tanto, se considera oportuno como primera medida implementar una **planta piloto**, que trate las colas finales y permita verificar, desarrollar y mejorar índices metalúrgicos, por un lapso de dos años. Además, la planta piloto debe iniciar la construcción de un **dique de arranque**, que a la larga será el dique de colas, para posteriormente y con los mismos residuos del proceso metalúrgico, el dique se vaya formando. Estas tareas no deben interrumpir las actuales operaciones de la Planta C-4. Luego, al cabo de los dos años y una vez se confirme **la rentabilidad de la operación** y se logre mitigar el IA, se recomendará **la ampliación de las operaciones a 1200 TPD** en una primera fase para 10 años de producción.

7.5 COSTO DE INVERSIÓN ESTIMADO

Para el retratamiento del RM, el equipo y maquinaria utilizados para estimar los costos de inversión¹⁰; primeramente se identifican tres áreas de operación dentro el proyecto y son: Área de Preconcentración, Área de Concentración y Área Plan de Manejo Ambiental.

A su vez cada Área mencionada, está dividida en secciones que comprenden diferentes ítems.

El desarrollo de este apartado se dividirá en dos partes:

¹⁰ A. Dorenfeld y F. Dick, *Tratamiento del Mineral de Catavi por el Proceso Minnesota*, 1965 Los costos fueron actualizados, p. 325-342. También los siguientes sitios Web: www.iconcentrador.com, www.concentrators.net, www.ambiente.gob.ec

- Costo de Inversión Planta Piloto
- Costo de Inversión Ampliación Planta Piloto (Planta Completa).

7.5.1 Costo de Inversión Planta Piloto

La Planta Piloto tratará un total de 250 TPD, durante 2 años. Precios Free On Board (FOB), es decir el comprador paga el flete y seguro. Los costos de inversión en Planta Piloto comprenden las áreas de: preconcentración, concentración y plan de manejo ambiental. Tablas 7.1, 7.2 y 7.3

Tabla 7.1 Costos de inversión, área de preconcentración

Sección	Cantidad	Descripción	Costo Unitario \$u.s.	Costo Total \$u.s.
Clasificación	1	Tamiz vibratorio 100#, 1.20x1.30 (m)	10,000.00	10,000.00
Pre concentración	2	Concentrador Falcon SB750, 5-45 TPH	74,000.00	148,000.00
	1	Acondicionador 5' x 5'	4,000.00	4,000.00
Conminución	1	Molinos de Bolas, 6' x 8'	60,000.00	60,000.00
Bombeo del preconcentrado	2	Bomba para pulpa	5,000.00	10,000.00
		Total		232,000.00

Tabla 7.2 Costos de inversión, área de concentración

Sección	Cantidad	Descripción	Costo Unitario \$u.s.	Costo Total \$u.s.
Concentración gravimétrica	8	Mesas vibrantes, lamerar; 1.80 x 4.50m	6,000.00	48,000.00
Flotación de sulfuros	1	Celdas de Flotación DENVER unitaria de 16" x 16"	1,400.00	1,400.00
		Total		49,400.00

Tabla 7.3 Costos de inversión, área plan de manejo ambiental

Sección	Cantidad	Descripción	Costo Unitario \$u.s.	Costo Total \$u.s.
Dique de arranque	1	Construcción dique de colas.	738,991.00	738,991.00
	1	Terreno	50,000.00	50,000.00
Tratamiento de efluentes	Global	Ecurrido de colas, clarificación del agua, otros.	240,000.00	240,000.00
		Total		1'028,991.00

7.5.2 Costo de inversión Planta Completa

De acuerdo al programa de producción, se propone que la Planta Completa tratará un total de 1200 TPD, durante 8 años.

Por otro lado; para las áreas de preconcentración y concentración, los costos por ampliación se consideran en 2 veces, el costo en el plan piloto. También existe la posibilidad de reparación y acondicionamiento de algunos equipos y maquinaria, que aún cuenta la EMC. Y en el área plan de manejo ambiental, en la sección tratamiento de efluentes se considera 3 veces, principalmente por la construcción de piscinas y otros, que necesitan una elevada inversión.

En la ampliación de la planta piloto, es necesario considerar el manejo de residuos mineros, lo que requiere inversión de equipos y laboratorios. También la adquisición de equipo pesado para el área de explotación. Precios FOB.

Tabla 7.4 Costos de inversión, Planta Completa

Área	Sección	Costo Total \$u.s.
Explotación	Carguío y transporte	1'000,000.00
Preconcentración	Las cuatro secciones	464,000.00
Concentración	Las dos secciones	98,800.00
Plan de manejo ambiental	Tratamiento de efluentes	720,000.00
	Manejo de residuos	1'246,000.00

7.6 ANÁLISIS ECONÓMICO Y FINANCIERO

Comprenderá una estimación de: Costo de Inversiones (resumen), Programa de Producción, Ingresos por la venta del mineral, Cálculo de Costos, Balance de Costos, Capital de Trabajo, Flujo de Caja, Evaluación Económica-Financiera, Conclusiones del Estudio Económico-Financiero.

7.6.1 Costo de inversiones, Resumen

Los costos de inversión estimados en esta oportunidad, comprenden la adquisición de equipos y maquinaria, para las diferentes etapas del proceso, además los costos correspondientes a: fletes, aranceles aduaneros, instalaciones, repuestos, obras de construcción necesarias, etc.

Cuando el proyecto es completamente nuevo los costos de instalación y construcción necesarias se toman de 2 a 3 veces el costo del equipo y/o maquinaria; por otro lado los costos de transporte (flete) con más los aranceles e impuestos comprenden un 10% del costo del equipo.

Bajo esta información, se tomarán: un factor de 2.5 veces para los costos de inversión en los áreas de preconcentración y concentración, y un factor de 2 para el área plan de manejo ambiental que comprende esencialmente la construcción del dique de arranque en la fase plan piloto y se tomará un factor de 1.25 para la fase planta completa.

7.6.1.1 Inversión Planta Piloto

Tabla 7.5 Resumen Inversión Planta Piloto

N°	Descripción del Item	Inversión (\$u.s.)
1	Inversiones, Área de Preconcentración	580,000.00
2	Inversiones, Área de Concentración	123,500.00
3	Inversiones, Área Plan de Manejo Ambiental	2'057,982.00
	Total	2'761,482.00
4	Imprevistos, 5%	138,074.10
	Inversión Total estimada	2'899,556.10

7.6.1.2 Inversión Planta Completa

Tabla 7.6 Resumen Inversión Planta Completa

N°	Descripción del Item	Inversión (\$u.s.)
1	Inversiones, Área Explotación, equipo pesado	1'100,000.00
2	Inversiones, Área de Preconcentración	1'160,000.00
3	Inversiones, Área de Concentración	247,000.00
4	Inversiones, Área Plan de Manejo Ambiental	2'457,500.00
	Total	4'964,500.00
5	Imprevistos, 5%	248,225.00
	Inversión Total estimada	5'212,725.00

TOTAL COSTO DE INVERSIÓN = \$u.s. 8'112,281.10

7.6.2 Programa de Producción

Las reservas colas-arenas son: 19'492,000 t, con ley del 0.29% Tabla 1.1. Pero el tonelaje ha disminuido aproximadamente 1'500,000 t, lo que daría un total de 17'992,000 t. En el presente estudio se programa para 10 años, lo cual puede ser considerado una vez se mejoren los parámetros metalúrgicos en los dos primeros años. También debe considerarse la cotización del estaño.

Reservas de mineral:	17'992,000 ton (se tiene previsto explotar; 3'030,000.00 t.)
Ley media:	0.29 %Sn en peso
Días trabajados/año:	300
Recuperación preconcentración:	62.59 % (obtenido)
Recuperación concentración:	60.00 % (asumido)
Recuperación total:	38.00 %

Tabla 7.7 Parámetros metalúrgicos del proyecto

Parámetro Metalúrgico	Planta Piloto	Planta Completa
Toneladas tratadas por año (TPA)	75,000.00	360,000.00
Ley de alimentación (%Sn)	0.29	0.30(*)
Recuperación total (%)	38.00	38.00
Ley del concentrado (%Sn)	52.60	55.00

(*) Inclusive la planta C-4 registra leyes de cabeza mayores a 0.50 %Sn

Tabla 7.8 Programa de producción, para 10 años

Periodo	Alimentación		Concentrados y Finos		Lb. Finas Sn
	TMS	TMF	TMS	TMF	
1° Año	75,000.00	217.50	157.13	82.65	182,211.84
2° Año	75,000.00	217.50	157.13	82.65	182,211.84
3° Año	360,000.00	1,080.00	746.18	410.40	904,776.05
4° Año	360,000.00	1,080.00	746.18	410.40	904,776.05
5° Año	360,000.00	1,080.00	746.18	410.40	904,776.05
6° Año	360,000.00	1,080.00	746.18	410.40	904,776.05
7° Año	360,000.00	1,080.00	746.18	410.40	904,776.05
8° Año	360,000.00	1,080.00	746.18	410.40	904,776.05
9° Año	360,000.00	1,080.00	746.18	410.40	904,776.05
10° Año	360,000.00	1,080.00	746.18	410.40	904,776.05
TOTAL	3'030,000.00	9,075.00	6,283.71	3,448.50	7'602,632.07

7.6.3 Ingresos por Venta de Minerales

El Ingreso Neto de la operación minera, es función de los siguientes factores: libras finas de estaño contenido en los concentrados, la cotización en el mercado de metales y los costos de fundición y comercialización del concentrado de estaño.

La cotización, se estimará con la media ponderada de los tres últimos años:

- Año 2008¹¹; 9.13 \$u.s./Lb-Sn
- Año 2009¹²; 6.12 \$u.s./Lb-Sn
- Año 2010²⁰; 10.00 \$u.s./Lb-Sn (no oficial)

Tabla 7.9 Ingreso por la venta de estaño

Factor	Valor del factor	Ingreso Bruto	Ingreso Neto
COTIZACIÓN (\$u.s./Lb-fina de Estaño)	8.03	Es el producto de las libras finas por la cotización: \$u.s.61'049,135.52	Es la diferencia entre el ingreso bruto con el costo de fundición y comercialización: <u>\$u.s.54'275,190.35</u>
Lb. Finas (Sn)	7'602,632.07		
Costo Unitario por Fundición y Comercialización (\$u.s./Lb-fina)	0.891		

¹¹ Metal Bulletin-LME, 2009

¹² Periódico La Patria, Perspectiva Minera; datos promedio de cada gestión.

7.6.4 Costos Financieros

El financiamiento debe obtenerse mediante crédito, con un interés anual del 11%, a pagarse en un plazo de 7 años y un año de gracia.

En la parte de anexos, se presenta el cálculo de los costos financieros en detalle. El resumen se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 7.10 Resumen costos financieros

Año	Monto a cancelar (\$u.s.)
0	892,350.92
1	1'917,553.13
2	1'917,553.13
3	1'917,553.13
4	1'917,553.13
5	1'917,553.13
6	1'917,553.13
Total	<u>12'397.669.70</u>

7.6.5 Costos de Operación

En anexos, se adjunta el detalle de los cálculos de costos de operación, el resumen en las Tablas 7.11 y 7.12

7.6.5.1 Costos de operación y servicios auxiliares, planta piloto

Duración 24 meses (2 años); 150,000.00 toneladas

Tabla 7.11 Costos operación y servicios auxiliares, planta piloto

Descripción	Costo Total \$u.s.	Costo Unitario \$u.s./t
Costo de Operación	2'123,280.00	14.1552
Costo de Servicios Auxiliares	460,776.00	3.07184
TOTAL	2'584,056.00	17.22704

7.6.5.2 Costos de operación y servicios auxiliares, planta completa

Duración 96 meses (8 años); 2'880,000.00 toneladas

Tabla 7.12 Costos operación y servicios auxiliares, planta completa

Descripción	Costo Total \$u.s.	Costo Unitario \$u.s./t
Costo de Operación	15'602,400.00	5.4175
Costo de Servicios Auxiliares	2'808,000.00	0.975
TOTAL	18'410,400.00	6.3925

TOTAL COSTO DE OPERACIÓN Y SERVICIOS AUXILIARES	\$u.s. 20'994,456.00
--------------------------------------------------------	-----------------------------

7.6.6 Balance de Costos

El balance de costos, comprende la diferencia entre ingresos y egresos, para 10 años de duración del proyecto. La Tabla 7.13, muestra el balance.

Tabla 7.13 Balance de costos, ingresos y egresos

Item	Monto Total \$u.s.	\$u.s./Ton.trat.
INGRESOS NETOS		
Por venta de minerales	54'275,190.35	17.9126
EGRESOS		
Costos de Operación	20'994,456.00	6.9289
Pago Deuda	12'397,669.70	4.0916
UTILIDAD =	20'883,064.65	6.8921

7.6.7 Capital de Trabajo

Se requiere de un capital de trabajo (Tabla 7.14) para el inicio de las actividades, es decir para cubrir costos financieros del año 0 y también los costos de operación.

Tabla 7.14 Capital de trabajo requerido

Descripción	Capital requerido \$u.s.
Intereses del año 0	892,350.92
Costo de Operación (primer año)	1'292,028.00
TOTAL REQUERIDO	2'184,378.92

7.6.8 Flujo de Caja

El cálculo del flujo de caja se presenta en anexos. A partir del tercer año el proyecto empieza a percibir ingresos bastante significativos, considerando que los dos primeros años corresponde a la fase piloto, por tanto el movimiento del flujo de caja es positivo, y asciende a un monto de \$u.s. 20'883,064.70.

7.6.9 Flujo Neto de Caja

Para el cálculo del flujo neto de caja o flujo neto de fondos, se considera que la inversión referida a los equipos y maquinaria para la operación del proyecto, al cabo de los 10 años de vida del mismo, tendrá un valor residual igual a cero (0). En anexos se presenta el detalle de la Tabla 7.15

Tabla 7.15 Flujo neto de caja, tasa de actualización del 15%

Año	Flujo Neto de Caja (\$u.s.)	Tasa de Actualización (15%)	Flujo Neto de Caja Actualizado (\$u.s.)
0	-8'112,281.10	1.000	-8'112,281.10
1	8,782.33	0.870	7640.63
2	8,782.33	0.756	6639.44
3	4'157,896.22	0.658	2735895.71
4	4'157,896.22	0.572	2378316.64
5	4'157,896.22	0.497	2066474.42
6	4'157,896.22	0.432	1796211.17
7	4'157,896.22	0.376	1563368.98
8	4'157,896.22	0.327	1359632.06
9	4'157,896.22	0.284	1180842.53
10	4'157,896.22	0.247	1027000.37
	25'168,453.32	VAN =	6'009,740.84

Se puede apreciar que el saldo acumulado para la vida del proyecto es positivo e igual a \$us. 25'168,453.32, y el periodo de recuperación del capital es de 4 años.

7.6.10 Evaluación Económica y Financiera

Para la evaluación económica y financiera del presente estudio, se determinarán los índices económico-financieros, con una tasa de actualización del 15%.

7.6.10.1 Valor Actual Neto

Se representa como VAN o también como VANF (valor actual neto financiero Tabla 7.15), el $VAN > 0$, siempre y el valor obtenido es:

$$VAN = \$us. 6'009,740.84$$

7.6.10.2 Tasa Interna de Retorno

Se representa como TIR o también como TIRF (tasa interna de retorno financiero) y obtenido por método gráfico asumiendo una relación lineal entre el VAN y la Tasa de Actualización. La $TIR >$ tasa de interés vigente, el valor obtenido es:

$$TIR = 27.40 \%$$

7.6.10.3 Relación Beneficio/Costo

Para su estimación se consideran los siguientes parámetros: Ingreso neto por venta de minerales, Costo de operación más servicios auxiliares y el pago de la deuda. La relación $B/C > 1$, y el valor obtenido es:

$$B/C = 1.78$$

7.6.10.4 Periodo Recuperación del Capital

El monto del capital invertido se recupera al cabo de 4 años, sin embargo debe tomarse en cuenta que los 2 primeros años es destinado en gran medida al perfeccionamiento del proceso metalúrgico y el plan de mitigación ambiental, sin embargo en este periodo ya se produce concentrados para su venta.

7.6.11 Conclusión del Análisis Económico y Financiero

Respecto a la Evaluación Económica y Financiera, y los indicadores económicos obtenidos hacen que el proyecto en una primera instancia, sea considerado para una inversión futura. La excelente cotización registrada para el Sn, es considerada como un parámetro casi decisivo.

7.6.12 Comparación de Ingresos Económicos, por venta de estaño

A continuación se efectuará la comparación de los ingresos económicos en \$u.s. por mes de la Planta C-4 actualmente, con los resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas a nivel laboratorio.

Datos Planta C-4

250 TPD; Ley de cabeza = 0.53 %Sn; Recuperación = 47.67%

Lb-finas (Sn) = 34,812.25 (por mes)

Tabla 7.16 Ingreso actual por venta de estaño, Planta C-4

Factor	Valor del Factor	Ingreso Bruto	Ingreso Neto
COTIZACIÓN (\$u.s./Lb-fina)	8.03	Es el producto de las lb-finas por la cotización. \$u.s. 279,542.37	Es la diferencia entre el ingreso bruto con el costo por fundición y comercialización. \$u.s. <u>248,524.65</u>
Lb-finas (Sn)	34,812.25		
Costo Unitario por Fundición y Comercialización (\$u.s./lb-fina)	0.891		

Datos de las pruebas metalúrgicas en laboratorio

250 TPD; Ley de cabeza = 0.29 %Sn; Recuperación = 7.61%

Lb-finas (Sn) = 3,040.83 (por mes)

Tabla 7.17 Ingreso por venta de Sn, a partir de pruebas de Laboratorio

Factor	Valor del Factor	Ingreso Bruto	Ingreso Neto
COTIZACIÓN (\$u.s./Lb-fina)	8.03	Es el producto de las lb-finas por la cotización. \$u.s. 24,417.86	Es la diferencia entre el ingreso bruto con el costo por fundición y comercialización. \$u.s. <u>21,708.49</u>
Lb-finas (Sn)	3,040.83		
Costo Unitario por Fundición y Comercialización (\$u.s./lb-fina)	0.891		

Se puede ver que con los resultados de las pruebas de laboratorio, ya se podría mejorar la recuperación en la Planta C-4; de 47.67% a 52.00%, es decir, 4.33% más de estaño recuperado. Esta cifra se ha determinado a partir del ingreso neto de \$u.s. 21,708.49.

Se presume que los resultados de la Planta Piloto, serán superiores a los arrojados a partir de las pruebas a nivel laboratorio. En el punto 7.1.1.2 en comentarios, se realiza un análisis aclaratorio sobre la recuperación obtenida de 7.61%.

CAPÍTULO 8 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

8.1 CONCLUSIONES

- Los objetivos planteados en un principio; puntos 2.2 y 2.3, a través del presente estudio considerando los alcances previstos, se puede afirmar que han sido logrados de manera satisfactoria.
- La iniciativa planteada para la implementación inmediata de un dique de colas en la fase Planta Piloto, busca la mitigación del IA que ocasiona la Planta C-4 y de ese modo, se pretende resolver una de las principales problemáticas dentro la Ingeniería Ambiental Minera, es decir el manejo y disposición final de los residuos de las plantas de tratamiento.
- La investigación ha permitido confirmar la presencia de los siguientes metales pesados en las **colas finales**: Hg, As, Sb y Pb. También mediante pruebas geoquímicas estáticas en Laboratorio, se ha obtenido un NNP = 0.99 Kg CaCO₃/t y de acuerdo a las Tablas 3.15 y 3.16, corresponde a **incertidumbre** y el RM **no genera DAR**.
- La aplicación del proceso metalúrgico, denominado: concentración centrífuga, en mesa y flotación de sulfuros, dentro las operaciones metalúrgicas están catalogadas como procesos con bajos índices de impacto al medio ambiente.
- Los índices metalúrgicos obtenidos, en las pruebas de laboratorio para la fracción -65#, son: recuperación de 62.59% y ley de 0.65 %Sn en la etapa de preconcentración; y en la etapa de concentración en mesa, se tiene una recuperación del 24.58 %Sn y ley de 40.98 %Sn. Finalmente, este último producto, pasa a la etapa de flotación de sulfuros y se recupera un 85.59 %Sn y se eleva la ley a 52.60 %Sn. El proyecto exige mejorar estos índices, durante la fase Planta Piloto.
- La remolienda a -100#, es un punto importante para mejorar la recuperación en las etapas de: preconcentración en centrifugador Falcon, concentración mesas y flotación de sulfuros.

- Para el mejoramiento de los índices metalúrgicos, se contará con profesionales metalurgistas que estarán a cargo, y por otro lado también con los medios necesarios. No es posible pensar en la ejecución de un proyecto que busca su sostenibilidad, sin el concurso de personal técnico y demás trabajadores de acuerdo al programa operativo.
- El análisis económico-financiero del estudio ha reportado los siguientes índices:

Indicador Económico-Financiero	Valor Estimado
Valor Actual Neto (VAN)	\$us. 6'009,740.84
Tasa Interna de Retorno (TIR)	27.40%
Relación Beneficio/Costo (B/C)	1.78
Periodo Recuperación Capital (PR)	4 años

Los indicadores económico-financieros, demuestran la factibilidad del proyecto; además durante la vida del proyecto, se lograría una utilidad de \$u.s. 20'883,064.65.

- De acuerdo al punto 7.6.12, donde se realiza una comparación de Ingresos Económicos mensuales por la venta de estaño.

Actividad	Lb-finas Sn	Costo Unitario de Fundición y Comercialización (\$u.s./Lb-fina)	COTIZACIÓN Sn (\$u.s./Lb-fina)	Ingreso Neto (\$u.s./mes)
Operación Planta C-4	34,812.25	0.891	8.03	248,524.65
Prueba Metalúrgica en Laboratorio	3,040.83	0.891	8.03	21,708.49

El monto de \$u.s. 21,708.49 por mes significa el ingreso neto adicional, que es posible al retratar las **colas finales**. Sin embargo se debe tomar en cuenta que este valor corresponde a una recuperación muy baja de 7.61% obtenido en el laboratorio (ver comentario del punto 7.1.1.2) y con esas consideraciones concretas el proyecto propone mejorar este índice.

- De manera general se puede indicar que el estudio corresponde a la línea de investigación, denominada **tecnologías limpias**

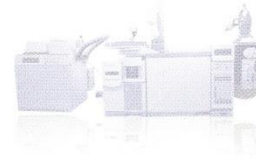
8.2 RECOMENDACIONES

- Encaminar el presente estudio hacia la implementación de un **proyecto sustentable**, con la aplicación de las tecnologías presentadas para el retratamiento de las colas finales y el manejo ambiental según normas vigentes, como una alternativa para la mitigación del IA.
- Realizar el manejo y disposición separada de los residuos mineros sulfurosos obtenidos en la etapa de flotación, con el fin de abaratar los costos de remediación, y tomar en cuenta las siguientes técnicas: recubrimiento acuoso (inundación del residuo), disposición en celdas herméticas (tumbas), recubrimiento del tipo consumo de O₂, etc.
- Estudiar la posibilidad de efectuar pruebas geoquímicas dinámicas.
- Durante la etapa de mejoramiento de los índices metalúrgicos, se debe tomar especial atención a la operación de remolienda; se sugiere para tamaños de -65#, -100# y -150# Tyler.
- Estudiar y profundizar alternativas de retratamiento de colas, para su aprovechamiento con fines ambientales y socio-económicos. Dentro esta recomendación se pueden mencionar a los procesos biomineros, como por ejemplo la Biolixiviación y/o Biooxidación cuyo conocimiento, en un futuro podría aportar al presente estudio.
- Tomar en cuenta que las técnicas para la separación de materiales, como es la tecnología mineral aplicada en este caso a minerales finamente diseminados debe buscar dos objetivos: primero; obtener el mineral valioso que sea comercializable y segundo; lograr separar los materiales químicamente inestables de los inertes para facilitar la gestión de sus residuos.

BIBLIOGRAFÍA

1. BRASCO S.R.L., *Inventariación y caracterización de los recursos naturales en las tierras comunitarias de origen ayllu Sikuya, Municipio Llallagua, provincia Bustillos departamento de Potosí, Potosí-Bolivia, 2007.*
2. Caballero, C.G.S., <http://www.losminerales.com/sulfuros.phtm>, 2003
3. Calani, Franz. *Módulo investigación en la psicopedagogía de la educación superior*, Maestría en la Educación Superior, Llallagua, 2002.
4. COMIBOL, *Plan de reactivación Empresa Minera Catavi*, COMIBOL, La Paz, CEPROMIN, 1987.
5. Decreto Supremo N° 24176, *Reglamento a la ley del Medio Ambiente*, La Paz-Bolivia, 1995.
6. Decreto Supremo N° 24782, *Reglamento Ambiental para las Actividades Mineras*, La Paz-Bolivia, 1997.
7. Denver Equipment Company, Estados Unidos, 1947.
8. Dirección Postgrado e Investigación Científica UTO, *Propuesta técnica, socioeconómica y ambiental de tratamiento de sedimentos de ríos contaminados como alternativa de remediación ambiental y desarrollo económico local*, Oruro-Bolivia, 2008.
9. Dorenfeld A. y Dick F., *Tratamiento del mineral de Catavi por el proceso Minnesota*, Oruro-Bolivia, UTO, 1965 p.p. 308-310.
10. Hernández R., C. Fernández y P. Baptista, *Metodología de la investigación*, Colombia, Ed. Nomos S.A. ISBN 970-10-1899-0. Segunda edición, 1999.
11. Hinojosa, Octavio. *Tecnología mineral y su control ambiental*, Sucre-Bolivia, Postgrado MIMAM UTO-UASB, 2008.
12. Honorable Gobierno Municipal de Llallagua, *Diagnóstico plan de desarrollo municipal de Llallagua 2008-2012*, Llallagua, 2007.
13. Jacinto N., *Disposición final de residuos mineros*, Sucre-Bolivia, Postgrado MIMAM UTO-UASB, 2008.
14. Ley N° 1333, *Ley del Medio Ambiente*, La Paz-Bolivia, UPS Editorial s.r.l., 1992.

15. Medinaceli R., *Estadística básica aplicada a estimación de recursos*, Oruro, UTO Carrera Minas, 1988.
16. MEDMIN, 1996-2000; *Informes técnicos internos de MEDMIN*, La Paz.
17. Munier N., *Preparación técnica, evaluación económica y presentación de proyectos*, Buenos Aires-Argentina, Ed. Astrea, 1979.
18. REFORMIN, *Cobertura de efecto SDR en las condiciones climatológicas semiáridas del altiplano boliviano*, Agencia Canadiense de Desarrollo Internacional, Reforma de la Minería en Bolivia, Oruro-Bolivia, 2000.
19. Rivas S. y F. Ahlfeld. *Los minerales de Bolivia y sus parajes*, La Paz-Bolivia, 2009.
20. Salas A., *Evaluación de impactos ambientales en la industria minera*, Sucre-Bolivia, Postgrado MIMAM UTO-UASB, 2008.
21. Schneider-Scherbina, A., *Nuevos planteamientos acerca de las reservas de la mina de Llallagua-Catavi*, La Paz, COMIBOL, 1962
22. SEPRO SYSTEMS INC. Las páginas Web: www.concentrators.net , www.seprosystems.com , www.iconcentrator.com , Canadá, 2009.
23. Taggart A.F. *Elementos de preparación de minerales*, Ed. Interciencia, 1966.
24. UTO-FNI, COMIBOL. *Primer simposio internacional de concentración del Estaño*, Oruro-Bolivia, Ed. Universidad Técnica de Oruro, 1966.
25. Velasco M., *Estudio técnico económico para tratamiento de colas arenas Catavi, mediante espirales Reichert*, Oruro-Bolivia, Proyecto de grado, 1992.
26. Zamora G., *Formación, predicción y tratamiento de drenajes ácidos de mina*, Sucre-Bolivia, Postgrado MIMAM UTO-UASB, 2007.
27. Zamora G., *Taller de tesis, maestría en ingeniería ambiental minera*, Sucre-Bolivia, Postgrado MIMAM UTO-UASB, 2008.



INFORME DE ENSAYO

Nº.: 24795

NOMBRE DEL CLIENTE Sr. Ruben N. Zambrana Martinez
DIRECCIÓN DEL CLIENTE Calle Potosí y Ballivian
CARACTERISTICAS Mineral
PROCEDENCIA **
RESPONSABLE MUESTREO ** **FECHA DE MUESTREO** **
FECHA RECEPCION: 2010-02-22 **FECHA DE ENSAYO** 2010-02-24
PAGINA 1/2 **FECHA DE ENTREGA** 2010-02-24

RESULTADOS:

Código Cliente	Código Laboratorio	Parámetro Código Norma Unidades L.C.	Estaño Sn SOP2-Sn-01 ⁽¹⁾ [%] 0,10
#1	757		0,30
#2	758		0,25
#3	759		0,25
#4	760		0,25
#5	761		0,20
#6	762		0,25
#7	763		0,25
#8	764		0,40
#9	765		0,45
#10	766		0,25
#11	767		2,58

REFERENCIAS: ** Responsabilidad del Cliente

L.C. Límite de Cuantificación

⁽¹⁾ Desarrollada en base a NB 352:1980

El procedimiento de preparación y muestreo del objeto de ensayo se realizó de acuerdo al SOP1-PREPARACIÓN-01, pulverizado a -200#.



T.S. Rosmery Torrez Y.
Supervisor

Ing. Jenny A. Espinoza Z.
Jefe de Laboratorio

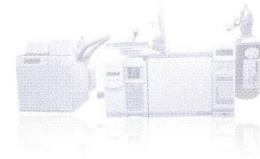
Ing. Juan Carlos Montaña S.
Resp. Control de Calidad

- Las firmas de los responsables de este trabajo confirman que los resultados finales reflejan verdaderamente los datos originales. Los resultados se refieren únicamente a las muestras ensayadas.
- El Informe de Ensayo es válido solo si presenta sello seco.
- En caso de que el laboratorio no efectuó el muestreo, no es responsable para la representabilidad, ni la preservación de las muestras.
- Las muestras serán almacenadas por un lapso no mayor a 3 meses en un depósito del laboratorio (en relación a la estabilidad).
- Prohibida la reproducción total o parcial de este documento sin previa autorización escrita del laboratorio.

Dirección: Ciudadela Universitaria
Zona Sud: Final Av. Dehene, Bloque Metalurgia
Casilla 252

e-mail: spectrolab@coteor.net.bo
Página Web: http://www.uto.edu.bo/servicios/spectrolab.html
Oruro - Bolivia

Tel/Fax.: (591-2) 5260008
Telfs.: 5262983
5264666



INFORME DE ENSAYO

N°.: 24795

NOMBRE DEL CLIENTE Sr. Ruben N. Zambrana Martinez
DIRECCIÓN DEL CLIENTE Calle Potosí y Ballivian
CARACTERISTICAS Mineral
PROCEDENCIA **
RESPONSABLE MUESTREO ** **FECHA DE MUESTREO** **
FECHA RECEPCION: 2010-02-22 **FECHA DE ENSAYO** 2010-02-24
PAGINA 2/2 **FECHA DE ENTREGA** 2010-02-24

RESULTADOS:

Código Cliente	Código Laboratorio	Parámetro	Estaño
		Código Norma Unidades L.C.	Sn SOP2-Sn-01 ⁽¹⁾ [%] 0,10
#12	768		48,83
#13	769		0,60
#14	770		0,30
#15	771		0,25
#16	772		0,65
#17	773		0,15
#18	774		17,72
#19	775		52,60
#20	776		0,85
#21	777		0,40
#22	778		0,30

REFERENCIAS:


** Responsabilidad del Cliente


L.C. Límite de Cuantificación

⁽¹⁾ Desarrollada en base a NB 352:1980

El procedimiento de preparación y muestreo del objeto de ensayo se realizó de acuerdo al SOP1-PREPARACIÓN-01, pulverizado a -200#.




 T.S. Rosmery Torrez Y.
 Supervisor


 Ing. Jeimy A. Espinoza Z.
 Jefe de Laboratorio


 Ing. Juan Carlos Montaña S.
 Resp. Control de Calidad

- Las firmas de los responsables de este trabajo confirman que los resultados finales reflejan verdaderamente los datos originales. Los resultados se refieren únicamente a las muestras ensayadas.
- El Informe de Ensayo es válido solo si presenta sello seco.
- En caso de que el laboratorio no efectuó el muestreo, no es responsable para la representabilidad, ni la preservación de las muestras.
- Las muestras serán almacenadas por un lapso no mayor a 3 meses en un depósito del laboratorio (en relación a la estabilidad).
- Prohibida la reproducción total o parcial de este documento sin previa autorización escrita del laboratorio.

Dirección: Ciudadela Universitaria
 Zona Sud: Final Av. Dehene, Bloque Metalurgia
 Casilla 252

e-mail: spectrolab@coteor.net.bo
 Página Web: <http://www.uto.edu.bo/servicios/spectrolab.html>
 Oruro - Bolivia

Tel/Fax.: (591-2) 5260008
 Telfs.: 5262983
 5264666

<i>NOMBRE DEL CLIENTE</i>		Ing. Rúben N. Zambrana Martinez					N°.: 25230	
<i>DIRECCIÓN DEL CLIENTE</i>		Calle Potosí entre Balliviam						
<i>PROCEDENCIA</i>		**						
<i>CARACTERISTICAS</i>		Colas Finales						
<i>RESPONSABLE MUESTREO</i>		**			<i>FECHA DE MUESTREO</i>		**	
<i>FECHA RECEPCION:</i>		2010-05-28			<i>FECHA DE ENSAYO</i>		Según detalle	
<i>PAGINA</i>		1/2			<i>FECHA DE ENTREGA</i>		2010-06-15	
RESULTADOS:								
			Código Cliente			COMÚN		
			Código Laboratorio			2510		
Parámetros		Unidades	Fecha de Ensayo	Norma / Método	L.D.			
Antimonio	Sb	[%]	2010-06-14	AAS	0.03	0.03		
Arsenico	As	[%]	2010-06-11	Volumetría	0.01	0.07		
Cadmio	Cd	[%]	2010-06-14	AAS	0.01	<0,01		
Mercurio	Hg	[mg/kg]	2010-06-04	EPA 7471 A	0.002	0.090		
Plomo	Pb	[%]	2010-06-15	AAS	0.01	0.01		

REFERENCIAS								
** Responsabilidad del Cliente								
LD/ ppm = Límite de determinación en partes por millón .								
Valor con símbolo "<" implica por debajo del límite de determinación.								
El procedimiento de preparación y muestreo del objeto de ensayo se realizó de acuerdo al SOP1-PREPARACIÓN-01, pulverizado a -200#.								
T.S. Rosmery Torrez Y. Supervisor			Ing. Jenny A.Espinoza Z Jefe de Laboratorio			Ing. Juan Carlos Montaña S. Resp. Control de Calidad		

<i>NOMBRE DEL CLIENTE</i>	Ing. Rúben N. Zambrana Martinez						
<i>DIRECCIÓN DEL CLIENTE</i>	Calle Potosí entre Balliviam						
<i>PROCEDENCIA</i>	**						
<i>CARACTERISTICAS</i>	Colas Finales						
<i>RESPONSABLE MUESTREO</i>	**			<i>FECHA DE MUESTREO</i>		**	
<i>FECHA RECEPCION</i>	2010-05-28			<i>FECHA DE ENSAYO</i>		Según detalle	
<i>PAGINA</i>	2/2			<i>FECHA DE ENTREGA</i>		2010-06-15	
<hr/>							
RESULTADOS:			Parámetro	PA	PN	PNN	DAR
			Unidades	[kg CaCO₃/Tn]	[kg CaCO₃/Tn]	[kg CaCO₃/Tn]	
	Código Cliente	Código Laboratorio					
	COMÚN	2510		0.25	1.24	0.99	No Genera DAR
<hr/>							
REFERENCIAS							
	ANP = potencial de neutralización de ácido (acid neutralization potential) = PN						
	PA = Potencial de generación ácido						
	PN = ANP Potencial de neutralización						
	PNN = ABP = ANP = Potencial de neutralización neta (Acid - Base Potential)						
	Ensayo del potencial de Neutralización realizado por el método SOBEK						
	El procedimiento de preparación y muestreo del objeto de ensayo se realizó de acuerdo al SOP1-PREPARACIÓN-01, pulverizado a -200#.						
	T.S. Rosmery Torrez Y.		Ing. Jenny A. Espinoza Z.		Ing. Juan Carlos Montaña S.		
	Supervisor		Jefe de Laboratorio		Resp. Control de Calidad		

UNIVERSIDAD NACIONAL "SIGLO XX"
CARRERA DE INGENIERIA AGRONÓMICA
LABORATORIO DE SUELOS Y BROMATOLOGÍA
 Lallagua – Potosí
BOLIVIA

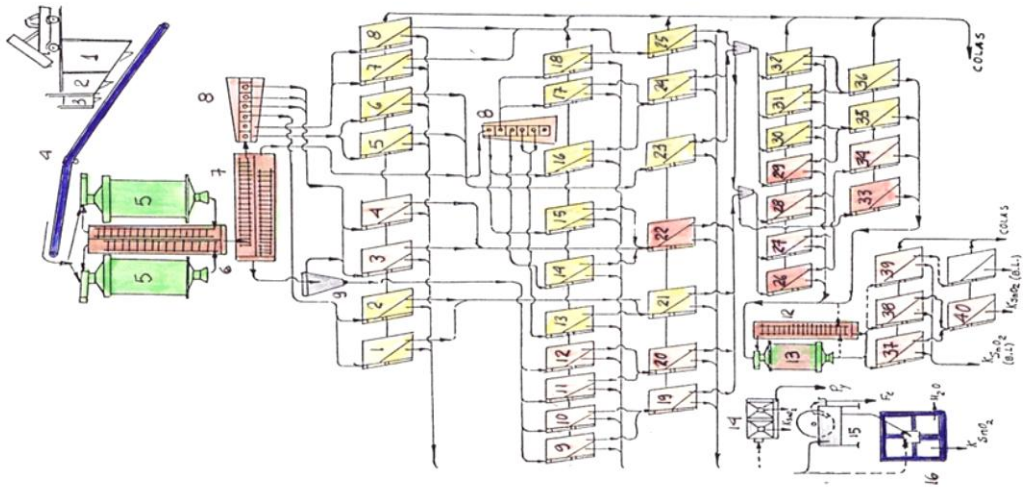
ANÁLISIS FÍSICO - QUÍMICO DE SUELOS

Nº	ANÁLISIS	MÉTODO	UNID.	MUESTRAS	
				Común	1
1	TEXTURA*	Densimetría Bouyoucos	Textura	Común	1
2	Densidad Aparente (Da)	Probeta	Gir/cm ³	Francos arenoso	-----
3	Densidad de partículas (Dp)	Pienómetro	Gir/cm ³	2.75	
4	Porosidad (P)	Relación Da y Dp	%	41.45	
5	Capacidad de Campo (cc)	Aprox. Por textura	%	-----	
6	Punto Marchites Permanente (pmp)	Aprox. Por textura	%	-----	
7	PH	Pasta 1: 2.5	Ph	6.5	
8	Conductividad Eléctrica	Pasta 1: 2.5	mmhos/cm	18 (X10)	

* VALORES DE TEXTURA POR COMPONENTES

MUESTRAS	% ARENA (A)	% LIMO (L)	% ARCILLA (Y)
Común - 1	69.80	18.92	11.28

Lallagua, 01 de julio de 2010



No. CANT.	D E S C R I P C I O N	HP TOTAL
1	BIZON DE FINOS, CAP. 280 TONS. PARRILLA 2'	--
2	BIZON AUXILIAR, CAP. 200 TONS. PARRILLA 2'	--
3	BIZON DE FINOS, SEC. TRITURACION, CAP. 80 TONS	--
4	CORREA TRANSPORTADORA, 2100'X10"TS, 22PLV.	7.5
5	MOLINO A BOLAS SK10, 246PKL, F=85-40%	250
6	CLASIFICADOR A PASTRILLOS DUPLEX SK18	7.5
7	CLASIFICADOR A PASTRILLOS DUPLEX SK18	7.5
8	CLASIFICADOR HIDRAULICO CONCENCO 6SPT.	--
9	CONO ESPESADOR 5' DIAM.	--
10	MESAS DEISTER ARENERAS No. 6	44
11	MESAS DEISTER LAMERAS No. 6	38
12	CLASIFICADOR AKINS 2'4" x 1'5" SIMPLEX	5
13	MOLINO A BOLAS 3X4	15
14	CSLDAS FLOTACION DENVER SUB-A No. 18	10
15	SEPARADOR MAGNETICO HUMEDO	5
16	C-CAJONES DECENTRACION CONCENTRADOS	--
T O T A L		389.5

COOPERATIVA MULTIATIVA CATAVI-SIGLO XX LTDA.
 FLUJOGRAMA PLANTA C-4 TRATAMIENTO MINERAL Sr.
 CAPACIDAD: 250 TONS. CATAVI 1994



Equipo centrífugo Falcon SB-750
Capacidad: 5-45 TPH

Re:

lunes, diciembre 13, 2010, 9:25 am

De:

"Concentrador iCON" <kenn@furatech.pe>

[Ver detalles del contacto](#)

A:

"RUBEN ZAMBRANA" <ruben_nzm@yahoo.com>

Estimado ing. ZAMBRANA

Los precios referenciales de los equipos SB250 Y SB750

- El iCON US\$ 7,200.00 +IVA precio puesto en Lima, es un equipo de operación manual de 2 tph. Para caso de otro país es el mismo precio solo se quita el impuesto
- El Falcon SB250 tiene un costo de US\$ 35,000 FOB Canadá. El SB250 es un equipo de operación automatizada y puede procesar hasta 10 tph. con tablero de control automatizado
- El Falcon SB750 tiene un costo de US\$ 74,000 FOB Canadá. El SB750 es un equipo de operación automatizada y puede procesar hasta 45 tph. con tablero de control automatizado

Una cotización formal se la puedo presentar cuando en realidad ya necesite el equipo porque el tipo de cambio es variable, Falcon fabrica en dólares canadienses CAD y hay que estar pendientes del tipo de cambio respecto al dólar americano US\$ para poder dar un precio final.

No deben olvidar que estos equipos SB250 y SB750 se fabrican a pedido en Canadá lo cual puede tomar entre 8 a 10 semanas su fabricación. Luego se requiere otras 2 semanas para el transporte marítimo. Por lo que deben tomar su precaución.

saludos
Kenide

COSTOS FINANCIEROS
Estudio: Técnico-económico y ambiental

PRÉSTAMO:		8112281.10
AÑOS DE PAGO:		6
AÑOS DE GRACIA:		1
INTERÉS ANUAL:		11 %

CONCEPTO	AÑOS							TOTAL
	0	1	2	3	4	5	6	
Capital	8112281.10	8112281.10	7087078.89	5949104.44	4685952.80	3283854.48	1727525.34	
Intereses	892350.92	892350.92	779578.68	654401.49	515454.81	361223.99	190027.79	4285388.60
Amortización	0.00	1025202.21	1137974.45	1263151.64	1402098.32	1556329.14	1727525.34	8112281.10
Total Servicio Deuda	892350.92	1917553.13	1917553.13	1917553.13	1917553.13	1917553.13	1917553.13	12397669.70

FLUJO DE CAJA
Estudio: Técnico-económico y ambiental

DESCRIPCIÓN	AÑOS											TOTAL	
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
INGRESOS:	9004632.02	2592838.33	1300810.33	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	64571850.4
Préstamo de Capital	8112281.10												8112281.1
Aporte Propio (Capital de trabajo)	892350.92	1292028.00											2184378.92
Venta de Minerales		1300810.33	1300810.33	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	54275190.4
EGRESOS:	9004632.02	3209581.13	3209581.13	4218853.13	4218853.13	4218853.13	4218853.13	2301300	2301300	2301300	4485678.92		43688785.7
Inversiones	8112281.10												8112281.10
Costo de Operación (*)		1292028.00	1292028.00	2301300.00	2301300.00	2301300.00	2301300.00	2301300.00	2301300.00	2301300.00	2301300.00	2301300.00	20994456.00
Amortización Capital	0	1025202.21	1137974.45	1263151.64	1402098.32	1556329.14	1727525.34	0	0	0	0	0	8112281.1
Pago Intereses	892350.92	892350.92	779578.68	654401.49	515454.81	361223.99	190027.79	0	0	0	0	0	4285388.6
Recuperación aporte propio												2184378.92	2184378.92
FLUJO DE CAJA:													
Excedente de Caja	0	(616742.80)	(1908770.80)	2240343.09	2240343.09	2240343.09	2240343.09	4157896.22	4157896.22	4157896.22	1973517.3		20883064.7
Saldo Acumulado	0	(616742.80)	(2525513.60)	(285170.51)	1955172.58	4195515.67	6435858.76	10593755	14751651.2	18909547.4	20883064.7		

FLUJO DE FONDOS
Estudio: Técnico-económico y ambiental

DESCRIPCIÓN	AÑOS												
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	TOTAL	
FUENTE		1300810.33	1300810.33	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	54275190.4
Ingreso Neto por Ventas		1300810.33	1300810.33	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	6459196.22	54275190.4
USOS:													
Inversiones	8112281.1	1292028	1292028	2301300	2301300	2301300	2301300	2301300	2301300	2301300	2301300	2301300	29106737.1
Costo de Operación (*)	8112281.1												8112281.1
Impuestos y Regalías		1292028	1292028	2301300	2301300	2301300	2301300	2301300	2301300	2301300	2301300	2301300	20994456
		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
FLUJO NETO DE CAJA	(8112281.10)	8782.33	8782.33	4157896.22	4157896.22	4157896.22	4157896.22	4157896.22	4157896.22	4157896.22	4157896.22	4157896.22	25168453.3
Saldo Acumulado	(8112281.10)	(8103498.77)	(8094716.44)	(3936820.22)	221076	4378972.22	8536868.44	12694764.7	16852660.9	21010557.1	25168453.3		

FLUJO NETO DE CAJA
Estudio: Técnico-económico y ambiental

AÑO	FLUJO NETO DE CAJA (\$us)	TASA DE ACTUAL. (15%)	FLUJO NETO DE CAJA, ACTUALIZADO (\$us)	FLUJO NETO DE CAJA ACTUALIZADO, PARA DISTINTAS TASAS (\$us)			
				20%	25%	30%	40%
0	-8112281.10	1.000	-8112281.10	-8112281.10	-8112281.10	-8112281.10	-8112281.10
1	8782.33	0.870	7640.63	7315.68	7025.86	6753.61	6507.71
2	8782.33	0.756	6639.44	6973.17	5620.69	5199.14	4478.99
3	4157896.22	0.658	2735895.71	2407421.91	2128842.86	1891842.78	1513474.22
4	4157896.22	0.572	2378316.64	2004105.98	1704737.45	1455263.68	1081053.02
5	4157896.22	0.497	2066474.42	1671474.28	1363789.96	1118474.08	773368.70
6	4157896.22	0.432	1796211.17	1392895.23	1089368.81	860684.52	553000.20
7	4157896.22	0.376	1563368.98	1160053.05	873158.21	661105.50	395000.14
8	4157896.22	0.327	1359632.06	968789.82	698526.56	511421.24	282736.94
9	4157896.22	0.284	1180842.53	806631.87	557158.09	390842.24	199579.02
10	4157896.22	0.247	1027000.37	673579.19	444894.90	303526.42	145526.37
	25168453.32	VAN =	6009740.84	2986959.07	760842.30	-907167.89	-3157555.80

Costos de operación Planta Piloto

Preconcentración		24 meses; Tons. Totales = 150,000		
ITEM	PARCIAL \$us/mes	TOTAL PROY. \$us	UNITARIO \$us/T.T.	
1. <u>COSTOS DE PRECONCENTRACIÓN</u>				
1.1 Labor				
1 Ingeniero Metalurgista	700.00			
1 Mecánico	500.00			
1 Eléctrico	500.00			
1 Investigador (Metalurgista)	500.00			
10 Operadores	4000.00			
	Labor directa	6200.00		
	Labor indirecta (50%)	3100.00		
	Total Labor =	9300.00	223200.00	1.4880
1.2 Energía eléctrica				
90,000 KWH/mes; 0.074 \$us/KWH	6660.00	159840.00		1.0656
1.3 Materiales y repuestos				
Global	15000.00	360000.00		2.4000
	TOTAL COSTO PRECONCENTRACIÓN =	743040.00		4.9536

Concentración		24 meses; Tons. Totales = 150,000		
ITEM	PARCIAL \$us/mes	TOTAL PROY. \$us	UNITARIO \$us/T.T.	
2. <u>COSTOS DE CONCENTRACIÓN</u>				
2.1 Labor				
1 Ingeniero Metalurgista	700.00			
1 Mecánico	500.00			
1 Eléctrico	500.00			
1 Investigador (Metalurgista)	500.00			
15 Operadores	6000.00			
	Labor directa	8200.00		
	Labor indirecta (50%)	4100.00		
	Total Labor =	12300.00	295200.00	1.9680
2.2 Energía eléctrica				
90,000 KWH/mes; 0.074 \$us/KWH	6660.00	159840.00		1.0656
2.3 Materiales y repuestos				
Global	15000.00	360000.00		2.4000
	TOTAL COSTO CONCENTRACIÓN =	815040.00		5.4336

Plan de manejo ambiental		24 meses; Tons. Totales = 150,000		
ITEM	PARCIAL \$us/mes	TOTAL PROY. \$us	UNITARIO \$us/T.T.	
3. COSTOS PLAN DE MANEJO AMBIENTAL				
3.1 Labor				
1 Ingeniero Ambiental-Minero	700.00			
2 Investigadores ambientalistas	1000.00			
10 Operadores	4000.00			
	Labor directa	5700.00		
	Labor indirecta (50%)	2850.00		
	Total Labor =	8550.00	205200.00	1.3680
3.2 Energía eléctrica				
Diese, lubricantes y otros.	5000.00	120000.00		0.8000
3.3 Materiales, repuestos y otros				
Global	10000.00	240000.00		1.6000
	TOTAL COSTO PLAN DE MANEJO AMBIENTAL =	565200.00	3.7680	

7.6.5.2 Costos de operación Planta Completa

Explotación		96 meses; Tons. Totales = 2'880,000		
ITEM	PARCIAL \$us/mes	TOTAL PROY. \$us	UNITARIO \$us/T.T.	
1. COSTOS DE EXPLOTACIÓN				
1.1 Labor				
6 Operadores (Equipo pesado)	2400.00			
	Labor directa	2400.00		
	Labor indirecta (50%)	1200.00		
	Total Labor =	3600.00	345600.00	0.1200
1.2 Combustible y lubricantes				
Diesel y otros	5000.00	480000.00		0.1667
1.3 Materiales, reparación y repuestos				
Global	15000.00	1440000.00		0.5000
	TOTAL COSTO DE EXPLOTACIÓN =	2265600.00	0.7867	

Preconcentración		96 meses;		Tons. Totales =
				2'880,000
ITEM	PARCIAL	TOTAL	UNITARIO	
	\$us/mes	PROY. \$us	\$us/T.T.	
2. <u>COSTOS DE PRECONCENTRACIÓN</u>				
2.1 Labor				
1 Jefe de Área	800.00			
1 Ingeniero Metalurgista	600.00			
1 Mecánico	500.00			
1 Electricista	500.00			
15 Operadores	6750.00			
	Labor directa	9150.00		
	Labor indirecta (50%)	4575.00		
	Total Labor =	13725.00	1317600.00	0.4575
2.2 Energía eléctrica				
200,000 KWH/mes; 0.074 \$us/KWH	14800.00	1420800.00	0.4933	
2.3 Materiales, reparación, repuestos y otros				
Global	15000.00	1440000.00	0.5000	
	TOTAL COSTO PRECONCENTRACIÓN =	4178400.00	1.4508	

Concentración		96 meses;		Tons. Totales =
				2'880,000
ITEM	PARCIAL	TOTAL	UNITARIO	
	\$us/mes	PROY. \$us	\$us/T.T.	
3. <u>COSTOS DE CONCENTRACIÓN</u>				
3.1 Labor				
1 Jefe de Área	800.00			
1 Ingeniero Metalurgista	600.00			
1 Mecánico	500.00			
1 Electricista	500.00			
30 Operadores	13500.00			
	Labor directa	15900.00		
	Labor indirecta (50%)	7950.00		
	Total Labor =	23850.00	2289600.00	0.7950
3.2 Energía eléctrica				
200,000 KWH/mes; 0.074 \$us/KWH	14800.00	1420800.00	0.4933	
2.3 Materiales, reparación, repuestos y otros				
Global	20000.00	1920000.00	0.6667	
	TOTAL COSTO CONCENTRACIÓN =	5630400.00	1.9550	

Plan de manejo ambiental	96 meses;	Tons. Totales = 2'880,000	
ITEM	PARCIAL \$us/mes	TOTAL PROY. \$us	UNITARIO \$us/T.T.
4. COSTOS PLAN DE MANEJO AMBIENTAL			
4.1 Labor			
1 Jefe de Área	800.00		
1 Ingeniero Ambiental Minero	700.00		
2 Investigadores	1000.00		
10 Operadores	4000.00		
	Labor directa	6500.00	
	Labor indirecta (50%)	3250.00	
	Total Labor =	9750.00	0.3250
3.2 Energía eléctrica			
Diesel, lubricantes y otros	12000.00	1152000.00	0.4000
2.3 Materiales, reparación, repuestos y otros			
Global	15000.00	1440000.00	0.5000
TOTAL COSTO PLAN DE MANEJO AMBIENTAL =		3528000.00	1.2250

TOTAL COSTO, OPERACIÓN = 17'725,680.00

Costos Servicios Auxiliares

El área de Servicios Auxiliares, atenderá requerimientos de las otras 4 áreas:
(Explotación, Preconcentración, Concentración y Plan de Manejo Ambiental)

Planta Piloto		24 meses;	Tons. Totales = 150,000	
N°	DESCRIPCIÓN	PARCIAL \$us/mes	TOTAL PROY. \$us	UNITARIO \$us/T.T.
1	Costo bodega barrilla	3699.00	88776.00	0.5918
2	Costo laboratorio químico	1000.00	24000.00	0.1600
3	Costo suministro de agua	8000.00	192000.00	1.2800
4	Costo talleres y garajes	2000.00	48000.00	0.3200
5	Costo administración	1500.00	36000.00	0.2400
6	Costo oficina contabilidad	2000.00	48000.00	0.3200
7	Costo almacén materiales	1000.00	24000.00	0.1600
COSTO TOTAL, SERVICIOS. AUX. =			460776.00	3.07184

Planta Completa		96 meses;	Tons. Totales = 2'880,000	
N°	DESCRIPCIÓN	PARCIAL \$us/mes	TOTAL PROY. \$us	UNITARIO \$us/T.T.
1	Costo bodega barrilla	6000.00	576000.00	3.8400
2	Costo laboratorio químico	1500.00	144000.00	0.9600
3	Costo suministro de agua	12750.00	1224000.00	8.1600
4	Costo talleres y garajes	4000.00	384000.00	2.5600
5	Costo administración	2000.00	192000.00	1.2800
6	Costo oficina contabilidad	2000.00	192000.00	1.2800
7	Costo almacén materiales	1000.00	96000.00	0.6400
COSTO TOTAL, SERVICIOS AUX. =			2808000.00	18.72

TOTAL COSTO, SERV. AUX. = 3'268,776.00

TOTAL COSTO OPERACIÓN + SERVICIOS AUXILIARES = \$u.s. 20'994,456

FORM. EM-1
FOJAS - 1/2

FORMULARIO DE ENCUESTA

IDENTIFICACIÓN DE LA AOP

Nombre de la AOP: *COOPERATIVA MULTIACTIVA CATAVI-S1620 XX 27.*
 Nombre del Representante Legal: *PRESIDENTE DEL DIRECTORIO*
 Ubicación Geográfica de la AOP:
 Licencia Ambiental: *EN TRAMITE - CONSTRUCCION DIQUE DE COLI EN EJECUCION*

DATOS ADMINISTRATIVOS DE LA AOP

Nº Personal Técnico: *2 (*)* Nº Personal ADM.: *CUATRO ADM.*
 Nº Trabajadores (socios): *101 (2)* Nº Personal Eventual: *CINCO*
 TOTAL: *103*
 Periodo de Trabajo: *8* hrs/día / *Turno* Nº Turnos: *TRES*

ACTIVIDADES DE MINERÍA

RECONOCIMIENTO, DESARROLLO Y PREPARACIÓN: *—*
 Galerías (corridas y recortes) m/mes: *—*
 Piques, cuadros y rampas m/mes: *—* Chimeneas m/mes: *—*
 ARRANQUE Y EXTRACCIÓN *—*
 Arranque y extracción ton/mes: *—*
 TIPO DE MINERÍA: *—*
 Manual *—* Semimecánica *—* Mecánica *—*
 PRODUCCIÓN (TPD) y LEY: *—*
 EQUIPO
 Compresoras: *—*
 Bombas: *—*
 Perforadoras: *—*
 Carros metaleros: *—*
 SUSTANCIAS PELIGROSAS: *—*
 Dinamita: *—* Fulminante: *—*
 Mecha: *—* Otros: *—*

ACTIVIDADES DE CONCENTRACIÓN

Nombre del Ingenio: *PLANTA C-4*
 Minerales que trata y Ley de Cabeza: *(1)*
 Carga Bruta (TPD): *250,00*
 Molinos: *Dos Molinos (Dra. Remolienda) + 1 molino de la Remolienda.*
 Clasificador: *(3)*
 Mesas concentradoras u otros equipos: *de acuerdo a especificaciones de algunos*
 Reactivos: *Para flotación Viritas: E-6 y ER-370 (Fluorogranulada)*

- * 1 Ing. Metalurgista - ADM. PLANTA C-4
- 1 Licenciado en contabilidad
- (1) Minerales de Estano (cassiterita) procedente de los depósitos de las Ingenios Victoria. Ley de cabeza 0.46%. Su Concentración por proceso gravimétrico
- (2) En 101 socios están los cuatro de Consejo ADM

FORM. EM-1
FOJAS - 2/2

HIGIENE Y SEGURIDAD INDUSTRIAL (HSI)

La práctica de HSI, en lugares de trabajo la considera, como:

Buena Regular Deficiente Mala

APORTES ECONÓMICOS A LA REGIÓN Y EL PAÍS

ICM: A la región: Al país:

Regalías Mineras: A la región: Al país:

(3) Otros Impuestos: Canon Arrendamiento A la región: Al país: 1%

BENEFICIO ECONÓMICO PARA EL TRABAJADOR Y SU FAMILIA

El salario de los trabajadores, según la sgt. clasificación lo considera:

Alto Regular Bajo

Comentario: De acuerdo al cargo que llegan a ocupar por rotación.

COMERCIALIZACIÓN

Donde se comercializa el mineral?

Oruro OMSA (4) Huanuni Otro lugar:

PROYECTOS

Por favor cite los Proyectos de Sostenibilidad que se tiene actualmente:
Construcción Dique de colas en el sector Catavi.

AOP = Actividad, obra o proyecto.

SE AGRADECE SU IMPORTANTE PARTICIPACIÓN!!

Llallagua, octubre 2009

.....
Ingo L. Sánchez
FIRMA

(3) Pago por concesión minerales de colas arenas Ingenio Victoria y De la Planta CA
(4) Operaciones Metalúrgicas Sociedad Anónima (ORVRO)

Producción Horaria 25 Pias/Mes. \Rightarrow Anual 300 días
 Considerando un tonelaje Tratado en el año 1951
 600,000.00 Tons. \Rightarrow Capacidad 2,000 Ton/Día
 en el Ingenio Victoria.

Número operarios (mineros + personal
 superficie) = 1,200.

(5).- Tecnología artesanal + equipo de perforación degra
 por COMIBOL + Compresoras de aire + Jaulas
 en Mina.

5.2.- Plantas de concentración, inicialmente de
 tipo arcaico, ejempls: maritote, quimbuleto,
 chillar, tinendo, buddle.
 Posteriormente, las cooperativas han insta-
 lado planta mecanizadas con tecnolo-
 gía existente.

(6).- Producción en la mayoría de las coope-
 rativas realizan procesos de producción
 del tipo "Pirquin" (trabajo individual
 en promedio: Procesa 3-10 Tons. mineral
 producen aproximado 90-100 kg (en cada
 proceso) con leyes de 40-50% Sn.

(7) En el nivel de escolaridad por poco
 acceso a la Educación Superior.

FORM. EM-1
FOJAS - 1/2

FORMULARIO DE ENCUESTA

IDENTIFICACIÓN DE LA AOP

Nombre de la AOP:
Nombre del Representante Legal:
Ubicación Geográfica de la AOP:
Licencia Ambiental:

DATOS ADMINISTRATIVOS DE LA AOP

Nº Personal Técnico:	Nº Personal ADM.:	
Nº Trabajadores (socios):	Nº Personal Eventual:	
TOTAL:		
Periodo de Trabajo:	hrs/día	Nº Turnos:

ACTIVIDADES DE MINERÍA

RECONOCIMIENTO, DESARROLLO Y PREPARACIÓN:	
Galerías (corridas y recortes) m/mes:	
Piques, cuadros y rampas m/mes:	Chimeneas m/mes:
ARRANQUE Y EXTRACCIÓN	
Arranque y extracción ton/mes:	
TIPO DE MINERÍA:	
Manual _____ Semimecánica _____ Mecánica _____	
PRODUCCIÓN (TPD) y LEY:	
EQUIPO	
Compresoras:	
Bombas:	
Perforadoras:	
Carros metaleros:	
SUSTANCIAS PELIGROSAS:	
Dinamita:	Fulminante:
Mecha:	Otros:

ACTIVIDADES DE CONCENTRACIÓN

Nombre del Ingenio:
Minerales que trata y Ley de Cabeza:
Carga Bruta (TPD):
Molinos:
Clasificador:
Mesas concentradoras u otros equipos:
Reactivos:

FORM. EM-1
FOJAS - 2/2

HIGIENE Y SEGURIDAD INDUSTRIAL (HSI)

La práctica de HSI, en lugares de trabajo la considera, como:
Buena _____ Regular _____ Deficiente _____ Mala _____

APORTES ECONÓMICOS A LA REGIÓN Y EL PAÍS

ICM: _____ A la región: _____ Al país: _____

Regalías Mineras: _____ A la región: _____ Al país: _____

Otros Impuestos: _____ A la región: _____ Al país: _____

BENEFICIO ECONÓMICO PARA EL TRABAJADOR Y SU FAMILIA

El salario de los trabajadores, según la sgt. clasificación lo considera:
Alto _____ Regular _____ Bajo _____
Comentario: _____

COMERCIALIZACIÓN

Donde se comercializa el mineral?
Oruro _____ Huanuni _____ Otro lugar: _____

PROYECTOS

Por favor cite los Proyectos de Sostenibilidad que se tiene actualmente:

AOP = Actividad, obra o proyecto.

SE AGRADECE SU IMPORTANTE PARTICIPACIÓN!!

Llallagua, octubre 2009

.....
FIRMA