

**UNIVERSIDAD DE ORIENTE
NÚCLEO DE BOLÍVAR
ESCUELA DE CIENCIAS DE LA TIERRA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS**



CARACTERIZACIÓN FÍSICOQUÍMICA Y MINERALÓGICA DE LAS ARENAS DE RELAVE DE LA PARCELA AP3 PERTENECIENTE A LA CONCESIÓN MINERA APANAO, UBICADA EN LA TRONCAL 10, KM 37, MUNICIPIO SIFONTES, ESTADO BOLÍVAR.

TRABAJO FINAL DE GRADO PRESENTADO POR EL BACHILLER KELBERT D. CHARLIE B. PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

CIUDAD BOLÍVAR, NOVIEMBRE DE 2017



**UNIVERSIDAD DE ORIENTE
NÚCLEO DE BOLÍVAR
ESCUELA DE CIENCIAS DE LA TIERRA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS**

ACTA DE APROBACIÓN

Este Trabajo de Grado, titulado: **CARACTERIZACIÓN FÍSICOQUÍMICA Y MINERALÓGICA DE LAS ARENAS DE RELAVE DE LA PARCELA AP3 PERTENECIENTE A LA CONCESIÓN MINERA APANAO, UBICADA EN LA TRONCAL 10, KM 37, MUNICIPIO SIFONTES, ESTADO BOLÍVAR.**, presentado por el bachiller **CHARLIE B., KELBERT D.**, cédula de identidad N° **20.284.710**, como requisito parcial para optar al título: **INGENIERO DE MINAS** ha sido **APROBADO** por el jurado integrado por los profesores de acuerdo a los reglamentos de la Universidad de Oriente.

Nombre y Apellido del Profesor

Firma

Profesor Víctor González

(Tutor)

Profesora Bezeida Osio

(Jurado)

Profesor Edixon Salazar

(Jurado)

Prof. Víctor González
Jefe del Departamento de Ing. de Minas

Prof. Francisco Monteverde
Director de Escuela

Ciudad Bolívar, 02 de Noviembre de 2017

DEDICATORIA

Le dedico este trabajo a mi familia, a mis padres Lidia Betancourt y Hoyte Charlie, por los principios y valores que me han inculcado así como el apoyo constante en cada etapa de mi vida para mi formación integral, por haberme ayudado a alcanzar cada uno de mis logros y metas que me he propuesto, brindándome la libertad de soñar y la motivación para luchar y perseverar, son los mejores padres.

A mis hermanos Lenin Charlie y Cleyde Charlie por ser mis leales amigos, por tomar parte en la realización de este sueño, no pude haber tenido mejores hermanos, porque en mi vida han sido parte importante de mi inspiración, y a mi pequeña hermana Angélica, que Dios te guíe en este largo camino que te espera, eres la bebe de la casa, lucha por tus sueños siempre y veras lo grandioso que se siente lograrlos.

A mi novia Katherine Bolívar y a la familia Bolívar González por acompañarme en todo el trayecto para lograr esta meta, por celebrar conmigo cada uno de mis logros y estar a mi lado en mis altibajos levantándome y animándome a seguir.

A mis amigos y compañeros con quienes compartí esta etapa de mi vida; Ángelo, Dayana, Rafa, Yosma, Manolo, Roangel, Euclides, Pedro... ¡Muchachos lo logre!

De igual forma dedico este trabajo a aquellas personas que aunque ya no están físicamente se que desde el cielo celebran conmigo, a mis abuelos Benito, Carmen y Rodha, a mis tíos Edgar e Hilda. Los llevo siempre en mi corazón.

Kelbert Charlie.

AGRADECIMIENTOS

Antes que nada agradezco con Dios por darme la vida, la fortaleza de cada día para alcanzar mis metas y por todas las bendiciones que me ha brindado, sin El nada fuese posible, agradezco a mis padres Lidia Betancourt y Hoyte Charlie por cuidar de mí, la formación que me han dado y todos sus sacrificios. A mis hermanos y demás familia por apoyarme en este largo trayecto el cual culmina con uno de mis sueños alcanzados.

Agradezco con la Universidad de Oriente mi casa de estudio, a cada uno de mis profesores, en especial a mi tutor Victor González por su tiempo, dedicación y todo lo que me ha enseñado. Por supuesto a cada uno mis amigos, aquellos que han estado a mi lado, gracias por cuidar de mí y apoyarme siempre.

Gracias a la Cooperativa Minera Apanao 732 y a las amistades que allí adquirí, en especial al Departamento Administrativo y Coordinación, al Ing. Carlos Fredericks por la oportunidad de trabajar con ellos, a todos aquellos que me apoyaron, los recordaré siempre. Agradezco a los laboratorios de Geociencias y Sedimentología de la Universidad de Oriente por su labor prestada a este servidor durante la realización de este trabajo. A los técnicos y personal que los conforman.

Finalmente un agradecimiento muy especial a mi inspiración Katherine Bolívar, tu apoyo incondicional significó mucho para mí, tu paciencia y ayuda en aquellas noches largas dieron sus frutos, gracias por acompañarme en los momentos difíciles y tristes, estoy en deuda de por vida contigo, te amo, gracias por estar siempre conmigo.

“Del Pueblo Venimos/ Hacia el Pueblo Vamos”

Kelbert Charlie.

RESUMEN

El área de estudio se localiza en la troncal 10, carretera nacional vía Santa Elena de Uairen, km 37, entre las poblaciones de El Dorado y Las Claritas, en el municipio Sifontes, estado Bolívar. Comprende un área de 2.231,74 hectáreas de las cuales se estudiaron 25 hectáreas pertenecientes a la parcela AP3. El objetivo de la investigación consistió en caracterizar de forma mineralógica y fisicoquímica las arenas de relave predominantes en la zona con la finalidad de establecer métodos y parámetros de operatividad que permitan la recuperación y aprovechamiento aurífero a partir de los valores fisicoquímicos y mineralógicos obtenidos mediante ensayos de laboratorio. La fase inicial del proyecto consistió en delimitar el área de estudio la cual se fijó en 25 hectáreas, tomándose luego 7 muestras representativas de dicha área de forma aleatoria. La segunda fase comprendió la preparación y análisis de las muestras obtenidas en campo. Los resultados obtenidos mostraron que la humedad era de 9% con densidad aparente de 1,89 gr/cm³ y densidad por desplazamiento de 2,47 gr/cm³. El grado de acidez o Ph fue de 6,81 indicando naturaleza ácida. El análisis elemental mostró mayor contenido de titanio, hierro y aluminio; mientras que el cobalto, vanadio, plomo, plata y oro se hallaron en menor proporción. El tenor se ubicó en 2,92 gr/ton indicando bajo tenor. El análisis mineralógico arrojó alto contenido de cuarzo con 94,41 %; hidróxidos y óxidos de hierro, limo y oro componen el 5,59 % restante. Dadas sus características y el criterio de concentración (2,65) indican una recuperación por métodos gravimétricos, seleccionándose la mesa de sacudidas, espirales y concentrador Falcón como medios de concentración y como método de tratamiento lixiviación por cianuración, describiéndose el diagrama de operación de los mismos. Se estableció los recursos potenciales estimándose 402,96 kg que con un 70% de recuperación se ubica en 282,07 kg de oro los cuales pueden ser aprovechados de las arenas de relave estudiadas.

CONTENIDO

	Página
ACTA DE APROBACIÓN	ii
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTOS	iv
RESUMEN	v
CONTENIDO	vi
LISTA DE FIGURAS	xi
LISTA DE TABLAS	xiii
LISTA DE APÉNDICES	xiv
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I	
SITUACIÓN A INVESTIGAR	3
1.1 Planteamiento del problema	3
1.2 Objetivos de la investigación.....	5
1.2.1 Objetivo general	5
1.2.2 Objetivos específicos	5
1.3 Justificación de la investigación	6
1.4 Alcance de la investigación	7
CAPÍTULO II	
GENERALIDADES	8
2.1 Empresa	8
2.2 Misión.....	8
2.3 Visión	8
2.4 Estructura organizacional	9
2.5 Localización geográfica del área de estudio.....	9
2.6 Acceso al área de estudio	12
2.7 Clima y temperatura.....	13
2.8 Vegetación	15
2.9 Fauna	16
2.10 Hidrografía.....	16
2.11 Geomorfología	17
2.12 Suelos	18

2.13 Geología regional.....	19
2.13.1 Provincia Geológica de Imataca.....	20
2.13.2 Provincia Geológica de Pastora.....	22
2.13.2.1 Cinturones de Rocas Verdes (CRV).....	23
2.13.2.2 Depósitos minerales de los Cinturones de Rocas Verdes (CRV)	24
2.13.2.3 Depósitos de Oro en los CRV	25
2.13.3 Provincia Geológica de Roraima.....	26
2.13.4 Provincia Geológica de Cuchivero	28
2.14 Geología Local.....	28
2.14.1 Supergrupo Pastora.....	29
2.14.2 Grupo Botanamo.....	31
2.14.3 Complejo de Supamo.....	32
2.15 Deformación estructural	32
2.16 Foliación	33
2.17 Tipos de suelos.....	33
2.18 Tipos de mineralización	34
2.18.1 Mineralización primaria	34
2.18.2 Mineralización secundaria	34

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO	35
3.1 Bases teóricas.....	35
3.1.1 Caracterización mineralógica.....	35
3.1.2 Caracterización fisicoquímica	35
3.1.2.1 Humedad.....	36
3.1.2.2 Densidad	36
3.1.2.3 Ph	38
3.1.2.4 Espectrofotometría de absorción atómica.....	38
3.1.3 Caracterización metalúrgica.....	39
3.1.3.1 Análisis granulométrico.....	39
3.1.4 Concentración mineral.....	42
3.1.5 Concentración gravimétrica	43
3.1.6 Criterio de concentración (CC)	45
3.1.7 Clasificación de los métodos de concentración gravimétrica	47
3.1.7.1 Concentración en medio denso	47
3.1.7.2 Concentración por corrientes verticales	48
3.1.7.3 Concentración por corrientes longitudinales	49

3.1.7.4 Concentración por corrientes circulares	50
3.1.8 Equipos de concentración gravimétrica	51
3.1.8.1 Jigs.....	52
3.1.8.2 Mesa vibratoria	55
3.1.8.3 Espirales.....	57
3.1.8.4 Sluices.....	62
3.1.8.5 Cono de Reichert.....	65
3.1.8.6 Concentrador Knelson	67
3.1.8.7 Concentrador Falcón	70
3.1.9 Concentración por lixiviación	71
3.1.9.1 Lixiviación por agitación.....	71
3.1.9.2 Lixiviación en pila o por percolación.....	73
3.1.10 Variables del proceso de lixiviación.....	77
3.1.10.1 Concentración de cianuro	77
3.1.10.2 Ph.....	77
3.1.10.3 Tamaño y forma de las partículas	78
3.1.10.4 Temperatura	78
3.1.10.5 Agitación.....	78
3.1.10.6 Densidad de la pulpa	78
3.2 Glosario de términos	79
3.2.1 Amalgamación.....	79
3.2.3 Cianuración	79
3.2.4 Concentrado	80
3.2.5 Concentración.....	80
3.2.6 Colas	80
3.2.7 Densidad.....	80
3.2.8 Granulometría.....	81
3.2.9 Humedad	81
3.2.10 Ley	81
3.2.11 Lixiviación (beneficio).....	81
3.2.12 Peso específico	82
3.2.13 Ph.....	82
3.2.14 Pulpa	82
3.2.15 Tenor.....	82

CAPÍTULO IV	
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	83
4.1 Tipo de investigación	83
4.2 Diseño de la investigación.....	83
4.3. Población y muestra de la investigación	83
4.4 Técnica e instrumentación de recolección de datos	84
4.4.1. Técnicas de recolección de datos	84
4.4.1.1 Revisión literaria	84
4.4.1.2 Revisión documental	84
4.4.1.3 Observación directa e indirecta.....	85
4.4.1.4 Entrevistas no estructuradas	85
4.4.1.5 Consultas académicas.....	85
4.4.1.6 Programas	85
4.4.2. Instrumentación de recolección de datos	86
4.5 Flujograma de la metodología de trabajo	87
4.6 Recopilación de información previa disponible	88
4.6.1 Datos orientados al tema en estudio	88
4.6.2 Procedimientos y evaluaciones	88
4.7 Trabajo de campo.....	88
4.7.1 Delimitación del área de estudio	88
4.7.2 Recolección de muestras	90
4.8 Análisis de laboratorio	93
4.8.1 Preparación de las muestras	93
4.8.2 Ensayos físicos	95
4.8.2.1 Contenido de humedad	95
4.8.2.2 Densidad aparente	97
4.8.2.3 Densidad por desplazamiento	99
4.8.2.4 Análisis granulométrico.....	100
4.8.3 Ensayos químicos	102
4.8.3.1 Ph	102
4.8.3.2 Análisis elemental por espectrofotometría de absorción atómica.....	103
4.8.3.3 Espectrofotometría de absorción atómica para fracciones granulométricas	104
4.8.4 Ensayos mineralógicos	104
4.8.4.1 Separación magnética.....	104
4.8.4.2 Microscopia óptica mineral	106
4.9 Análisis de datos obtenidos de laboratorio	107

4.10 Planteamiento y descripción de procesos a considerar para el aprovechamiento de las arenas de relave	107
4.11 Determinación de los recursos potenciales de las arenas de relave existentes en la zona de estudio	107
4.12 Conclusiones y recomendaciones	108
4.13 Elaboración de informe final	108

CAPÍTULO V

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS	109
5.1 Determinación de las características fisicoquímicas de las arenas de relave	109
5.1.1 Preparación de las muestras	109
5.1.2 Humedad	111
5.1.3 Densidad aparente y por desplazamiento	112
5.1.4 Ph	112
5.1.5 Análisis químico elemental	113
5.1.6 Tenor	115
5.1.7 Análisis granulométrico	115
5.2 Determinación de las características mineralógicas de las arenas de relave	122
5.3 Establecer posibles métodos de recuperación de acuerdo a las características fisicoquímicas y mineralógicas describiendo mediante flujograma los procesos y condiciones de recuperación	124
5.4 Determinar los recursos potenciales de las arenas de relave existentes en la zona de estudio	134
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	111
Conclusiones	111
Recomendaciones	138
REFERENCIAS	138
APÉNDICES	143

LISTA DE FIGURAS

	Página
2.1 Estructura organizacional de la Cooperativa Minera Apanao 732, RL.....	9
2.2 Ubicación geográfica del área de estudio.....	10
2.3 Concesión Minera Apanao (MIBAM, inspectoria fiscal las claritas).....	11
2.4 Mapa de área de estudio.....	12
2.5 Vías de acceso al área de estudio.....	13
2.6 Pluviosidad anual de la zona de estudio.....	14
2.7 Temperaturas de la zona de estudio.....	14
2.8 Bosque tropical característico de la zona de estudio.....	15
2.9 Hidrografía de la zona de estudio.....	17
2.10 Geomorfología de la zona de estudio.....	18
2.11 Provincias Geológicas del Estado Bolívar (Mendoza, V., 2005).	20
2.12 Cinturones de rocas verdes (CRV) del escudo de Guayana (Mendoza, V. 2000).	24
2.13 División litoestratigráfica de la Provincia Geológica de Pastora (Menéndez, A. 1994 en Mendoza, V. 2005).	29
3.1 Esquema general de concentración.....	42
3.2 CC a diferentes diámetros de partículas (Burt, 1984).	46
3.3 Rango efectivo de técnicas convencionales para el procesamiento de minerales (Soto, R. – Elorza, E. 2012).	51
3.4 Comportamiento de partículas esféricas en un jig.....	53
3.5 Capa superior, capa rougher (devastadora) y capa separadora en un jig.....	54
3.6 Mesa de sacudidas.....	55
3.7 Distribución de partículas en mesa de sacudidas.....	57
3.8 Estructura básica de un espiral Humphrey.....	58
3.9 Sección transversal de una espiral mostrando la posición del concentrado, productos medios y relave.....	60
3.10 Sluice simple con piso mallado (SM) y rifles transversales (RF).....	63
3.11 Tipos de rifles en sluice box.....	64
3.12 Cono de Reichert doble.....	66
3.13 Concentrador Knelson.....	68
3.14 Concentrador Falcón.....	70
3.15 Tanque de lixiviación por agitación.....	73
3.16 Lixiviación en pilas.....	74

4.1	Flujograma metodológico.....	87
4.2	Delimitación del área de estudio.....	89
4.3	Muestreo del área de estudio.	91
4.4	Toma de muestra del área de estudio.	92
4.5	Cuarteo de muestra.....	95
4.6	Secado de muestras en horno.....	97
4.7	Clasificación granulométrica de muestra.	102
5.1	Flujograma de recuperación aurífera con mesa de sacudida.	127
5.2	Flujograma de recuperación aurífera con concentrador en espiral.	130
5.3	Flujograma de recuperación aurífera con concentrador centrífugo Falcón.....	133
5.4	Área de aprovechamiento efectivo.....	134

LISTA DE TABLAS

	Página
2.1 Coordenadas UTM lote Concesión Minera Apanao (MIBAM, Inspectoría fiscal las claritas).....	10
2.2 Coordenadas UTM Parcela AP3.....	11
3.1 Tyler Standard ScreenScale (Rodríguez, L. 2011).	41
3.2 Escala granulométrica.	42
3.3 Criterios de concentración y facilidad de separación gravimétrica.	46
4.1 Coordenadas UTM Parcela AP3.....	90
4.2 Coordenadas UTM de muestras tomadas en Parcela AP3.	90
4.3 Mallas Tyler seleccionadas.....	100
5.1 Información recopilada del muestreo.....	110
5.2 Muestra de interés – Muestra descartada.....	110
5.3 Humedad presente en las muestras.	111
5.4 Densidad aparente y por desplazamiento de las muestras.....	112
5.5 Grado de acidez de las muestras.	113
5.6 Tenores químicos de algunos elementos metálicos presentes en las muestras.	114
5.7 Tenor Au presente en las muestras.....	115
5.8 Clasificación granulométrica de las muestras.....	116
5.9 Análisis granulométrico correspondiente a la muestra M-01.....	117
5.10 Análisis granulométrico correspondiente a la muestra M-02.....	118
5.11 Análisis granulométrico correspondiente a la muestra M-04.....	119
5.12 Análisis granulométrico correspondiente a la muestra M-05.....	120
5.13 Distribución metálica Au correspondiente a la muestra M-01.	121
5.14 Distribución metálica Au correspondiente a la muestra M-02.	121
5.15 Distribución metálica Au correspondiente a la muestra M-04.	121
5.16 Distribución metálica Au correspondiente a la muestra M-05.	122
5.17 Análisis mineralógico.....	123
5.18 Síntesis de resultados.	135

LISTA DE APÉNDICES

	Página
APÉNDICE A. ANÁLISIS GRANULOMETRICO	144
A.1 Análisis Granulométrico Muestra -01.....	145
A.2 Análisis Granulométrico Muestra -02.....	147
A.3 Análisis Granulométrico Muestra -03.....	149
A.4 Análisis Granulométrico Muestra -04.....	151
A.5 Análisis Granulométrico Muestra -05.....	153
A.6 Análisis Granulométrico Muestra -06.....	155
A.7 Análisis Granulométrico Muestra -07.....	157
APÉNDICE B. TENOR POR FRACCIÓN DE MUESTRAS.....	159
B.1 Tenor Por Fracción Muestra -01.....	160
B.2 Tenor Por Fracción Muestra -02.....	162
B.3 Tenor Por Fracción Muestra -04.....	164
B.4 Tenor Por Fracción Muestra -05.....	166

INTRODUCCIÓN

La minería del oro en Venezuela tiene sus inicios alrededor de 1824 con el descubrimiento de los primeros yacimientos de importancia en la región del Callao naciendo así la tradición minera existente. Desde entonces la fiebre del oro se ha ido expandiendo hasta abarcar la mayor parte del estado Bolívar generando en el proceso beneficios por su importancia comercial y perjuicios por el impacto negativo que deja dicha actividad.

Entre los principales yacimientos descubiertos además del Callao se encuentran el Manteco en las riberas del Caroní, Botanamo y Vuelvas caras en las márgenes del alto Cuyuní y al sur el Foco y Las Cristinas en el bajo Cuyuni. Todos estos yacimientos han sido explotados de manera rudimentaria y artesanal debido al escaso o poco avance técnico y tecnológico. A mediados del 2011 Venezuela nacionalizó la industria aurífera y ordenó a las empresas privadas conformar firmas mixtas en las que el Estado debe tener la mayoría accionaria. La norma, además, incrementó las regalías y prohibió la exportación del metal. El Gobierno aseguró que la medida permitiría elevar sus reservas internacionales de oro pero, en la práctica, alejó a los inversores de las enormes reservas venezolanas.

El estado en respuesta a la problemática existente ha puesto en marcha la propuesta de arco minero que plantea el aprovechamiento de los recursos mediante la entrega de concesiones y permisos a cooperativas mineras y empresas mixtas para la libre explotación lo cual generaría un crecimiento económico importante en la región pero al mismo tiempo un gran impacto ecológico, lo cual llega a ser controversial.

Dado que los permisos otorgados están sujetos a condiciones de estudio que permitan garantizar tanto el aprovechamiento óptimo como el beneficio social y menor daño posible o en su defecto la reversión de daño causado al medio ambiente; las cooperativas y empresas se han abocado al estudio de sus concesiones para así cumplir con este requisito. Tal es el caso de la Cooperativa Minera Apanau 732 RL, la cual cuenta con 2.231,74 hectáreas de las cuales requiere el estudio de una de sus parcelas para el aprovechamiento de sus arenas de relave.

La investigación se estructura en 5 capítulos. Capítulo I. Situación a investigar: consta del planteamiento del problema, objetivos de la investigación, justificación y alcance de la investigación. Capítulo II. Generalidades: contiene la empresa, misión, visión, estructura organizacional, ubicación geográfica, acceso y características físicas geológicas de la zona de estudio. Capítulo III. Marco teórico: consta de los antecedentes de la investigación, bases teóricas y definiciones de los términos básicos. Capítulo IV. Metodología del trabajo: consta de los tópicos referentes al tipo y diseño de investigación, población y muestra, técnicas e instrumentos de recolección de datos. Capítulo V. Análisis e interpretación de resultados: análisis de situación actual mediante el cual obtenemos respuestas a los objetivos planteados, este incluye tablas, figuras y análisis de datos.

CAPITULO I

SITUACIÓN A INVESTIGAR

1.1 Planteamiento del problema

La minería desde el descubrimiento de los metales preciosos y su comercialización como medio de pago, ha venido a formar parte de todas las culturas desde la antigüedad hasta nuestros días. En Latinoamérica la fiebre por los metales preciosos comenzó con la llegada de los españoles que vieron la abundancia de los mismos y se extendió por todo el continente desde el norte hasta el sur de América. Los primeros registros de la fiebre por los metales preciosos en Venezuela datan de 1556 con los primeros ensayos realizados por alemanes en el occidente del país donde se extraía oro en pequeñas cantidades pero no fue sino hasta 1824 cuando se descubren los primeros yacimientos de importancia en la localidad de El Callao al sur del estado Bolívar donde se establecieron los primeros mineros que dieron vida a la tradición minera hoy existente en Venezuela.

La tradición minera que caracteriza al país es modesta, desde el punto de vista de la diversidad de rubros minerales, escala de producción mineral, estructura organizacional, capital de inversión y cuota de producto interno nacional. A nivel regional los principales rubros minerales que se explotan a gran escala son hierro y aluminio dejando el oro dentro de la mediana y pequeña minería donde la mayoría de la explotación se hace a pequeña escala y de forma tradicional sin mayores avances en técnicas de explotación y recuperación del rubro mineral.

Buscando la tecnificación y la mejoría en las regiones con potencial aurífero, el estado ha implementado las oportunidades de explotación mediante concesiones mineras que buscan potenciar la producción para el consumo interno y para la exportación, pero aun con la puesta en marcha de la propuesta del gobierno del nuevo plan de ordenamiento, no se han hecho mayores avances que permitan una explotación y recuperación optima de las zonas destinadas para tal fin. Entre las concesiones otorgadas por el estado se encuentra la Concesión Minera Apanao que cuenta con 2.231.74 ha aproximadamente, la cual se encuentra ubicada en la carretera nacional, troncal 10, km 37 vía a Santa Elena De Uairen, en el municipio Sifontes, estado Bolívar. Dicha concesión desde su decreto como área para el ejercicio de la pequeña minería en 2003; se ha venido explotando de forma artesanal y rudimentaria generando en el proceso de extracción extensas áreas de arenas de relave o colas con potencial aurífero aprovechables.

Con el objetivo de lograr el aprovechamiento de las arenas de relave en dicha concesión se hace necesaria la innovación de los procesos con los que se recupera y trata el material aurífero, dado que los métodos utilizados solo permiten la recuperación de hasta un 60% del mineral; esto producto de las limitaciones tecnológicas y técnicas empleadas para el mismo. Siendo primordial para tal fin el estudio mineralógico y fisicoquímico del lugar como paso previo a la innovación en los procesos de recuperación y tratamiento mineral.

Este trabajo de investigación tiene como objetivo caracterizar de forma mineralógica y fisicoquímica las arenas de relave de la parcela AP3 perteneciente a la Concesión Minera Apanao mediante ensayos de laboratorio a fin de establecer posibles métodos y procesos de recuperación y tratamiento, que permitan el aprovechamiento efectivo de las mismas.

1.2 Objetivos de la investigación

1.2.1 Objetivo general

Proponer métodos de recuperación a partir de la caracterización fisicoquímica y mineralógica de las arenas de relave de la parcela AP3 perteneciente a la Concesión Minera Apanao, ubicada en la troncal 10, km 37, municipio Sifontes, Estado Bolívar.

1.2.2 Objetivos específicos

1. Determinar las características fisicoquímicas de las arenas de relave.
2. Determinar las características mineralógicas de las arenas de relave.
3. Establecer y describir posibles métodos de recuperación de acuerdo a las características mineralógicas y fisicoquímicas.
4. Estimar los recursos potenciales de la zona de estudio.

1.3 Justificación de la investigación

El estado en el marco de su política económica ha hecho un reordenamiento de las zonas con potencial aurífero en el estado Bolívar, dando lugar a concesiones para su libre aprovechamiento y explotación. Sin embargo aun con la puesta en marcha de este plan de reordenamiento; la minería sigue ejerciéndose en forma poco efectiva y con un pobre aprovechamiento desde un punto de vista técnico debido a la falta de datos geotécnicos y parámetros tanto fisicoquímicos como mineralógicos que permitan establecer métodos y procesos de recuperación óptimos y un mejor aprovechamiento del potencial de la zona. Esta es la realidad de las concesiones otorgadas hasta ahora, las cuales no cuenta con información detallada del potencial aurífero con el que cuentan.

Concesiones mineras como Apanao, La Fe, Corazón de Jesús, La Lira, Las Mercedes, entre otros son los casos donde es necesaria información geotecnica que permitan establecer los parámetros operativos para un aprovechamiento efectivo dentro del marco de la legislación minera. El caso particular de la Concesión Minera Apanao donde la explotación ha sido a pequeña escala por medios rudimentarios, se plantea el aprovechamiento de las arenas de relaves o colas los cuales producidos por los mismos.

En vista de lo planteado se hace necesario el estudio de las características mineralógicas y fisicoquímicas de las arenas de relave de dicha concesión dado que brinda una alternativa de aprovechamiento sustentable, reduciendo significativamente el impacto ambiental negativo que genera la minería ya que enfoca la atención en áreas ya trabajadas y no sobre zonas boscosas vírgenes.

1.4 Alcance de la investigación

El presente estudio de investigación tiene como alcance la creación de una ficha de datos geotécnicos haciendo énfasis en las características fisicoquímicas y mineralógicas del lugar de estudio, las cuales serán el fundamento de los parámetros a considerar para el establecimiento de posibles métodos de recuperación que permitan aprovechar las arenas de relave presentes en la parcela AP3 así como en las demás parcelas que conforman la concesión minera Apanao.

CAPITULO II

GENERALIDADES

2.1 Empresa

La Cooperativa Minera Apanau 732, RL Rif – J31441626-0 se crea el 11 de noviembre de 2003 según resolución N° 294 de Ministerio Popular para el Petróleo y Minas (MPPPM) y publicado en gaceta oficial bajo N° 37.824 de fecha 24 de noviembre de 2003. Se crea con la finalidad coordinar, ejecutar y fiscalizar las labores mineras llevadas a cabo en la Concesión Minera Apanao.

2.2 Misión

Contribuir con el progreso local y nacional, fomentando una minería responsable y sustentable que propicie el desarrollo endógeno y la socialización de los recursos mineros.

2.3 Visión

Crece y fortalece la minería regional siendo referente responsable y rentable de la minería metálica y no metálica.

2.4 Estructura organizacional

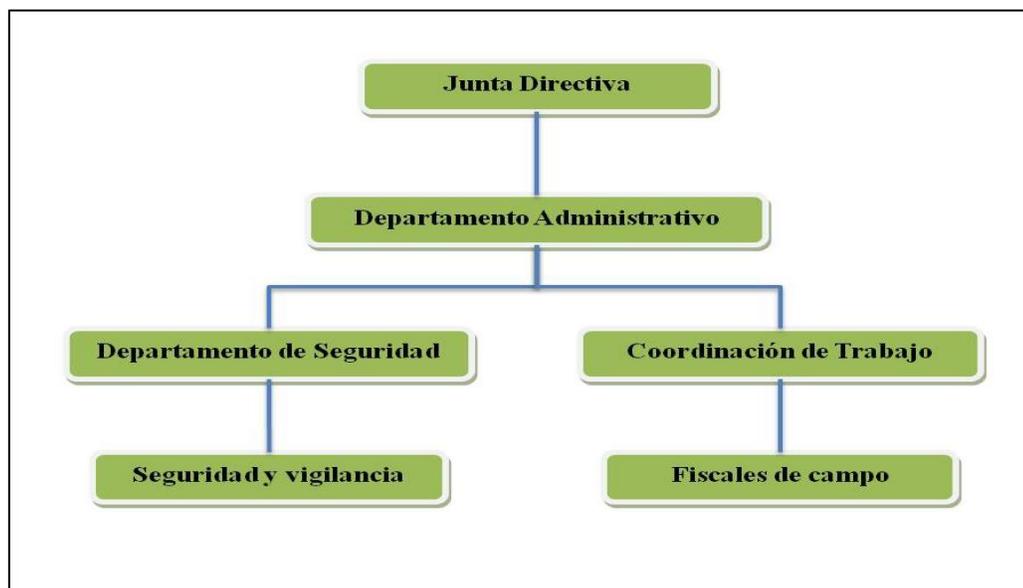


Figura 2.1 Estructura organizacional de la Cooperativa Minera Apanao 732, RL.

2.5 Localización geográfica del área de estudio

El área de estudio se encuentra ubicada en el km 37 de la troncal 10, carretera nacional que conecta Ciudad Guayana con Santa Elena de Uairen, en jurisdicción de la Parroquia Dalla Costa del Municipio Sifontes del Estado Bolívar (Figura 2.2); dentro de la Concesión Minera Apanao la cual comprende 2.231 has y está delimitada por las coordenadas reseñadas en la Tabla 2.1, según la hoja cartográfica de Catastro Minero N° 7935-IV-SO y N° 7935-III-NO (Figura 2.3).



Figura 2.2 Ubicación geográfica del área de estudio.

Tabla 2.1 Coordenadas UTM lote Concesión Minera Apanao (MIBAM, Inspectoría fiscal las claritas).

Bot	Coordenadas UTM	
	Norte	Este
B1	720.581	668.631
B2	720.584	669.600
B3	719.000	669.600
B4	717.825	674.166
B5	715.068	674.178
B6	715.052	668.648

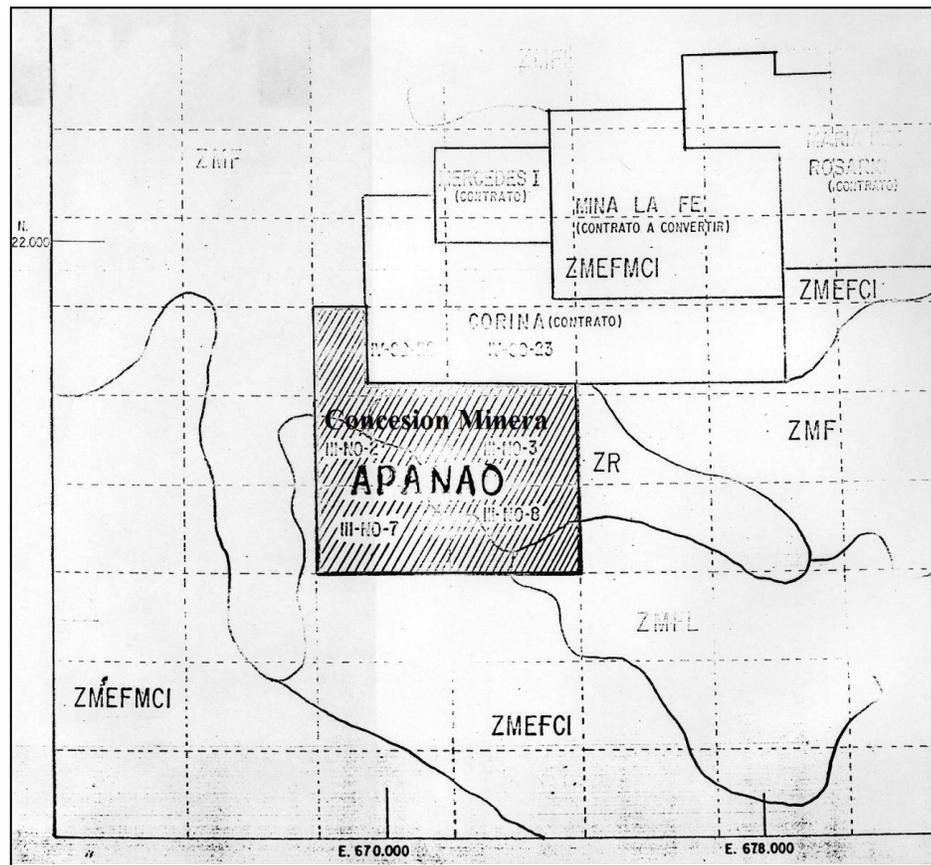


Figura 2.3 Concesión Minera Apanao (MIBAM, Inspección fiscal las claritas).

El área de estudio se ubica en la parcela AP3 en la parte noreste de la Concesión Minera Apanao (Figura 2.4) y comprende 25 hectáreas delimitadas por las coordenadas reseñadas en la Tabla 2.2.

Tabla 2.2 Coordenadas UTM Parcela AP3.

Bot	Coordenadas UTM	
	Norte	Este
B1	720.581	668.631
B2	720.584	669.600
B3	719.000	669.600
B4	717.825	674.166

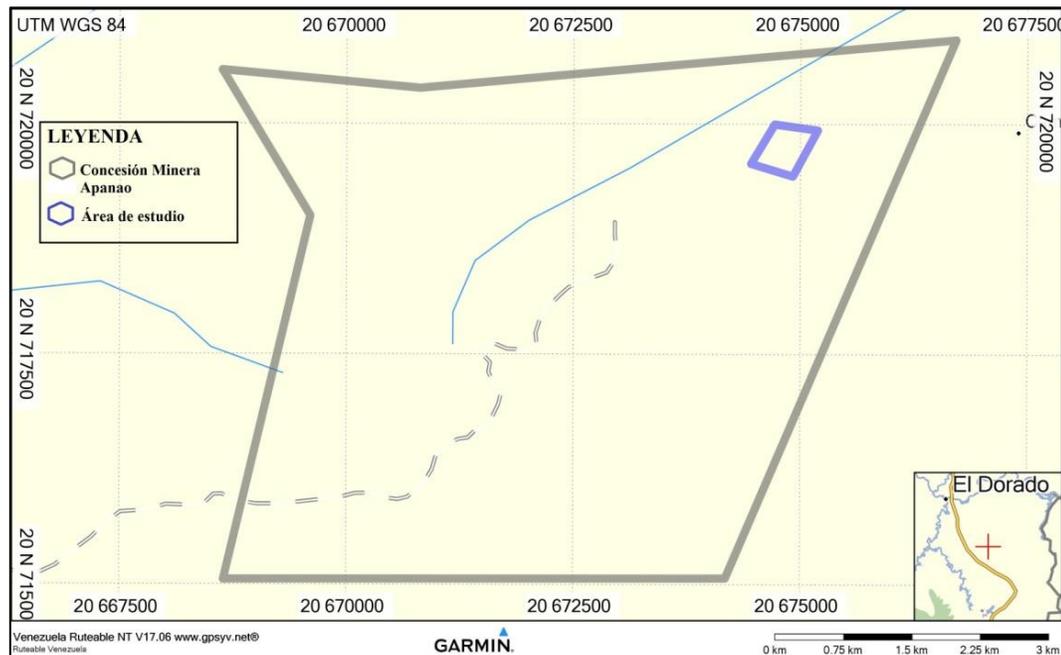


Figura 2.4 Mapa de área de estudio.

2.6 Acceso al área de estudio

El acceso a la zona se realiza por carretera asfaltada en la troncal 10, desde Ciudad Guayana - Upata - Guasipati - El Callao - Tumeremo - El Dorado - km37, tomando un desvío de 14.6 Km en carretera de tierra. Partiendo del km 37 en la carretera nacional vía Santa Elena de Uairen se toma el acceso secundario de carretera rustica llegando a la sede de la Cooperativa Minera Apanau 732 RL a los 10,2 km recorridos, luego siguiendo otros 4,4 km finalmente se llega a la parcela AP3 donde se encuentra el área sujeto a estudio (Figura 2.5).

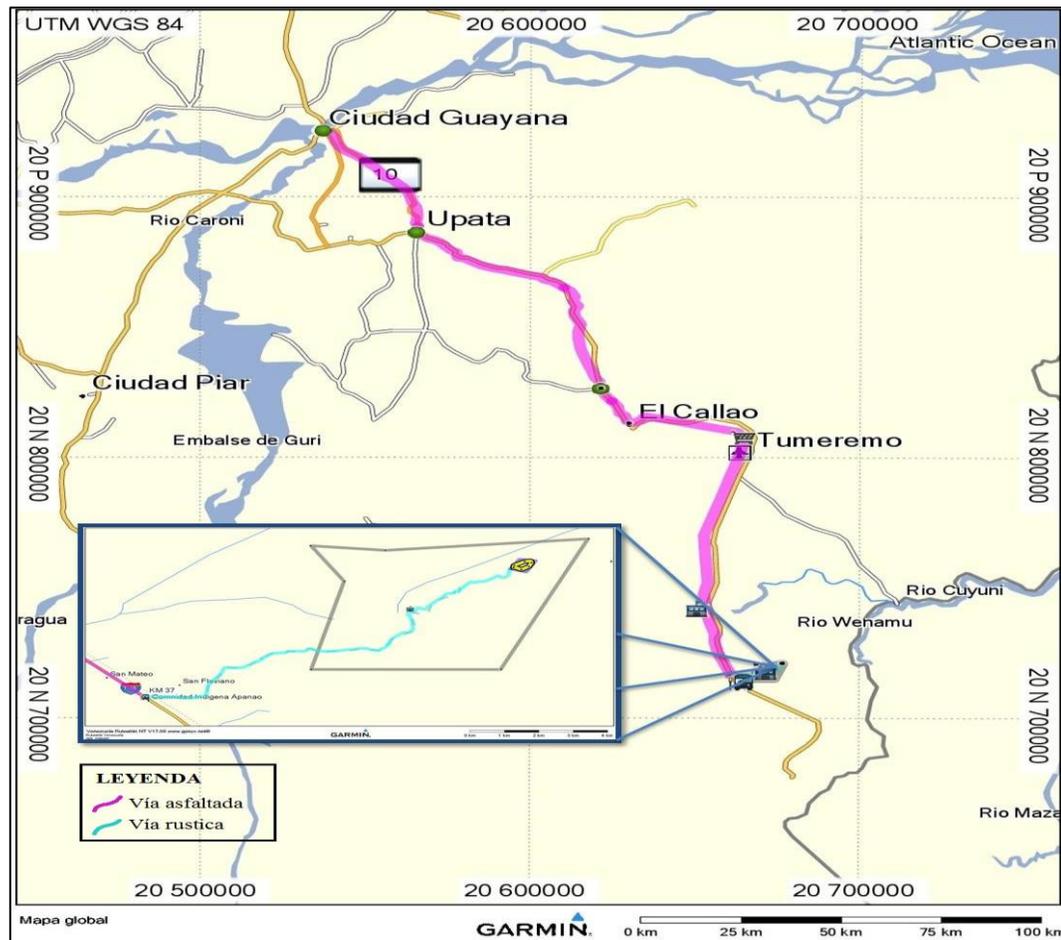


Figura 2.5 Vías de acceso al área de estudio.

2.7 Clima y temperatura

En el área de estudio, el clima es tropical húmedo y lluvioso; con dos estaciones: una lluviosa y otra seca; la primera se inicia a mediados del mes de Mayo hasta octubre y la segunda entre Noviembre y Marzo. La lluviosa desarrolla precipitaciones variables que se acentúan en los meses de Julio y Agosto, definiéndose en ese periodo los máximos de precipitación y niveles de los ríos y caños; la precipitación media anual es de 1800 mm anuales, registrándose así mismo precipitaciones mayores a 3000 mm (Figura 2.6).

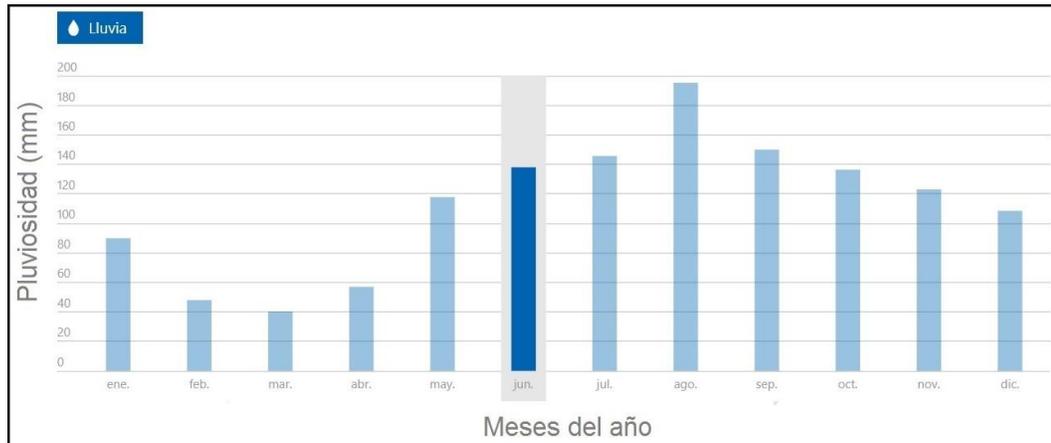


Figura 2.6 Pluviosidad anual de la zona de estudio.

La temperatura es uniforme durante todo el año, pero varía de acuerdo con la altitud con promedios de 33°C oscilando entre 25°C y 35°C (Figura 2.7). En el período de lluvia, la región recibe vientos alisios del noreste y, en época de sequía, alisios del sureste.

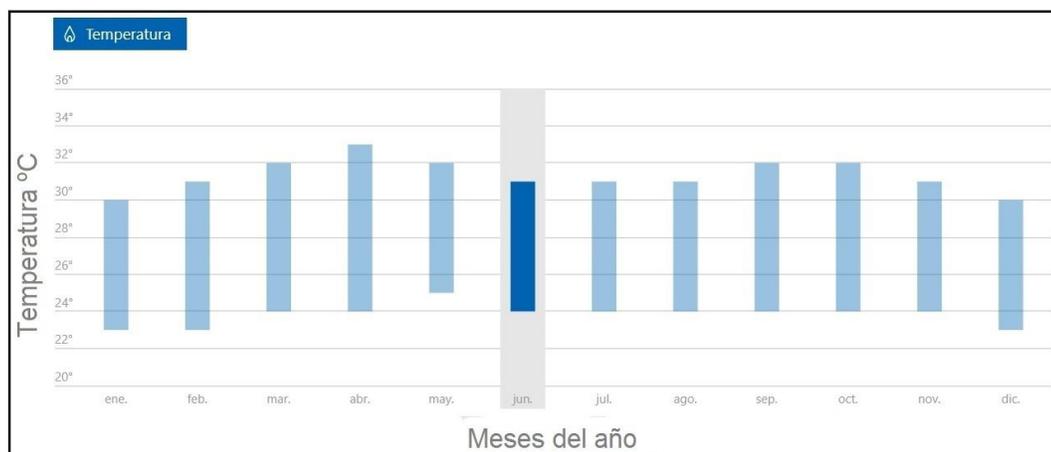


Figura 2.7 Temperaturas de la zona de estudio.

2.8 Vegetación

El bioclima presenta formaciones boscosas arbustivas y herbáceas entre estas la más extendida es el bosque tropical siempre verde (BsTsv), con alturas comprendidas entre 15 y 25 metros, además encontrándose emergentes aislados sobre los 30 m y un estrato de árboles entre 5 y 10 m de altura. El sotobosque presenta un estrato arbustivo entre 1 y 3 m donde se localizan individuos jóvenes de la especie albórea, son muy comunes las lianas y los bejucos con algunas especies de textura leñosa. Entre las especies más significativas podemos mencionar algunas como: caramacate, purgo, zapatero, algarrobo, picatón, pata é danto, hierrito, tacamajaca, etc (Figura 2.8).

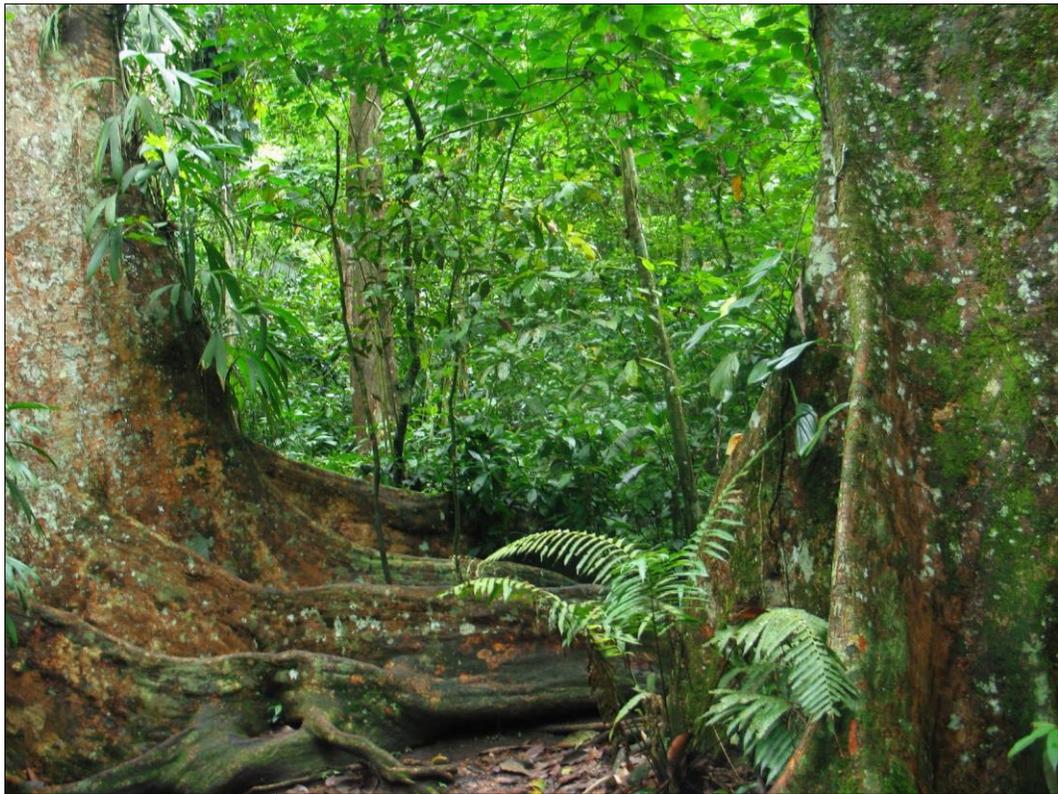


Figura 2.8 Bosque tropical característico de la zona de estudio.

2.9 Fauna

La fauna predominante la comprende el oso hormiguero, el armadillo gigante (cachicamo), báquiro, picure, jaguar o tigre, rabipelado, cunaguaro manigordo, pereza, lapa, danto, mono araña, mono araguato, mono tití y capuchino. Una muy rica avifauna expresada en el paují, gallito de las rocas, siete colores, campanero, guacamayo, tucán, gallina de monte, rey zamuro, cristofué, guacharaca, patos guirí. Entre los reptiles se cuenta con la baba, iguana, morrocoy, falsa Coral, tragavenado, anaconda, cuaima piña, mapanare, cascabel, boa esmeralda y coral entre otras especies. Entre los invertebrados están los alacranes, araña mona, caballito del diablo (libélula), escarabajos y mariposas.

2.10 Hidrografía

La hidrografía del área de estudio está representada por el río Cuyuní al norte y al oeste, este gran río del estado Bolívar particularmente no vierte sus aguas en el Orinoco, ya que desemboca en el Esequibo, que a su vez lo hace en el Atlántico, cerca de Georgetown, la capital de Guyana. Los principales afluentes del Cuyuní que tiene 618 km. son el Yuruari, Chicanán, Yuruán al norte y Botanamo, Venamo al este (Figura 2.9).

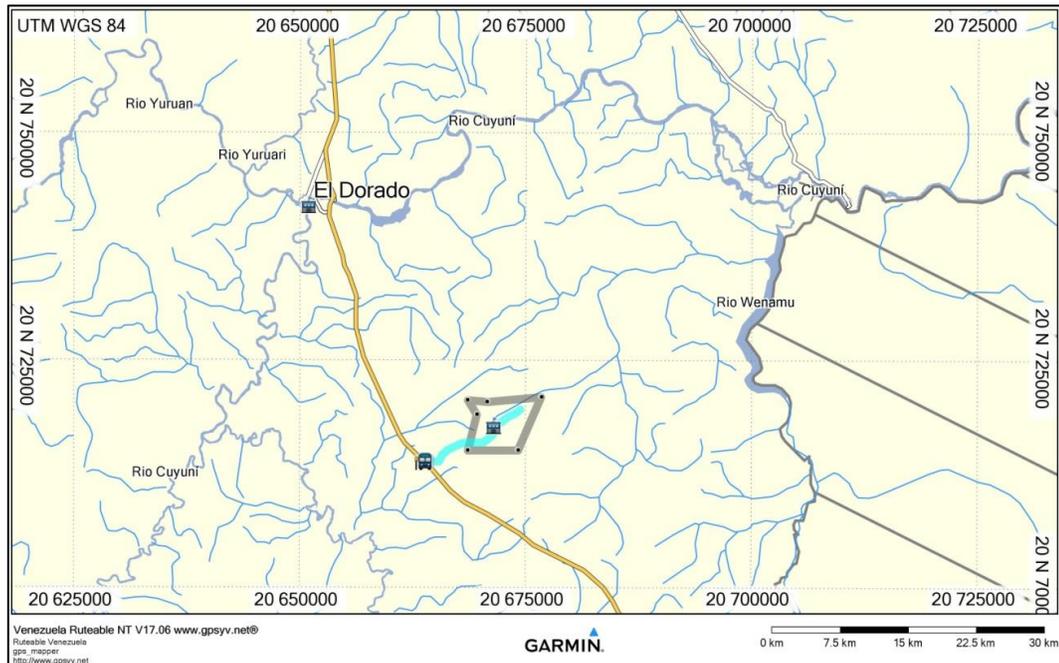


Figura 2.9 Hidrografía de la zona de estudio.

2.11 Geomorfología

Predominan el relieve montañoso con valles angostos con máximos de 220 msnm y mínimos de 134 msnm con extensos valles al norte y oeste y elevaciones al sur y al este donde el relieve supera los 800 msnm presentando una transición de montañoso boscoso a tepuyes rocosos. (Figura 2.10).

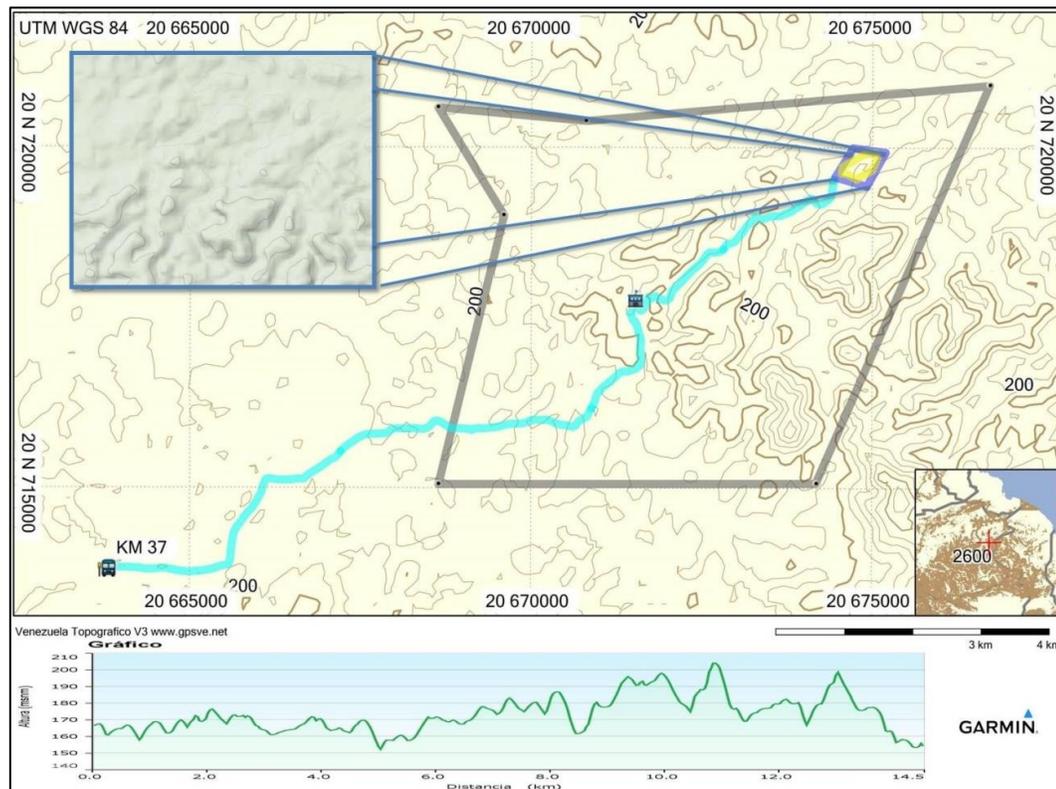


Figura 2.10 Geomorfología de la zona de estudio.

2.12 Suelos

Localmente los suelos son por lo general de origen residual, derivados de la meteorización de rocas ígneas y sedimentarias, particularmente andesitas y lavas, su textura es comúnmente arcillosa, mezclada con fragmentos subangulosos de cuarzo y rocas altamente meteorizados lo cual le da su coloración rojiza y/o amarillenta.

2.13 Geología regional

Los trabajos más actualizados reportados en la zona son los realizados por Mendoza 2000 y de allí se tomaron todas las fichas bibliográficas. El Escudo de Guayana, se extiende al sur del río Orinoco y ocupa algo más del 50% de la superficie de Venezuela; con rocas tan antiguas como 3.41 Ga (granulitas y charnockitas del Complejo de Imataca) (Teixeira y otros, 2000) y tan jóvenes como 0.711 Ga (kimberlitas eclogíticas de Guaniamo) (Charner y otros, 1997), que registran en buena parte una evolución geotectónica similar a la de los otros escudos precámbricos en el mundo.

El Escudo de Guayana (Figura 2.11), presenta una forma oval y litológicamente está constituido por rocas del precámbrico. De acuerdo a sus características petrológicas y tectónicas este Escudo se divide en cuatro Provincias Geológicas que de más antiguas a más joven son: Provincia Geológica de Imataca, Provincia Geológica de Pastora, Provincia Geológica de Cuchivero y Provincia Geológica de Roraima.

Petrológicamente la Provincia de Imataca (PI) pertenece al denominado cinturón de rocas granulítico, Pastora (PP) a los cinturones de rocas verdes y Cuchivero-Amazonas (PC) se caracteriza por las grandes extensiones de granitos. La Provincia de Roraima es una cobertura discordante sobre rocas pertenecientes a Pastora o Cuchivero-Amazonas. (Mendoza, V. 2005).

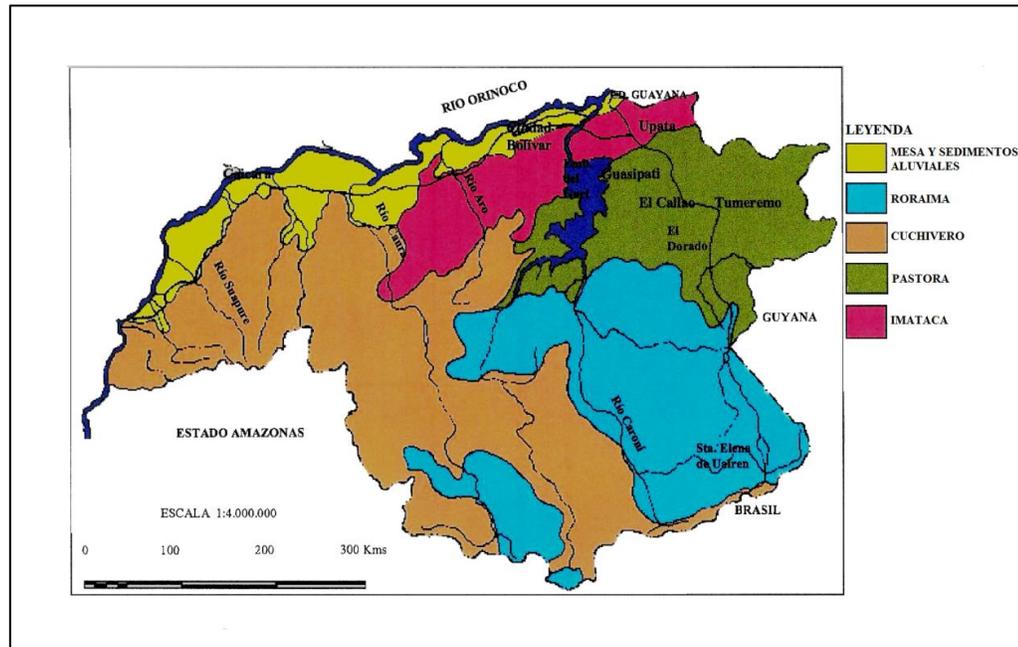


Figura 2.11 Provincias Geológicas del Estado Bolívar (Mendoza, V., 2005).

2.13.1 Provincia Geológica de Imataca

Está situada en el extremo Norte de la Guayana Venezolana, compuesta principalmente por gneises félsicos y máficos, formaciones bandeadas de hierro, dolomita, cuarcita, charnockitas, migmatitas, anfibolitas y demás rocas granitoideas en cantidades muy subordinadas. (Menéndez, 1994).

La Provincia Geológica de Imataca se extiende en dirección noreste desde las proximidades del río Caura hasta el Delta del Orinoco y en dirección noreste-sureste aflora desde el curso del río Orinoco hasta la falla de Guri por unos 550 km y 80 km, respectivamente. No hay razones para que Imataca no se extienda al Norte del Orinoco, ni al Oeste del río Caura, y por supuesto en tiempos pre-disrupción de la Pangea de África Occidental.

Algunas compañías petroleras que perforaron la faja del Orinoco al comienzo de los años 1980 encontraron rocas de alto grado metamórfico al Norte del río Orinoco. Sin embargo, rocas similares a las del Complejo de Imataca, no han sido observadas al Oeste del río Caura y esto se interpreta como que tal río marca el límite de borde continental próximo a una zona de subducción; o representa una corteza síalica parcialmente asimilada y parcialmente cubierta por las intrusiones del Grupo Cuchivero y del Granito Rapakivi de Parguaza.

Sin embargo, para muchos geólogos brasileños (Cordani y otros, 2000; Tassinari y otros, 2000 en Mendoza, 2000), basados en cientos de determinaciones de edades radiométricas, a incluido a las Provincias Imataca y Pastora en una sola provincia geocronológica denominada MaraoniItacaiúna, la cual limita al Norte con el río Orinoco, al Oeste con rocas sedimentarias del Grupo Roraima y volcánico-plutónicas del Grupo Uatumá (equivalente al Grupo Cuchivero), y las rocas de la Provincia Ventuari-Tapajós la limitan en el estado de Roraima; al Sur está limitada por el Escudo Guaporé.

Litológicamente la Provincia Geológica de Imataca está formada por gneises graníticos y granulitas félsicas (60%-75%), anfibolitas y granulitas máficas, y hasta ultramáficas (15%-20%) y cantidades menores complementarias de formaciones bandeadas de hierro, dolomitas, charnockitas, anortositas y granitos intrusivos más jóvenes y remanentes erosionales menos metamorfizados y más jóvenes cinturones de rocas verdes.

El metamorfismo registrado en estas rocas decrece desde la Mina de Hierro de El Pao, con granulitas de dos piroxenos en charnockitas, anortositas y granulitas máficas y hasta ultramáficas (que sugieren temperaturas de hasta 750-850 °C y moderadas a elevadas presiones de 8 a 8,75 kbs, equivalentes a menos de 30 km de presión de rocas), hacia la zona de Guri, con anfibolitas y migmatitas, rocas

graníticas, con granate-cordierita-sillimanita (que implican temperaturas de 650- 700 °C y presiones de 4 a 7 kbs). Estas rocas de alto grado metamórfico se interpretan (Mendoza, 2000) como evolucionados primitivos cinturones de rocas verdes y complejos graníticos potásicos y sódicos, varias veces tectonizados y metamorfizados hasta alcanzar las facies de la anfibolita y granulita.

La Provincia de Imataca registra seis o más dominios tectónicos, separados entre si por grandes fallas tipo corrimientos. Internamente el plegamiento es isoclinal con replegamiento más abierto. En la parte Norte, los pliegues tienen rumbo noroeste mientras que en la parte Sur la tendencia dominante de los pliegues es N 60°-70° E que es la que predomina regionalmente, es decir aproximadamente paralelas a la falla de Guri.

El Complejo de Imataca (Teixeira y otros, 1999 en Mendoza 2000), por Sm-Nd, modelo Tdm, dió un intervalo de incorporación de material del manto a la corteza de 3,0-3,23 Ga y otro intervalo de 2,8 a 2,9 Ga; mientras que la migmatización y metamorfismo de alto grado de granulitas y anfibolitas, contrario al postulado por Sidder y Mendoza (1995) en Mendoza 2000, que lo proponen durante 1,95-2,2 Ga de la Orogénesis Transamazónica, ocurrió entre 2,85 y 2,96 Ga. La edad Sm-Nd extrema más antigua es 3,41 Ga en un gneis charnockítico y la más joven de 2,6 Ga en rocas graníticas del Complejo de Imataca.

2.13.2 Provincia Geológica de Pastora

Se extiende desde la falla de Guri al Norte hasta las proximidades del Parque Nacional Canaima al Sur (Km. 95) por el Este hasta los límites con la zona en Reclamación del Esequibo y al Oeste hasta el río Caura. Está formada por Cinturones de Rocas Verdes (CRV) delgados, más antiguos y tectonizados, tipo Carichapo y

CRV, más anchos, jóvenes y menos tectonizados tipo Botanamo, y por complejos graníticos sódico, como el Complejo de Supamo. (Mendoza, V. 2005).

Toda la secuencia de los CRV de la PP fue intrusionada por granitos potásicos, dioritas y rocas gabroides con escasos y no bien definidos complejos máficos - ultramáficos, además de intrusiones y sills de diabasas y rocas asociadas norítico13 gabroides con algo de cuarzo. Los cinturones de rocas verdes más antiguos tienen tendencias estructurales próximas a N-S (N10°E a N20°O), mientras que los más jóvenes casi siempre muestran dependencias en ángulos rectos con las anteriores próximas a E-O (N70°-80°E); lográndose observar el choque de estas dos tendencias y de ambos tipos de CRV en las imágenes de radar que cubren la zona del río Marwani, quedando detallado en los estudios de C.V.G. Tecmin CA-USGS. (Salazar E. y otros, 1989 en Mendoza, V. 2005).

2.13.2.1 Cinturones de Rocas Verdes (CRV)

Los cinturones de rocas verdes son áreas dentro del escudo de Guayana que se caracterizan por un metamorfismo de bajo grado en abundantes rocas ígneas básicas. Los cinturones de rocas verdes en el Escudo de Guayana lo conforma el grupo Pastora (Venezuela); el grupo Barama-Mazaruni de Guyana, el Grupo Marowijne y el Grupo Coeroni de Suriname, la Serie Paramaca (Grupos Orapú y Bonidoro) de la Guyana Francesa y el grupo Villa Nova de Brasil, el CRV de Parima-Cauarame del Alto Orinoco-Surucucú de Brasil. Estos CRV y rocas graníticas asociadas forman la gran provincia Maroni- Itacaiuna, un cinturón móvil que forma gran parte del Cratón Amazónico. Los CRV más antiguos de Pastora son posiblemente correlacionables con CRV del Birrimian de África Occidental. (Mendoza, V. 2005).

Los CRV, están por lo general asociados estrechamente con procesos relacionados con fluidos y mineralización de oro en rocas huésped posteriores a zonas de cizallamiento. Los depósitos en forma de filones de cuarzo auríferos se desarrollaron durante y brevemente después de las formaciones de los cinturones de rocas verdes. En la figura 2.12 se puede observar la ubicación de los cinturones de rocas verdes en el Escudo de Guayana. (Mendoza, V. 2005).

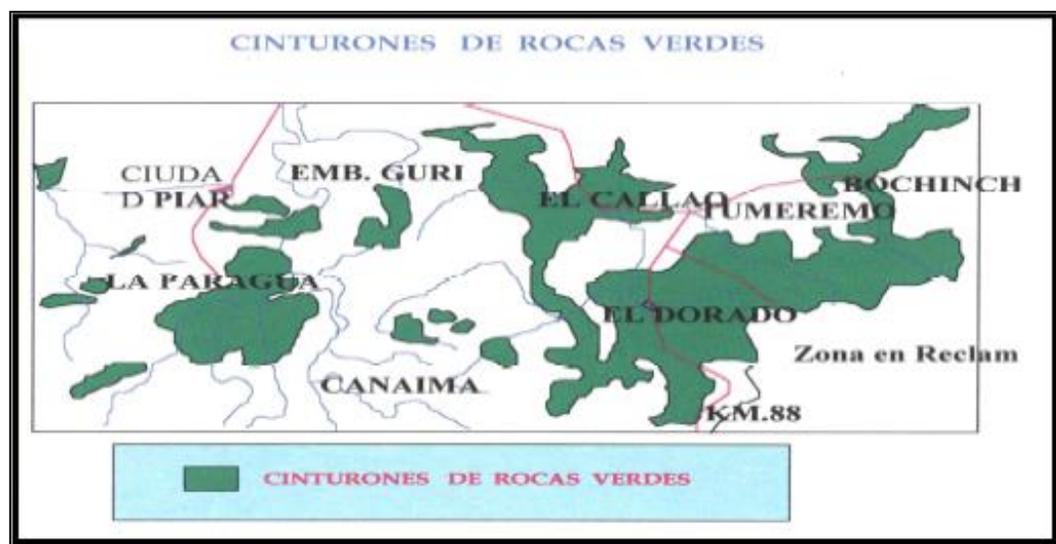


Figura 2.12 Cinturones de rocas verdes (CRV) del escudo de Guayana (Mendoza, V. 2000).

2.13.2.2 Depósitos minerales de los Cinturones de Rocas Verdes (CRV)

El crecimiento rápido y la estabilización de la corteza continental con un régimen de alto flujo de calor durante el Nearquezoico y Paleoproterozoico resultaron en acumulación abundante en rocas de los CRV, acompañados o no de sulfuros masivos volcanogénicos y komatitas ricas en níquel hacia la base de los CRV. La asociación litológica que compone los CRV es similar a la observada en rocas verdes de márgenes convergentes modernos de la cuenca del pacífico que contiene depósitos de oro y de sulfuros masivos. En contraste, los depósitos minerales

que se asocian a ambientes más cercanos al continente e intracontinentales asociados frecuentemente a magmatismo anorogénico, fueron excepcionalmente importantes y abundantes durante el Mesoproterozoico, cuando se va formando el gran supercontinente Rodinia. (Mendoza, V. Op. cit).

2.13.2.3 Depósitos de Oro en los CRV

El oro en Venezuela se produce principalmente en depósitos tipo veta, los cuales están clasificados predominantemente en depósitos mesotermales u orogénico. Todos los depósitos muestran una gran similitud y características minerales iguales. Las vetas son continuas entre 2 cm.- 10 m de espesor, se extiende en dirección desde 50 m hasta 5 Km. El yacimiento principal está proyectado sobre estructuras estratificadas de metatobas. Este rumbo parece quedar a lo largo de un eje de un corredor sinclinal. La mayor ganga se compone de cuarzo, adicionalmente con albita, ankerita y turmalina. El yacimiento aurífero está compuesto principalmente de pirita con solamente cantidades menores de otros sulfuros (Calcopirita, Pirrotita y Arsenopirita). El oro se encuentra en la fractura entre el cuarzo y la pirita. Todas las rocas de las vetas están fuertemente Silicificadas, Carbonatizadas o Albitizadas, dependiendo de la composición química de la litología de la roca caja. (Mendoza, V. Op. cit).

En orden decreciente de abundancia, los principales tipos de depósitos de oro en los CRV son vetas de cuarzo y carbonatos, bajas en sulfuros, con oro, depósitos de sulfuros diseminados, asociados a sulfuros masivos o a pórfidos de Cu- Au, “Stock Works”, sulfuros masivos con oro y vetas de cuarzo muy ricas en carbonatos. (Mendoza, V. 2000).

Los CRV del Escudo de Guayana contienen importantes depósitos de vetas hipotermiales de cuarzo aurífero del subtipo de bajo contenido de sulfuros (<5% en promedio). Tales vetas están asociadas a zonas de cizalla y fallas, y en general siguen tres tendencias estructurales: 1) noreste tipo Colombia- América de MINERVEN, Lo Increíble, Bochínche, Las Cristinas y otras, 2) norte-sur tipo Croacia-Chocó, Fosforito, etc., 3) noroeste como Laguna, Camorra y otras. Sin embargo, las mayores concentraciones de oro se produce en la intersección de zonas de cizallas, como la zona principal de La Camorra con la Veta Betzy (N60-70°O versus E-O, aproximadamente) o la intersección de la veta Chile (E-O) con la veta Laguna- Santa Rita (N60-70°E), o la veta América (N70°E) con la veta Colombia (N45°E). (Mendoza, V. 2000).

Los distritos auríferos más importantes de la Provincia Pastora son El Callao, Lo Increíble-Tomi, Las Cristinas, Uroy El Foco, El Dorado-Camorra, Bochínche-Introducción, Marwani y EL Manteco. Al Oeste del Caroní también existe mineralización aurífera en los CRV y algo en los CRV de La Esperanza- El Torno sobre Imataca, pero son mucho menos importantes que los localizados al Este del Caroní. La tendencia estructural más dominante e importante es la NE, subparalela a la Falla de Guri N70°E, con diques y sills de diabasas emplazadas a lo largo de ellas, como la Falla de Guasipati, la de Laguna. (Mendoza, V. 2000).

2.13.3 Provincia Geológica de Roraima

Fue denominada por Mendoza, (1977) como Provincia Estructural Canaima ocupando gran extensión del Escudo Guayanés. Discordantemente sobre la Provincia de Cuchivero y Pastora se depositaron extensas facies continentales a deltáico – costanera; esencialmente consiste de una secuencia de areniscas feldespáticas, conglomerados, escasas lutitas y limolitas con intercalaciones de tobas vítreas muy ácidas, dateadas geocronológicamente en unos 1600 m.a (Rb/Sr).

Los conglomerados de Roraima, que se localizan en la base de la provincia (Formación Uairén) yacen discordantemente sobre ignimbritas riolíticas de la Formación Caicara (equivalente en Brasil a la Formación Pacaraima). Localmente estos conglomerados están enriquecidos en oro y diamantes, sobre cuyo origen se han formulado hipótesis de pre-rift o separación de África y América del Sur. Al parecer existen pipas kimberlíticas muy antiguas pre-Roraima de 2000 m.a, así como pipas más jóvenes intrusivas, obviamente que los diamantes encontrados en aluviones pueden ser de esta fuente, separadas en el tiempo pero no en el espacio. (Mendoza, 2000).

Este autor considera que las cuarcitas de la Formación Mataui (tope de Roraima) se depositaron discordantemente sobre granitos Rapakivi (Parguaza); ellos, unidos a la ausencia de tobas vítreas y conglomerados en el estado Amazonas conducen a postular que mientras en la parte occidental del Escudo de Guayana permanecía elevada y continental, la parte oriental había alcanzado la peneplanación con desarrollo de deltas y mares epicontinentales muy poco profundos, durante la depositación de la Formación Uairén, Kukenan, Uaimapue entre 1600–1800; hacia 1500 m.a ocurre la intrusión de los granitos rapakivis y ya para 1300–1500 m.a todo el escudo debió estar peneplanado con grandes desarrollos deltáicos y mares, lagos epicontinentales donde se depositaron miles de metros cúbicos de sedimentos (cuarcitas bien seleccionadas de la Formación Mataui).

Hace 1200 m.a comenzó el equilibrio isostático produciendo algunos plegamientos en el tope de Roraima y también algún fallamiento. Localmente se observan metamorfismo de carga. Urban, (1974) en Mendoza 2000, así como metamorfismo de contacto con los intrusivos post-Parguaza en el estado Amazonas (1300 m.a) con desarrollo de pirofilitas y andalucitas.

2.13.4 Provincia Geológica de Cuchivero

De acuerdo a los estudios realizados por los geólogos de C.V.G. TÉCNICA MINERA, 1986, es la más extensa y menos conocida de las provincias; ocupa el extremo Oeste del Escudo Guayanés extendiéndose hacia el Sur del estado Amazonas, sureste de Santa Elena de Uairén. En contacto discordante y de falla (denominado frente Caura) se caracteriza la Provincia Geológica Cuchivero / Amazonas, por la escasez o ausencia casi total de Cinturones de Rocas Verdes, mientras que predominan las rocas volcánicas ácidas, que representan la parte inferior de la provincia, ocupando sinforme entre grandes masas graníticas y siguiendo un patrón estructural Norte – noreste.

La Provincia de Cuchivero es afectada por la orogénesis transamazónico, que representa un evento de magmatismo ácido con escaso tectonismo asociado. La edad radiométrica es de 1700– 2000 m.a. (Mendoza, 1977).

2.14 Geología Local

La zona de estudio pertenece a la Provincia geológica de Pastora y en ella predomina una secuencia de rocas volcánico y volcánico-sedimentaria perteneciente a la Formación Caballape del Grupo Botanamo. Estas rocas se encuentran afectadas por un metamorfismo de bajo grado, facies de los esquistos verdes y subesquistos verdes. Sobre el área de estudio aparecen muy pocos afloramientos debido a la intensa meteorización imperante en la zona, generando una extensa cubierta laterítica de mayor o menor espesor, dependiendo de la unidad litoestratigráfica de la cual se haya derivado. (Menéndez, A. 1994 en Mendoza, V. 2005) propuso dividir la Provincia Geológica de Pastora de la siguiente manera. (Figura 2.13).

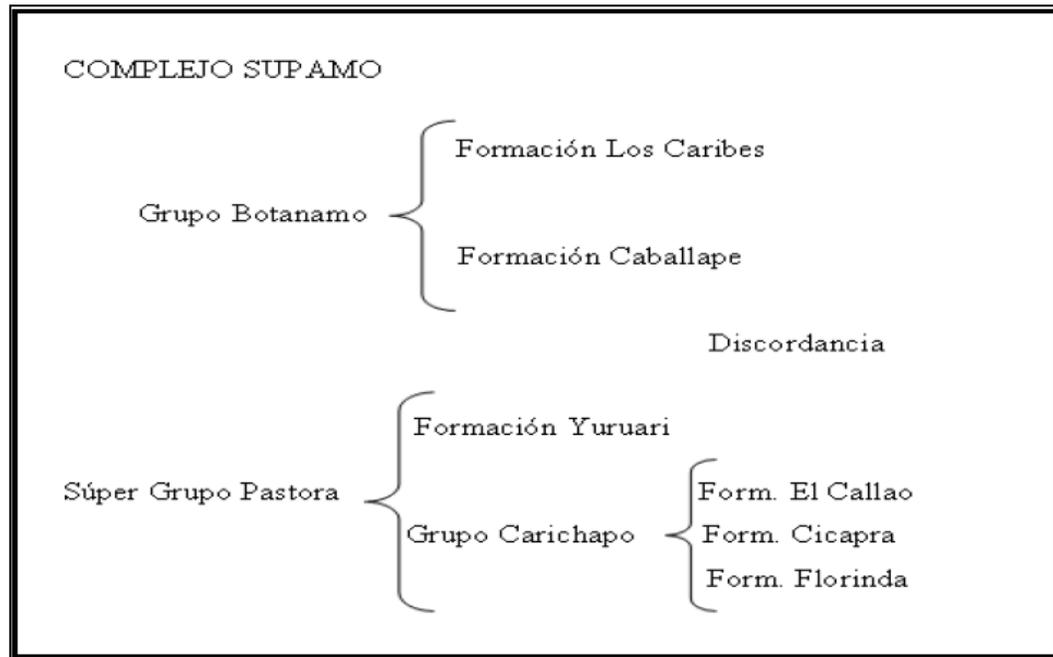


Figura 2.13 División litoestratigráfica de la Provincia Geológica de Pastora (Menéndez, A. 1994 en Mendoza, V. 2005).

2.14.1 Supergrupo Pastora

En la región de Guasipati-El Callao se compone del Grupo Carichapo (Formaciones Florinda, Cicapra y El Callao) y de la Formación Yuruari (Menéndez, A. 1968). Para Menéndez la Formación El Callao es la más baja en la secuencia, su base se desconoce y aparece siempre como un contacto intrusivo con rocas graníticas del Complejo de Supamo y su contacto superior es de falla a transicional con la Formación Yuruari. El Callao según Menéndez, A. (1968) aparece parcialmente equivalente a Cicapra.

Formación Florinda, fue inicialmente prospectada para oro por CVG Tecmin C.A. (1989) y redefinida por Menéndez, A. (1994) en Mendoza, V. 2005, como equivalente a la parte inferior de la Formación El Callao y cuando ésta última está ausente se localiza infrayacente a la Formación Cicapra. Litológicamente la FF está

compuesta de metabasaltos almohadillados, tholeílicos-komatílicos o magnesianos, intercalados con rocas ígneas posiblemente intrusivas alteradas con abundante talco y carbonatos, de composición komatílica. (Menéndez, A. 1968 en Mendoza, V. 2005).

Formación Cicapra, presenta un espesor de 2.000 m de paquetes alternantes rítmicamente compuestos cada uno de tobas básicas submarinas, grauvacas turbidílicas y limolitas volcanogénicas, tobas lílicas, tobas brechoides, aglomerados volcánicos y en el tope cherts hematílico-manganesíferos (BIF). Estas rocas están metamorfizadas a la facies de esquistos verdes, con esquistos porfiroblásticos formados de actinolita-epidota-biotita-albita, con poco cuarzo. De hecho muchas de estas rocas tienen composición química komatílica y basalto-komatílica. Geomorfológicamente ocupan áreas bajas planas y sus suelos son lateritas arcillosas color vino tinto. El contacto de Cicapra y El Callao es de cuña de falla, pero el contacto de Cicapra sólo con Yuruari parece ser gradacional. (Mendoza, V. 2000).

Formación el Callao, el espesor estimado de esta formación es de 3.000.m, estando formada casi exclusivamente de: a) Lavas basálticas bajas en potasio y altas en hierro, b) Flujos de lavas andesílicos con un predominio transicional entre las lavas basálticas y las andesílicas, c) Basandesitas con estructuras almohadilladas, d) Brechas de flujos al tope levemente metamorfizadas y e) Bif o cuarcitas, chert ferruginosas y manganesíferos, esquistos talcosos a basaltos komatílicos-tholeílicos, aparecen en pequeños volúmenes. (Mendoza, V. 2000).

Formación Yuruari, según Menéndez, A. (1968) suprayace concordantemente, a las formaciones El Callao y Cicapra. Sin embargo, al menos en Lo Increíble, la Formación El Callao está por encima de la Formación Yuruari, en contacto de falla inversa de ángulo bajo a intermedio. La FY se compone litológicamente de filitas, esquistos y metatobas félicas, metalutitas negras de hasta 50 m de espesor. Los esquistos y filitas no parecen ser meta sedimentarios, sino más bien tobas y lavas

félsicas (dacíticas y riódacíticas) metamorfizadas. Cerca del contacto de las formaciones Yuruari-El Callao se observan pequeñas intrusiones porfídicas félsicas en las lavas de El Callao. Se ha interpretado que tales felsitas intrusivas en El Callao son comagmáticas con las felsitas de Yuruari.

2.14.2 Grupo Botanamo

(Benaim, N. 1972 en Mendoza, V. 2005) definió al Grupo Botanamo al Sur de la Región de Guasipati, en el CRV de El Dorado-Marwani, como constituido por las formaciones Caballape y Los Caribes.

Formación Caballape, yacen discordantemente sobre rocas del Supergrupo Pastora y no son intrusionadas por los granitos del Complejo de Supamo, es decir que claramente son de edad post-Pastora y post-Supamo. En la zona de El Callao-Tumeremo, quebrada Caballape, aflora una buena sección de grauvacas gradadas, limolitas y conglomerados (80%) con cantidades menores de tobas, brechas y flujos piroclásticos de composición andesítica a riódacítica que corresponde a la parte inferior o basal de la Formación Caballape. Esta secuencia fue intrusionada por sills de gabros y fueron conjuntamente plegados, replegados y metamorfizados con ella, como se observa en los desarrollos mineros de McKenzie y Charles Richard de la mina aurífera Tomi, explotada a cielo abierto y localizada a unos 12 Kms al NE de El Callao y próxima a la quebrada Caballape.

Formación Los Caribes, consiste de una intercalación de filitas grises y verdosas que gradan a rojas, que son las más abundantes y se interestratifican con areniscas rojas, con conglomerados polimícticos, limolitas y algunas tobas félsicas. El paso de la Formación Caballape a la Formación Los Caribes fue transicional y gradacional y así parece ser también el cambio de una atmósfera cada vez menos reductora a una atmósfera cada vez más oxidante. (Mendoza, V. 2000).

2.14.3 Complejo de Supamo

El Complejo de Supamo fue considerado por Mendoza V. 2005 como un conjunto de rocas graníticas, intrusivas, y/o reactivadas, en rocas del Supergrupo Pastora, con alto contenido de Na₂O, tales como tonalitas, trondjemitas, granodioritas (TTG) cuarzo-monzonitas, gneises y migmatitas equivalentes. Las rocas graníticas con normal a alto contenido de K₂O y bajo a normal de Na₂O, o granitos "sensus estricto", fueron consideradas por esos autores, como granitos más jóvenes, evolucionados e inclusive intrusivos en el Complejo de Supamo y hasta en los CRV más jóvenes como el de Botanamo. Los granitos del Complejo de Supamo, generalmente, forman domos expandidos y arqueados contra los apretados y replegados sinformes de CRV, como los domos de El Manteco, Santa Justa y otros. Asociados a estas rocas existen una serie de plutones pequeños y pórfidos ricos en cuarzo. Geomorfológicamente forman áreas bajas y planas, sabanas, con escasa vegetación y suelos muy arenosos, ricos en cuarzo y en vetas de cuarzo estériles.

2.15 Deformación estructural

Los Cinturones de Rocas Verdes de Caballape han sido plegados con ejes antiformes de dirección NE-SO y fracturas de cizalla NNE, paralelas a la Falla de la quebrada Amarilla y fracturas NO (Mendoza 2000). Sobre el área de estudio, es difícil tener una idea de la deformación general de la secuencia volcano-sedimentaria debida a la intensa meteorización imperante y espesa vegetación que limitan la apreciación de la misma.

2.16 Foliación

La foliación regional tiene una dirección general N 10-40° W con buzamiento de (50-70) ° SW. Esta foliación no cambia mucho fuera de la zona de falla y cizallamiento en las que se ubican las principales mineralizaciones de la concesión, su desarrollo está relacionado con el metamorfismo regional que afecto toda la secuencia volcano-sedimentaria de manera constante en la zona.

Como consecuencia de la regularidad de la dirección y buzamiento de la foliación, no hay plegamiento súper impuesto en el área, por lo tanto aparentemente se tiene un plegamiento a la escala regional.

2.17 Tipos de suelos

Los suelos que se presentan en la zona de estudio son del tipo laterítico-saprolítico y son el resultado de la descomposición meteórica de las rocas subyacentes. Básicamente en el área se distinguen 3 tipos de suelos que son el reflejo de la litología y el relieve:

Suelos desarrollados sobre metatobas y metalavasandesíticas o basálticas; carácter residual, textura arcillosa, color marrón rojizo.

Suelos desarrollados sobre áreas caolinitizadas por efecto de la alteración meteórica e hidrotermal, carácter residual, textura arcillosa-limosa a limo-arcilloso. De acuerdo a la escala de Wentworth relativa al tamaño de las partículas de los sedimentos clásticos, este tipo de suelo se define como limolitas de grano fino a lutitas de grano grueso.

Suelos compuestos por aluviones y coluviones, localizados en zonas depresionales y en las márgenes de las principales vías de drenaje, poseen textura mixta (grava, arena, limo y arcilla).

2.18 Tipos de mineralización

De forma general, se aprecian yacimientos de oro tipo “sulfuros diseminados” (hematita, pirrotina, ilmenita y otros óxidos metálicos).

2.18.1 Mineralización primaria

En este tipo de mineralización el oro se presenta en vetas de cuarzo, libre, asociado con sulfuros (pirritas) y a óxidos de hierro. En la parcela denominada AP2 se localizan el principal yacimiento aurífero primario, donde el oro está asociado a vetas con cuarzo y turmalina. También encontramos oro asociado a sulfuros diseminados de grano grueso a fino en brechas hidrotermales con turmalina.

2.18.2 Mineralización secundaria

El oro se presenta en eluviones sin desplazamiento, producto de la alteración de vetas y vetillas, en una roca caja generalmente caolinitizada. En antiguos aluviones, el oro se presenta mezclado a material cuarcífero y óxido de hierro, formando una capa de espesor variable entre (30-45 cm), localizándose preferentemente a una profundidad entre 4-8 m. En aluviones recientes (laderas montañosas), constituido por cuarzo de grano medio a grueso, cerca de la superficie, en zonas deprimidas siendo este el caso de la parcela denominada AP3 sujeta a estudio.

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO

3.1 Bases teóricas

3.1.1 Caracterización mineralógica

El análisis mineralógico, es una técnica de investigación geológica de laboratorio, dedicada a la obtención de información mineralógica como color, brillo, morfología de los cristales, agregados cristalinos, asociación mineral en que se encuentra el mineral de interés, entre otros. Estos datos son necesarios para la evaluación y aprovechamiento de las materias primas-minerales; siendo el microscopio el principal instrumento empleado en el estudio de los minerales. Además del estudio microscópico de minerales, existen otros métodos complementarios de investigación; entre los principales podemos citar los siguientes: difracción de Rayos X, Análisis espectrografico, Microsonda Eléctrica, Análisis Térmico Diferencial, Espectrofotometría de Absorción Atómica. (Candiotti, H. 2007).

3.1.2 Caracterización fisicoquímica

La caracterización fisicoquímica comprende una serie de valores tanto físicos como químicos que permiten establecer parámetros importantes en la selección y diseño de procesos a aplicar.

3.1.2.1 Humedad

Se denomina humedad a la cantidad de agua por volumen de tierra que hay en un terreno. Su medición exacta en muestras de suelos se realiza gravimétricamente, pesando una muestra de tierra antes y después del secado.

3.1.2.2 Densidad

Una de las propiedades de los sólidos, así como de los líquidos e incluso de los gases es la medida del grado de compactación de un material: su densidad. La densidad es una medida de cuánto material se encuentra comprimido en un espacio determinado; es la cantidad de masa por unidad de volumen.

La densidad es una propiedad intensiva de la materia definida como la relación de la masa de un objeto dividida por su volumen. La masa es la cantidad de materia contenida en un objeto y comúnmente se la mide en unidades de gramos (g). El volumen es la cantidad de espacio ocupado por la cantidad de la materia y es comúnmente expresado en centímetros cúbicos (cm³) o en milímetros (ml) (un cm³ es igual a 1 ml). Por consiguiente, las unidades comunes usadas para expresar la densidad son gramos por mililitros (g/ml) y gramos por centímetros cúbicos (g/cm³). (Fernández, J. 2013).

Por el hecho de que la arena está formada por un conjunto de granos que dejan huecos entre sí, y que los granos tienen una conformación porosa superficial e interna, la densidad de las arenas toman diferentes valores, según la característica de huecos y/o porosidades consideradas. (Fernández, J. 2013).

Según Fernández, J. (2013) las densidades que se miden en la arena son la densidad aparente en forma compactada o suelta y en condición seca o húmeda, la densidad real en condición seca o saturada de superficie seca, la densidad neta en condición seca y la densidad absoluta en condición seca.

Densidad aparente: Es la relación que existe entre el peso seco (105° C) de una muestra de suelo, y el volumen que esa muestra ocupaba en el suelo. Viene dada por la Ecuación 3.1

$$\rho_a = \frac{M_s}{V_t} \quad (3.1)$$

Donde

ρ_a = Densidad aparente

M_s = Masa de suelo seco

V_t = Volumen total de la muestra

Densidad real: Es el promedio ponderado de las densidades de las partículas sólidas del suelo. Viene dada por la Ecuación 3.2:

$$\rho_r = \frac{M_s}{V_s} \quad (3.2)$$

Donde

ρ_r = Densidad real

M_s = Masa de los sólidos

V_s = Volumen de los sólidos

3.1.2.3 Ph

El pH del suelo es una medida de la acidez o alcalinidad en los suelos. El pH se define como el logaritmo (base 10) negativo de la actividad de los iones hidronio (H^+ , más precisamente, H_3O^{+aq}) en una solución. El índice varía de 0 a 14, siendo 7 neutro. Un pH por debajo de 7 es ácido y por encima de 7 es básico (alcalino).

Técnicamente, la escala se refiere realmente a la concentración de iones cargados positivamente de hidrógeno (H^+) e iones cargados negativamente de hidroxilo (OH^-) en solución. Más iones hidrógeno que iones hidroxilo hacen una solución ácida, mientras que una solución alcalina contiene más iones de hidroxilo que iones de hidrógeno. La escala del pH es logarítmica, lo que significa que cada unidad de pH tiene 10 veces más iones de hidrógeno como la unidad por encima de él. Así, a pH 4, hay 10 veces más iones de hidrógeno que a pH 5 y 100 veces más iones de hidrógeno que a pH 6. (Bier, A. 2010).

3.1.2.4 Espectrofotometría de absorción atómica

La espectroscopia de absorción atómica (a menudo llamada espectroscopia AA o AAS, por atomic absorption spectroscopy) es un método instrumental de la química analítica que permite medir las concentraciones específicas de un material en una mezcla y determinar una gran variedad de elementos. Esta técnica se utiliza para determinar la concentración de un elemento particular (el analito) en una muestra y puede determinar más de 70 elementos diferentes en solución o directamente en muestras sólidas utilizadas en farmacología, biofísica o investigación toxicológica.

La espectroscopia de absorción atómica usa la adsorción de la luz para medir la concentración de la fase gaseosa de átomos. Ya que la mayoría de las muestras son sólidas o líquidas, los átomos o iones de los analitos deben ser vaporizados a la flama o en un horno de grafito. Los átomos adsorben luz visible o ultravioleta y hacen transiciones a niveles de energía más altos. La concentración del analito es determinada por la cantidad de adsorción. Aplicando la ley de Beer-Lambert directamente en la espectroscopia AA es difícil debido a la eficiencia de la atomización de la muestra de la matriz y a la no-uniformidad de la concentración, y a la longitud de la trayectoria de los átomos del analito (en el horno de grafito AA).

Las mediciones de concentración son generalmente determinadas de una curva de calibración, después de haber calibrado el aparato con los estándares de concentración conocida. (Merino, M. 2010).

3.1.3 Caracterización metalúrgica

La caracterización metalúrgica consiste en determinar la respuesta del mineral frente a los procesos de beneficios y extracción, y de esta manera predecir su comportamiento metalúrgico mediante los ensayos de índice de Bond, análisis granulométrico, distribución mineral en los diferentes matrices y grado de lixivialidad.

3.1.3.1 Análisis granulométrico

Se denomina clasificación granulométrica o granulometría, a la medición y graduación que se lleva a cabo de los granos de una formación sedimentaria, de los materiales sedimentarios, así como de los suelos, con fines de análisis, tanto de su origen como de sus propiedades mecánicas, y el cálculo de la abundancia de los correspondientes a cada uno de los tamaños previstos por una escala granulométrica.

El tamaño de los granos de un suelo se refiere a los diámetros de las partículas que lo forman, cuando es indivisible bajo la acción de una fuerza moderada. Las partículas mayores son las que se pueden mover con las manos, mientras que las más finas por ser tan pequeñas no pueden ser observadas con un microscopio. De igual forma constituye unos de los fundamentos teóricos en los que se basan los diferentes sistemas de clasificación. (Arapa, A. 2011).

Los análisis granulométricos se realizan mediante ensayos en el laboratorio con tamices de diferente enumeración (Tabla 3.1), dependiendo de la separación de los cuadros de la malla. Los granos que pasen o se queden en el tamiz tienen sus características ya determinadas. Para el ensayo o el análisis de granos gruesos será muy recomendado el método del Tamiz; pero cuando se trata de granos finos este no es muy preciso, porque se le es más difícil a la muestra pasar por una maya tan fina; Debido a esto el Análisis granulométrico de Granos finos será bueno utilizar otro método. (Arapa, A. 2011).

En geología, el análisis granulométrico permite diferenciar diversas clases de materiales independientemente de su naturaleza química. Tomando en cuenta el peso total y los pesos retenidos, se procede a realizar la curva granulométrica, con los valores de porcentaje retenido que cada diámetro ha obtenido. La curva granulométrica permite visualizar la tendencia homogénea o heterogénea que tienen los tamaños de grano (diámetros) de las partículas (Tabla 3.2).

Tabla 3.1 Tyler Standard ScreenScale (Rodriguez, L. 2011).

Mesh (Malla)	Micrones (μ)	Milímetro (mm)	Pulgadas (inch)
400	33	0.033	0.0012992
325	43	0.043	0.0016929
270	53	0.053	0.0020866
250	61	0.061	0.0024016
200	74	0.074	0.0029134
170	88	0.088	0.0034646
150	104	0.104	0.0040945
115	121	0.121	0.0047638
100	174	0.174	0.0057874
80	173	0.173	0.0068110
65	208	0.208	0.0081890
60	246	0.246	0.0096850
48	295	0.295	0.0116142
42	351	0.351	0.0138189
35	417	0.417	0.0164173
32	495	0.495	0.0194882
28	589	0.589	0.0231890
24	701	0.701	0.0275984
20	833	0.833	0.0327953
16	991	0.991	0.0390160
14	1168	1.168	0.0459843
12	1397	1.397	0.0550000
10	1651	1.651	0.0650000
9	1981	1.981	0.0779921
8	2362	2.362	0.0929921
7	2794	2.794	0.1100000
6	3327	3.327	0.1309843
5	3962	3.962	0.1559843
4	4699	4.699	0.1838543
3.5	5613	5.613	0.2209843
3	6680	6.680	0.2629921
2.5	7925	7.925	0.3120079

Tabla 3.2 Escala granulométrica.

Tamaño de partícula	Tipo de partícula
< 0,002 mm	Arcillas
0,002 – 0,06 mm	Limos
0,06 – 2 mm	Arenas
2 – 60 mm	Gravas
60 – 250 mm	Cantos rodados
> 250 mm	Bloques

3.1.4 Concentración mineral

La concentración de minerales es la operación en la cual se eleva el tenor o concentración (en porcentaje) de una mena o mineral determinado, mediante el uso de equipos de separación sólido-sólido produciéndose así la segregación de dos o más especies mineralógicas y generar una corriente enriquecida de un mineral de interés (Figura 3.1).

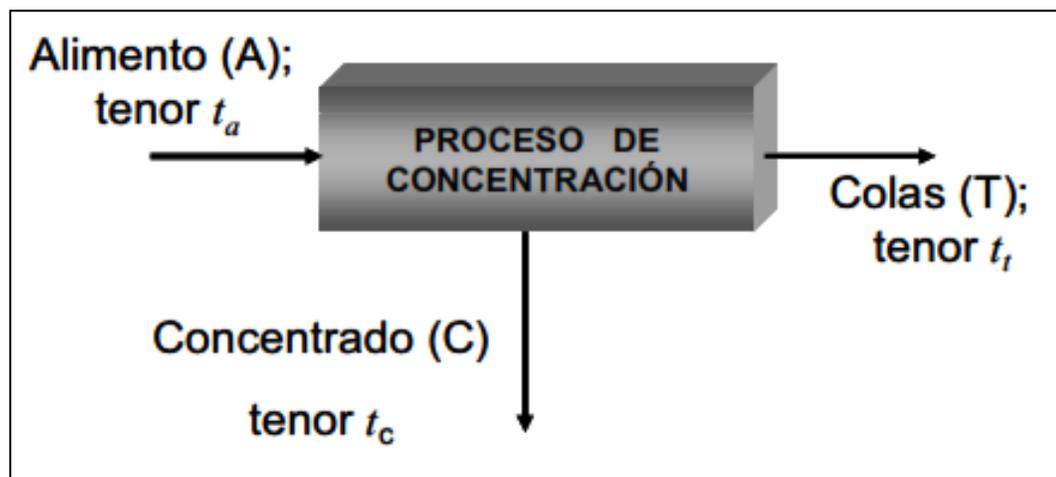


Figura 3.1 Esquema general de concentración.

Los métodos de concentración se pueden agrupar en: a) métodos que emplean diferentes propiedades físicas o volumétricas de las sustancias minerales; los cuales se asocian a tecnologías dependientes del tamaño de las partículas y las propiedades diferenciales tales como velocidad de sedimentación; a través de de la diferencia de la densidad de los sólidos (concentración gravimétrica), movimiento en un campo magnético de intensidad variable; a través de la diferencia de la susceptibilidad magnética de los minerales (concentración magnético) y susceptibilidad eléctrica; por diferencia en la conductividad eléctrica al aplicarse un campo eléctrico (concentración eléctrica); b) métodos que usan las propiedades fisicoquímicas de superficie; tales como la absorción o no de agua en la superficie del sólido, resultando por lo tanto minerales que absorban agua y se humecten llamados hidrofílicos y otros que no se humectan llamadas hidrofóbicos (concentración por flotación).

El objetivo fundamental de la concentración es elevar el tenor de una especie mineralógica en una corriente que se denomina concentrado. De acuerdo a lo anterior, en la corriente denominada cola se disminuirá substancialmente el tenor de la especie mineral de interés, o lo que es evidente, se elevara el tenor de las especies que acompañan al mineral de interés.

3.1.5 Concentración gravimétrica

La concentración gravimétrica o gravitacional puede definirse como la separación de 2 o más especies de diferente peso específico (diferente densidad), causadas por el movimiento relativo bien sea en un medio acuoso o en aire debido a la respuesta de los sólidos a las fuerzas gravitacionales, de arrastre y empuje.

Este tipo de separación permanece como el principal método de concentración para menas de oro, estaño y otros minerales de alto peso específico. Los métodos de separación por gravedad se usan para tratar una gran variedad de materiales, que varían desde los sulfuros metálicos pesados como la galena hasta el carbón, en algunos casos con tamaños de partículas inferiores a 5 micrones.

Los métodos de concentración gravitacional cuando pueden ser aplicados son preferidos en relación a los procesos de flotación debido a que los costos favorecen su uso y además son menos contaminantes del medio ambiente. Los minerales que se liberan con tamaño superior a las dimensiones aceptadas en el proceso de flotación se pueden concentrar aún más económicamente usando los métodos gravitacionales. La concentración por gravedad es, esencialmente, un método para separar partículas de minerales de diferente peso específico debido a sus diferencias de movimiento en respuesta a las acciones que ejercen sobre ellas, simultáneamente, la gravedad u otras fuerzas. Se acepta generalmente que la concentración por gravedad es el más sencillo y más económico de los métodos de concentración. El uso de este tipo de separación está recomendado siempre que sea practicable porque permite la recuperación de mineral útil en un orden de tamaños tan gruesos como sea posible, reduciendo los costos inherentes a la reducción de tamaño y disminuyendo las pérdidas asociadas a estas operaciones.

Cuantas más pequeñas son las partículas, más fuertes son, con relación a la gravedad, las fuerzas hidráulicas y de viscosidad, por lo cual el rendimiento de la separación por gravedad decrece bruscamente en los intervalos de tamaño fino. Para superar estos problemas en los últimos años se han desarrollado equipos de concentración basados en la fuerza centrífuga, los cuales permiten que la separación de las partículas finas tenga lugar en un campo de concentración de varias G. Entre estos equipos centrífugos se destacan los concentradores Knelson, Falcon, el jig centrífugo Kelsey y el concentrador Multi-Gravity Separator (MGS).

3.1.6 Criterio de concentración (CC)

El criterio de concentración (CC) es usado en una primera aproximación y entrega una idea de la facilidad de obtener una separación entre minerales a través de procesos gravitacionales, sin considerar el factor de forma de las partículas minerales. El criterio de concentración – originalmente sugerido por Taggart, con base en la experiencia industrial – aplicado a la separación de dos minerales en agua, es definido por la Ecuación 3.3:

$$CC = \frac{\rho h - \rho f}{\rho l - \rho f} \quad (3.3)$$

Donde

CC = Criterio de concentración

ρh = Densidad de mineral pesado

ρl = Densidad de mineral liviano

ρf = Densidad del fluido

En la práctica para que haya una separación eficiente el valor de CC ser mayor o igual a 2.50, para valores de $CC < 2.50$ se presentan generalmente problemas como se muestra en la Figura 3.2 y Tabla 3.3.

Tabla 3.3 Criterios de concentración y facilidad de separación gravimétrica.

CC	
> 2,5	Separación eficiente hasta 200 mallas
2,5 – 1,75	Separación eficiente hasta 100 mallas
1,75 – 1,50	Separación posible hasta 10 mallas, difícil
1,50 – 1,20	Separación posible hasta ¼", muy difícil

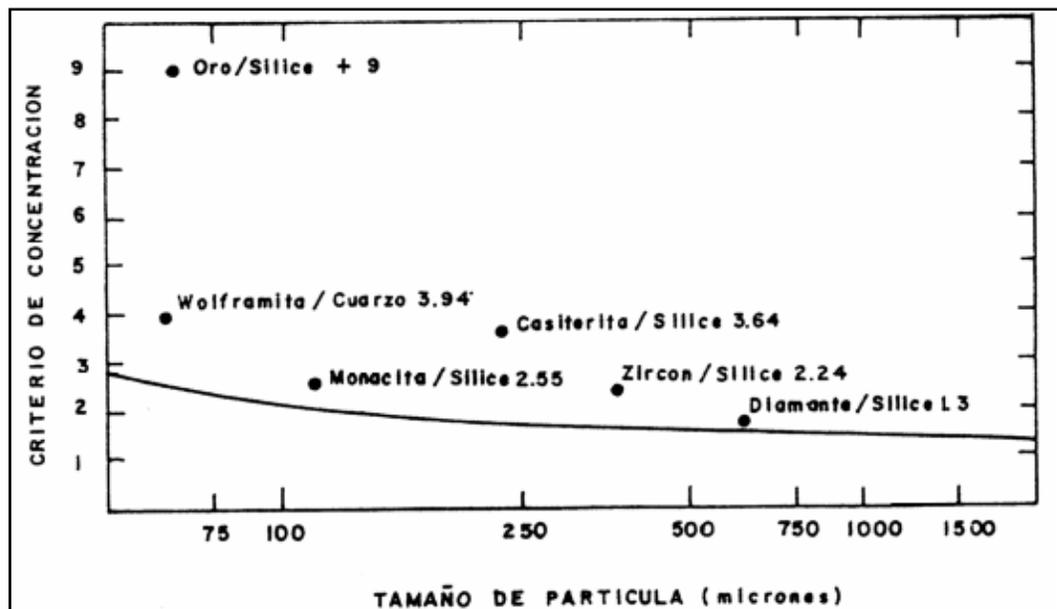


Figura 3.2 CC a diferentes diámetros de partículas (Burt, 1984).

3.1.7 Clasificación de los métodos de concentración gravimétrica

La concentración gravimétrica se clasifica por medio denso, por corrientes verticales, por corrientes longitudinales y por corrientes circulares y los equipos se agrupan de acuerdo a estos.

3.1.7.1 Concentración en medio denso

La separación en medio denso consiste en separar sólidos en función de sus densidades usándose como medio un fluido de densidad intermedia, donde el sólido de densidad más baja flota y el de densidad más alta se va al fondo (se hunde). Los medios densos usados son: líquidos orgánicos, solución de sales en agua y más comúnmente suspensiones de sólidos de granulometría fina en agua. La separación en medio denso se divide en dos métodos básicos: estático y dinámico.

En el sistema estático se emplean aparatos concentradores con recipientes de varias formas, donde la separación se realiza en un medio relativamente tranquilo bajo la influencia de simples fuerzas gravitacionales, en este sistema la única fuerza actuante es la fuerza de gravedad. En la separación estática se trabaja en un rango granulométrico de 150 mm (6") a 5 mm (1/4"), pudiéndose tratar tamaños de hasta 35,6 cm (14"). La separación en los sistemas estáticos se realiza en estanques, tambores, conos y vasos.

La separación dinámica se caracteriza por el uso de separadores que emplean fuerzas centrífugas 20 veces mayores que la fuerza de gravedad que actúa en la separación estática. En la separación dinámica el tamaño máximo tratable varía de 50 mm (2") a 18 mm (3/4") y el mínimo de 0,5 mm (28 mallas) a 0,2 mm (65 mallas). Los separadores Dyna Whirlpool y ciclón de medio denso, aplican el método dinámico de separación.

En general, se puede señalar que existiendo una diferencia de densidad entre las partículas útiles y la ganga, no hay límite de tamaño superior, excepto el que determina la capacidad de la planta para manejar el material. En la separación en medio denso es posible trabajar con menas en la que los minerales estén regularmente unidos. Si los minerales valiosos están finamente diseminados, no se puede desarrollar una diferencia apropiada de densidad entre las partículas que han sido trituradas por la aplicación de una etapa de chancado grueso.

3.1.7.2 Concentración por corrientes verticales

A pesar que en estos métodos también están presentes las fuerzas de separación de corrientes longitudinales, los efectos causados por corrientes verticales les confieren características propias por eso se estudian separadamente.

Uno de los equipos que es representativo de la separación por corrientes verticales es el jig. El jig se utiliza normalmente para concentrar material relativamente grueso y si la alimentación es adecuada y se encuentra bien clasificada por tamaños, no es difícil alcanzar una buena separación en los minerales con una gama medianamente limitada de densidad relativa entre el mineral útil y los estériles. Cuando la densidad relativa es grande, es posible alcanzar una buena separación en un rango granulométrico más amplio. Las industrias del carbón, estaño, tungsteno, oro, bario y menas de hierro, operan muchos circuitos con jigs de gran tamaño. Estos equipos con una alimentación clasificada tienen una capacidad relativamente alta y pueden alcanzar buenas recuperaciones hasta tamaños granulométricos de 150 micrones, y recuperaciones aceptables hasta 75 micrones. La presencia de altas cantidades de arenas finas y lamas dificulta el tratamiento, por lo cual el contenido de finos debe ser controlado para conseguir óptimas condiciones de operación.

Este método permite alcanzar mejores resultados cuando se tratan menas de un estrecho rango granulométrico; se aplica a menas de granulometría entre 5 pulgadas y 1 mm, obteniéndose rendimientos superiores en fracciones granulométricas gruesas. El proceso de separación con jig es probablemente el método de concentración gravitacional más complejo, por causa de sus continuas variaciones hidrodinámicas.

En este proceso, la separación de los minerales de densidades diferentes es realizada en un lecho dilatado por una corriente pulsante de agua, produciendo la estratificación de los minerales.

3.1.7.3 Concentración por corrientes longitudinales

Corrientes longitudinales aplicadas a partículas en sedimentación producen al movimiento de caída un movimiento longitudinal. Durante la sedimentación, las partículas trazan trayectorias diferentes de acuerdo con el tiempo a que quedan expuestas a las corrientes longitudinales.

Las partículas mayores y de mayor peso específico tienen mayor velocidad de caída, y sedimentan en primer lugar, próximo al punto de la alimentación. Las partículas menores y más livianas sufren mayor acción de transporte longitudinal, y son depositadas más lejos. Otras partículas son depositadas de acuerdo con sus velocidades de caída, que dependen de sus tamaños y pesos específicos. Partículas de tamaños y pesos específicos diferentes pueden depositarse en el mismo lugar, si obedecen lo señalado anteriormente. En la separación por corrientes longitudinales son observados dos tipos de escurrimientos: el escurrimiento laminar y el escurrimiento en canaletas.

Entre los principales equipamientos en los cuales la concentración se realiza en régimen de escurrimiento laminar, se destacan las mesas vibratorias, las espirales y los vanners. Por otra parte, la separación mediante régimen de escurrimiento en canaletas se presenta en canaletas simples, canaletas estranguladas y cono Reichert.

3.1.7.4 Concentración por corrientes circulares

El uso de la fuerza centrífuga para aumentar la velocidad de sedimentación de partículas ha sido aplicada con éxito desde hace muchos años para la clasificación (centrífuga de sedimentación e hidrociclón) y filtrado (centrífuga de filtración).

El uso de la fuerza centrífuga para mejorar la eficiencia de la concentración gravitacional de finos sería, de modo análogo, teóricamente posible, y fue motivada por la pérdida elevada de valores minerales asociados a las fracciones finas. La operación de los concentradores centrífugos se basa en el principio de aumentar el efecto gravitacional con el propósito de conseguir una mayor eficiencia en la recuperación de las partículas finas.

Las características asociadas al costo relativamente bajo de la operación y de la mantención, pueden explicar la larga diseminación de ese tipo de concentradores en la industria minera a nivel mundial. Merecen destaque los concentradores centrífugos Knelson, Falcon, el jig centrífugo Kelsey y el concentrador Multi-Gravity Separator.

3.1.8 Equipos de concentración gravimétrica

Los métodos y equipos gravimétricos declinaron de manera importante en la primera mitad de siglo a partir del surgimiento de la concentración por flotación, sin embargo en los últimos años ha resurgido la implementación de estos métodos por el incremento de los costos de los reactivos, la simplicidad de los procesos gravimétricos así como el menor impacto ambiental. Los diversos métodos y equipos se aplican de acuerdo al diámetro de las partículas como se muestra en la Figura 3.3.

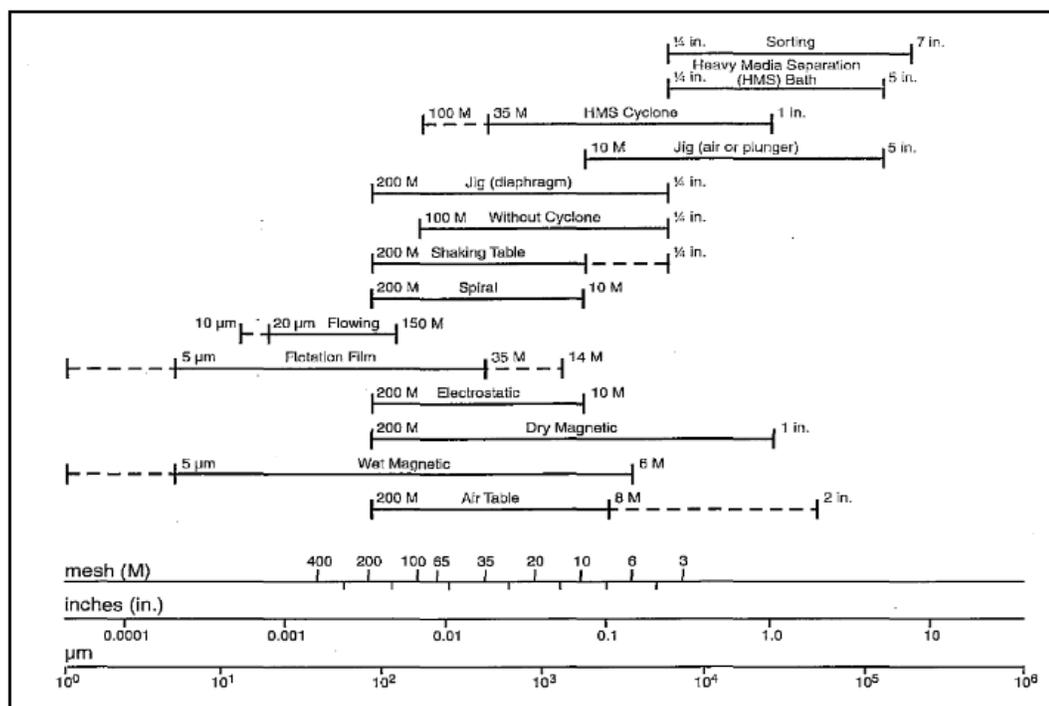


Figura 3.3 Rango efectivo de técnicas convencionales para el procesamiento de minerales (Soto, R. – Elorza, E. 2012).

3.1.8.1 Jigs

El jig es un aparato que permite alcanzar mejores resultados cuando se tratan menas de un estrecho rango granulométrico. Este equipo se aplica a menas de granulometría entre 5 pulgadas y 1 mm, obteniéndose rendimientos superiores en fracciones granulométricas gruesas. En este proceso, la separación de los minerales de densidades diferentes es realizada en un lecho dilatado por una corriente pulsante de agua, produciendo la estratificación de los minerales.

En el caso de los jigs las corrientes verticales son generadas por el movimiento de pulsación del agua, al contrario de los elutriadores donde la corriente vertical se genera por una inyección de agua. Los jigs de parrilla fija se pueden dividir en: a) jigs de pistón, en los cuales el movimiento de pulsación es producido por un pistón ubicado en un estanque de agua; b) jigs de diafragma, en los cuales las pulsaciones son producidas por movimientos alternados de una pared elástica del propio estanque; c) jigs pulsadores, en los cuales las pulsaciones son producidas por chorros discontinuos periódicos del agua y del aire.

Hay diferentes tipos de jigs, los cuales difieren por la geometría, accionamiento, y otros detalles de construcción. A pesar de la gran variedad de jigs se puede decir que básicamente se componen de: a) una caja fija, en cuyo interior el medio fluido sufre el movimiento de impulsión y succión; b) un mecanismo de accionamiento, generalmente compuesto de motor, pistón, sistema de lubricación, etc; c) una criba para mantener el lecho y d) un sistema de descarga del flotado y del hundido.

Varios factores ejercen influencia en la estratificación obtenida en un jig, entre estos se pueden señalar el tipo de lecho, distribución de la mena, distribución del agua, frecuencia, amplitud, etc. Los efectos principales que contribuyen a la estratificación en los jigs clasificación por caída retardada, la aceleración diferencial en el inicio de la caída y la consolidación intersticial al final de la caída (Figura 3.4).

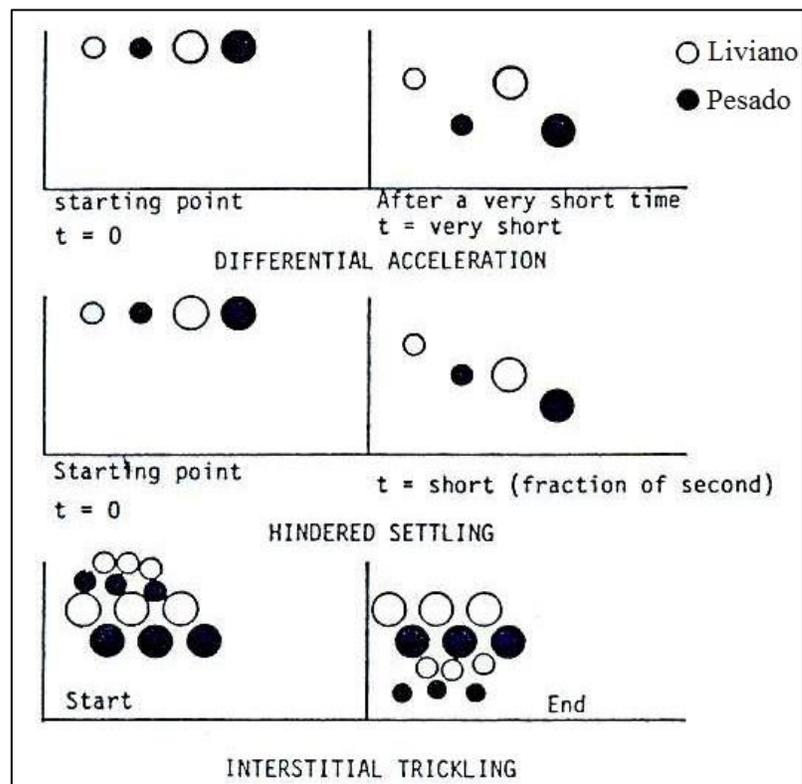


Figura 3.4 Comportamiento de partículas esféricas en un jig.

En resumen, en el jig gran parte de la estratificación supuestamente ocurre durante el periodo en que el lecho está abierto, dilatado, y resulta de la sedimentación retardada, acentuada por la aceleración diferencial. Estos mecanismos colocan los granos finos/livianos arriba y los granos gruesos/pesados en el fondo del lecho. La consolidación intersticial, durante la succión, pone las partículas finas/pesadas en el fondo y las gruesas/livianas en la parte superior del lecho.

La distribución de flujos y sólidos en el jig comprende básicamente tres capas: capa superior, capa rougher (desbastadora) y capa separadora. La capa superior es una capa transportadora, fina y fluida, responsable por el esparcimiento de la alimentación (de manera que todas las partículas alcancen la capa desbastadora) y por la rápida eliminación de lamas y otros materiales no deseados.

La capa rougher (desbastadora), es aquella en la cual las partículas livianas son inmediatamente eliminadas para la capa superior y las partículas de densidad indeterminada son rápidamente pasadas a la capa separadora, la cual acepta y deja pasar la partícula pesadas y elimina los medios. En la figura 3.5 se muestran las diferentes capas en el funcionamiento del jig.

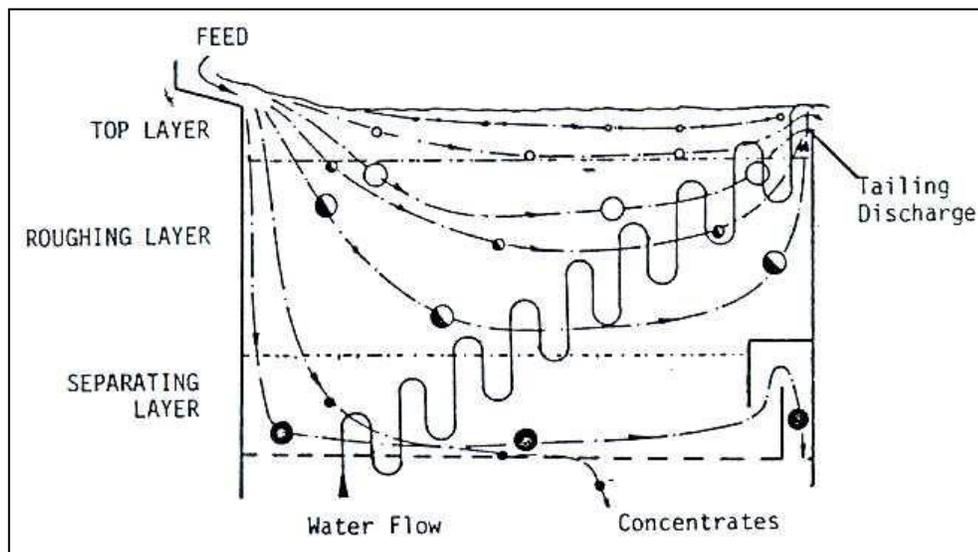


Figura 3.5 Capa superior, capa rougher (devastadora) y capa separadora en un jig.

3.1.8.2 Mesa vibratoria

Las mesas vibratorias son equipamientos de concentración que actúan a través de superficies con movimientos acelerados asimétricos, combinados muchas veces con el principio de escurrimiento laminar; consiste en una superficie plana inclinada que es sometida a pulsaciones constante reordenando las partículas por su densidad (Figura 3.6).

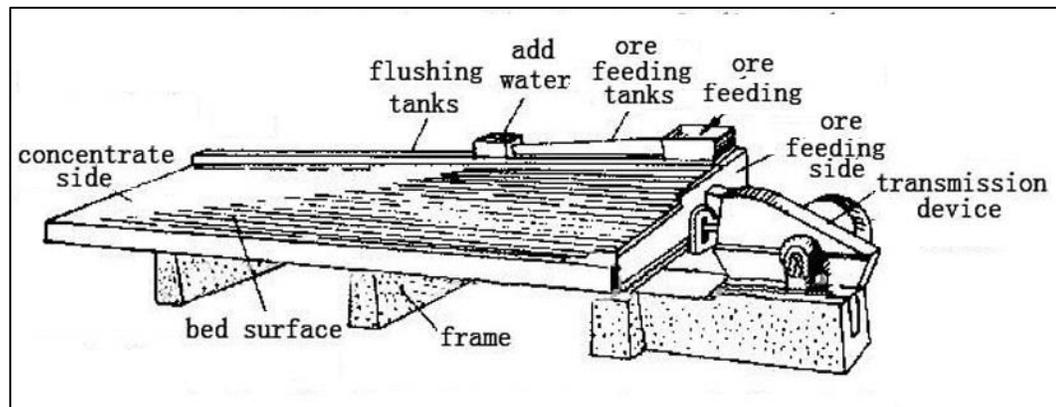


Figura 3.6 Mesa de sacudidas.

Es considerada de modo general el equipo más eficiente para el tratamiento de materiales con granulometría fina. Su limitación es la baja capacidad de procesamiento (menos de 2 ton/h), haciendo que su uso, particularmente con menas de aluviones, se restrinja a las etapas de limpieza. Es un equipamiento muy utilizado en la limpieza de concentrado primario o secundario de menas de oro libre y menas aluvionales. Las variables de diseño de la mesa vibratoria son: forma de la mesa, tipo de material de la superficie de la mesa, forma y distribución de los “riffles”, profundidad de los “riffles” (altura de los “riffles”), sistema de aceleración y desaceleración, forma de la alimentación de la pulpa y distribución del agua de lavado.

Por otra parte, las variables operacionales son las siguientes: inclinación de la mesa, porcentaje de sólidos de la pulpa alimentada, flujo de agua de lavado, posición de los cortadores de productos, frecuencia de vibración de la mesa y longitud del desplazamiento de la superficie de la mesa al vibrar.

La capacidad de la mesa depende de la frecuencia, inclinación, cantidad de agua, características de la mena, densidades de las partículas útiles y de los estériles, forma de las partículas, granulometría de la alimentación. La capacidad varía de 5 ton/día (materiales finos) hasta aproximadamente 50 ton/día (materiales gruesos). Los consumos de agua serían los siguientes: 38-83 L/min (alimentación) y 11-45 L/min (lavado). El consumo de potencia medio por mesa es de 0,6 HP.

El límite superior del tamaño de partículas minerales tratadas en las mesas vibratorias es de aproximadamente 2 a 3 mm (para carbón puede llegar hasta 15 mm), mientras que el tamaño mínimo de las partículas que se pueden concentrar en estos equipamientos es del orden de 75 micrones. Es necesario señalar que el tamaño mínimo de los materiales que se pueden tratar en una mesa es función del volumen de agua y del movimiento de la mesa, siendo esencial que las partículas sedimenten para que puedan ser recogidas en el concentrado (Figura 3.7).

El porcentaje de sólidos en la pulpa alimentadas debe ser suficientemente bajo para permitir la estratificación y dilatación entre los riffles. Densidades de pulpa máximas típicas son del orden de 25 % para las arenas y de 30 % para materiales finos.

Las características operacionales de las mesas vibratorias en etapa rougher, etapa cleaner y en el tratamiento de partículas finas y gruesas son: a) etapa rougher: más agua, más mena, más inclinación, golpes más largos, riffles completos; b) etapa “cleaner”: menos agua, menos mena, menor inclinación, golpes más cortos, “riffles” parciales; c) alimentación fina: menos agua, menos alimentación, mayor velocidad, golpes más cortos, “riffles” bajos; d) alimentación gruesa: más agua, más alimentación, menor velocidad, golpes más largos, “riffles” altos.

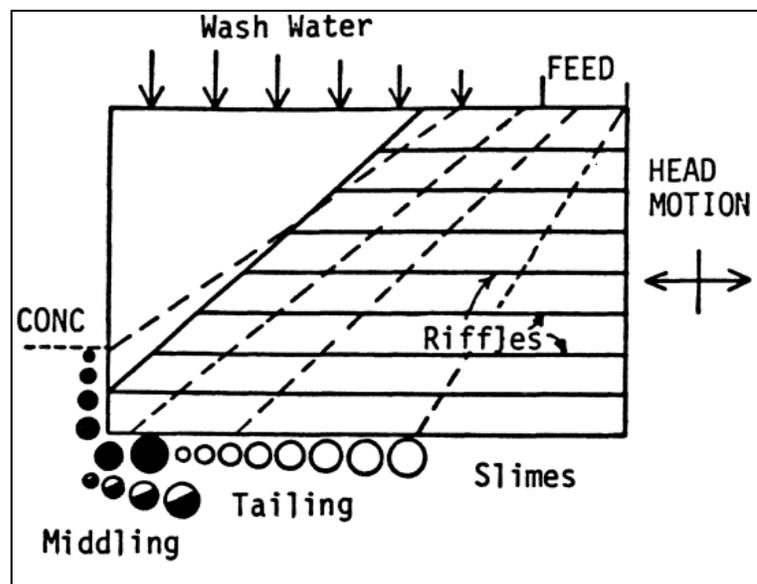


Figura 3.7 Distribución de partículas en mesa de sacudidas.

3.1.8.3 Espirales

La espiral consiste de un canal helicoidal cilíndrico con sección transversal semi circular modificada. En la parte superior existe una caja destinada a recibir la alimentación en forma de pulpa. A medida que ella se escurre, las partículas más pesadas se encuentran en una faja a lo largo del lado interno del flujo de la pulpa y son removidas por aberturas localizadas en la parte más baja de su sección transversal.

Existen dos aberturas para cada vuelta de la espiral. Estas aberturas están provistas de un dispositivo que permite guiar los minerales pesados para obtener la separación deseada, a través de una regulación conveniente. Cada abertura es conectada a un tubo colector central, a través de mangueras de tal forma que se juntan los materiales recogidos en las diferentes aberturas en un único producto. En el extremo inferior del canal existe una caja destinada a recoger los minerales livianos que no son recogidos por las aberturas (Figura 3.8).

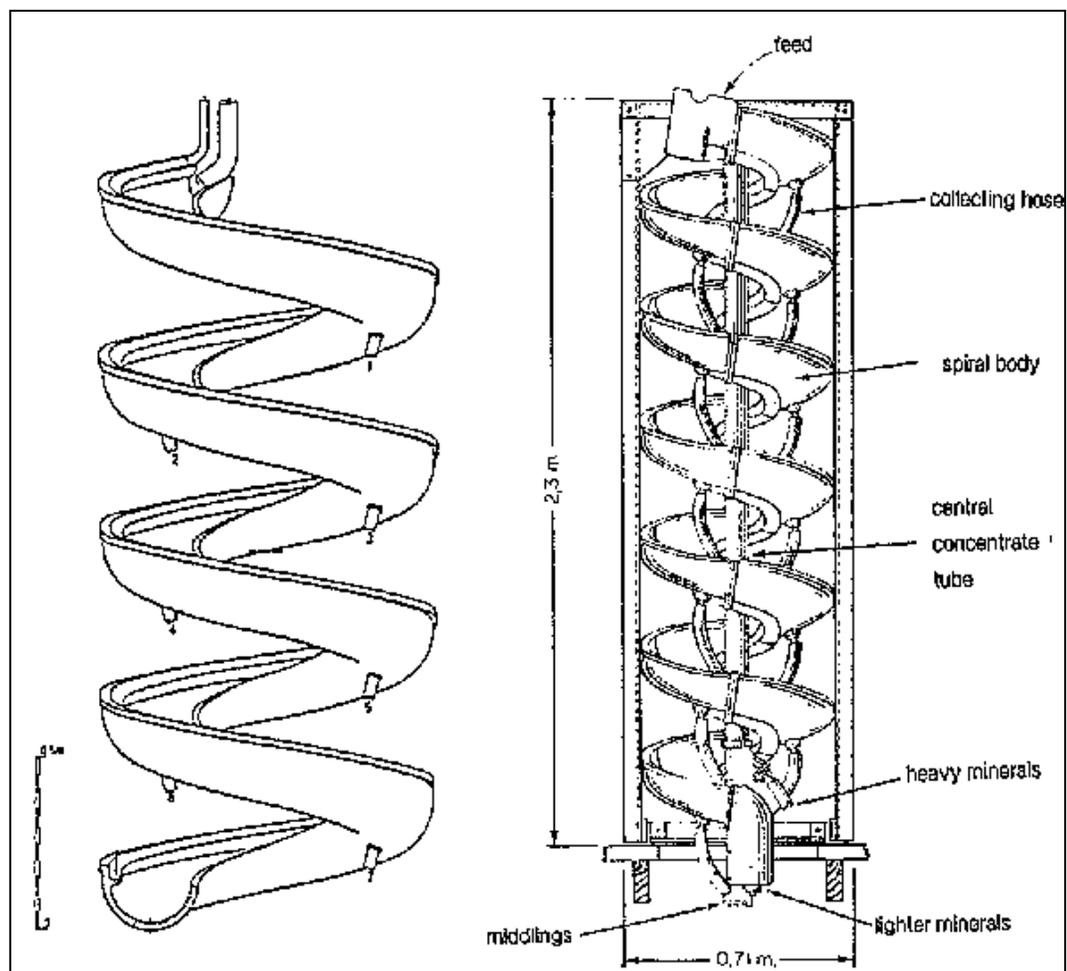


Figura 3.8 Estructura básica de un espiral Humphrey.

El principio de funcionamiento de la espiral es una combinación de escurrimiento laminar y acción centrífuga. Una vez en la espiral, los minerales comienzan inmediatamente a depositarse de acuerdo a sus tamaños, forma y densidades. Partículas de mayor peso específico se depositan casi inmediatamente. Una vez en contacto con la superficie del canal o próximo de ella, estas partículas son aprisionadas por una película de fluido adherente a la superficie. Esta película se mueve con velocidad mucho menor que el resto de la corriente fluida que contiene los minerales livianos y pequeños que no se depositaron. Como resultado, la pulpa se divide en dos partes distintas: la película fluida conteniendo los minerales predominantemente gruesos y pesados y el resto de la corriente, conteniendo los minerales pequeños y livianos y casi toda el agua introducida con la pulpa. La película fluida prácticamente no tendrá su trayectoria influenciada por la acción centrífuga y se moverá lentamente para el interior del canal donde será removida por las aberturas.

Al contrario, el resto de la corriente fluida, libre de la acción de fricción con la superficie del canal, desarrolla una velocidad varias veces mayor, siendo lanzada contra la parte externa del canal, por la acción centrífuga. Así, la diferencia de las fuerzas centrífugas, actuando sobre las dos corrientes, causa una rotación transversal mientras ellas se mueven a través del canal. Esta rotación de la corriente actúa en el sentido de remover los minerales pesados en dirección a las aberturas y los minerales livianos para el interior de la corriente, de tal forma que adquieran trayectorias diferentes y se separen. En la Figura 3.9 se muestra esquemáticamente la distribución de las partículas en la sección transversal de una espiral. En cada abertura donde se recogen los minerales pesados se adiciona transversalmente a la corriente una cantidad de agua suplementaria que tiene como finalidad suplir la pulpa de la cantidad de agua que se pierde en las aberturas e devolver a la corriente fluida las partículas no recogidas, para que sean reclasificadas. Esta agua recibe el nombre de agua de lavado y auxilia considerablemente el proceso.

La concentración en espirales ocurre rápidamente. Una vez introducida la pulpa, posteriormente en las dos primeras vueltas se puede retirar un concentrado puro. El material recogido por las aberturas de las últimas vueltas puede ser retirado separadamente, pasando en este caso a constituir un producto medio.

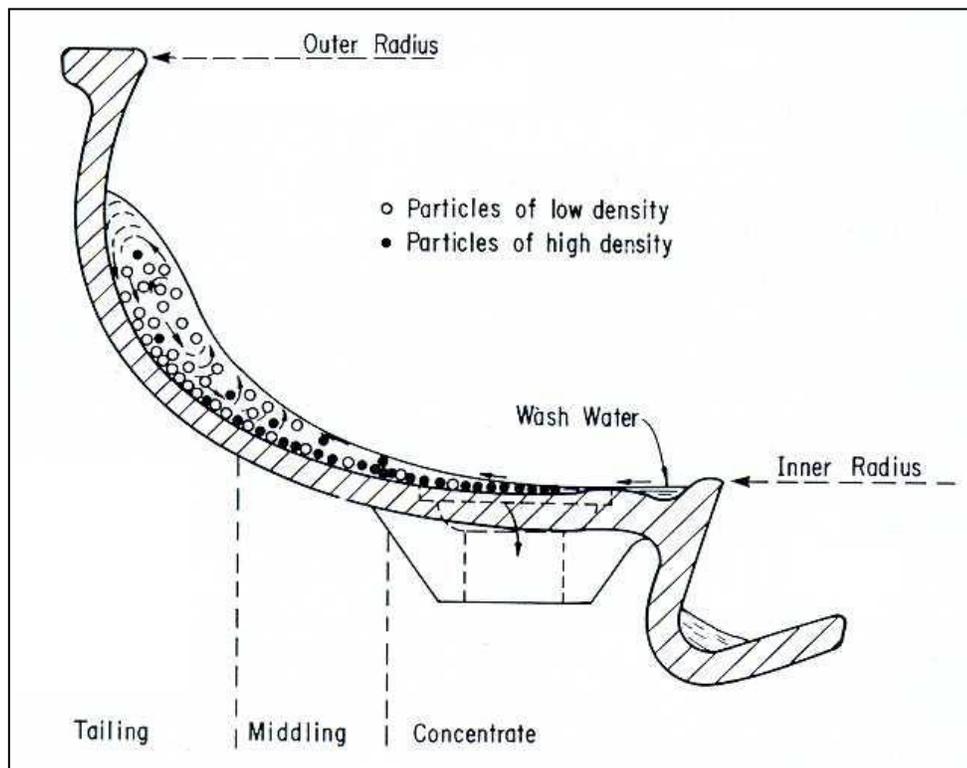


Figura 3.9 Sección transversal de una espiral mostrando la posición del concentrado, productos medios y relave.

Las principales características funcionales de las espirales:

1. La capacidad de tratamiento de sólidos varía de 0,5 a 2,5 ton/h, la tasa más utilizada es 1,5 ton/h. El flujo de pulpa de la alimentación depende de las características de la mena. Para materiales finos se aconsejan flujos de 50 a 60 L/min; para materiales medios, 70 a 90 L/min y para materiales gruesos, entorno de 110 L/min.
2. El consumo de agua para cada espiral, incluyendo el agua de lavado, varía de 50 a 110 L/min. Industrialmente, esta agua es normalmente recuperada y recirculada. Debe señalarse que la nueva generación de espirales no necesita aporte de agua de lavado (“waterless”), ya que funciona eficientemente sin el uso de esta agua.
3. El porcentaje de sólidos es de 20 a 30%, pulpas que contienen granulometría gruesa pueden operar con hasta 50% de sólidos. Sin embargo, las espirales más modernas pueden trabajar con porcentajes de sólidos superiores a los convencionales, 30 a 50%.
4. Los límites granulométricos de los minerales pesados contenidos en la pulpa deben ser de 8 mallas hasta 200 mallas. El tamaño de los minerales de bajo peso específico contenido en la pulpa no es crítico, pudiendo variar hasta 4 mallas sin perjudicar el desempeño. Cuanto más amplio es el rango granulométrico, menor será la eficiencia del equipo. Por otra parte, debe señalarse que la eficiencia de las espirales disminuye para granulometrías inferiores a 200 mallas.

5. La diferencia de pesos específicos entre los minerales útiles y los minerales de la ganga debe ser siempre mayor que 1,0 para que se obtenga una concentración satisfactoria. La eficiencia tiende a incrementarse con el aumento de los pesos específicos de los minerales pesados.
6. La forma o tamaño de las partículas puede influir de tal forma a la concentración que en ciertos casos, tratando minerales de pesos específicos muy próximos se puede alcanzar una buena separación.

Las principales aplicaciones de las espirales son la producción de un concentrado y un relave en una etapa solamente, producción de un concentrado final y el relave se trata en otro proceso, producción de un concentrado “bulk” de varios minerales pesados (la separación se realiza por otro proceso) y un relave final, tratamiento del material “scavenger” de otro proceso y en un circuito cerrado de molienda, recuperando los minerales pesados y liberados. En cuanto a las menas y minerales que se pueden tratar mediante concentración en espirales, se pueden mencionar las menas de hierro, minerales de arenas de playa, oro y plata, Cromita, tantalita, scheelita, barita, casiterita, minerales de plomo y cinc, carbón.

3.1.8.4 Sluices

Los sluices o canaletas simples son posiblemente los aparatos concentradores más primitivos que se conocen. Son usados principalmente para el tratamiento de menas aluvionares en los cuales el mineral valioso se encuentra libre en granulometría fina y la diferencia de su peso específico en relación al de los minerales de la ganga es grande.

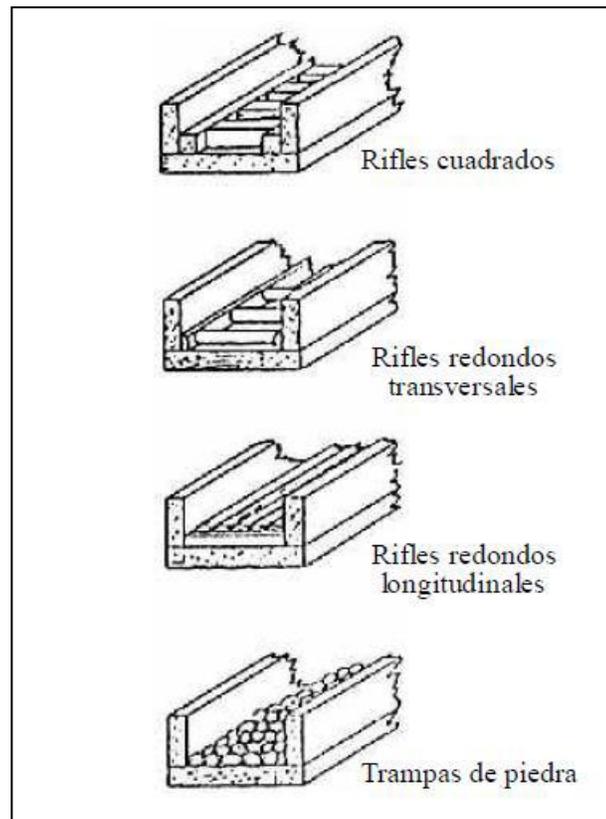


Figura 3.11 Tipos de rifles en sluce box.

El tamaño de las canaletas es variable. Existen canaletas de 12 pulgadas hasta 10 pies de ancho por 6 pulgadas hasta 4 pies de profundidad. Presentan una inclinación que depende principalmente de los tamaños mayores de la alimentación y de la cantidad de agua disponible. Su largo depende de la fineza y del peso específico de los minerales valiosos y de la distancia que los minerales estériles deben ser transportados. El largo varía generalmente de 50 a 150 metros. La operación de las canaletas es intermitente. La alimentación se realiza por la parte superior y dura el tiempo necesario para saturar la canaleta. Posteriormente los “rifles” son desmontados y el material pesado es recogido. En el caso del oro, este material aún puede ser enriquecido en bateas.

3.1.8.5 Cono de Reichert

El elemento básico del concentrador es un cono construido de fibra de vidrio con revestimiento de goma en las zonas de mayor desgaste, midiendo 2 metros de diámetro y con inclinación de 17°. El sistema consiste de un montaje de conos, uno sobre otro, de tal forma que el cono superior queda encajado exactamente sobre el cono inferior, Son construidos conos dobles y conos simples.

En los modelos dobles existe un cono superior y dos conos inferiores sobrepuestos. Este arreglo permite un aumento del área útil de separación dentro de la máquina sin aumentar la altura o la superficie del cono. El cono superior recibe la pulpa de una caja distribuidora existente en su parte superior y la distribuye alrededor de su periferia, alimentando enseguida el (los) cono (s) inferior (es). No hay efecto de concentración en el cono superior, el cual funciona distribuyendo la pulpa homogéneamente para el (los) cono (s) inferior (es). En el caso de los conos dobles, el cono superior presenta en su periferia un divisor de flujo destinado a distribuir igualmente la pulpa para los dos conos inferiores (Figura 3.12).

1. Alta capacidad. Funcionan normalmente con 65 a 90 ton/h de sólidos y en casos excepcionales, con 40 a 100 ton/h. Operan con pulpas de 55 % a 70 % de sólidos.
2. El consumo de agua en una planta depende de la ley de la mena a ser tratada. Menas conteniendo alto porcentaje de minerales pesados requieren porcentajes de sólidos más bajos y consecuentemente demandan mayores volúmenes de agua. La cantidad de agua varía de 20 a 35 m³/h.
3. Los conos aceptan partículas de hasta 3 mm, a pesar de que los tamaños óptimos superiores deban ser entre 0,5 y 0,6 mm, y los inferiores entre 0,04 y 0,05 mm. En casos excepcionales, se puede obtener una buena concentración con partículas de hasta 0,02 mm. La presencia de lamas en la alimentación aumenta la viscosidad de la pulpa, retardando la separación y reduciendo la eficiencia. En el caso de altos porcentajes de lamas se puede utilizar un ciclón deslamador antes de los conos.

Entre las aplicaciones del cono de Reichert están la concentración de minerales pesados de arenas de playas de bajas leyes, concentración de minerales de hierro, concentración de minerales de estaño y la recuperación de minerales pesados (uranio y zirconio) de los relaves de flotación de menas de cobre.

3.1.8.6 Concentrador Knelson

El concentrador centrífugo Knelson consiste de un cono perforado con anillos internos y que gira a alta velocidad. La alimentación, que en general debe ser inferior a 1/4", es introducida como pulpa (20-40% sólidos en peso) por un conducto

localizado en la parte central de la base del cono. Las partículas, al alcanzar la base del cono, son impulsadas para las paredes laterales por la acción de la fuerza centrífuga generada por la rotación del cono. Se forma un lecho de volumen constante en los anillos, los cuales retienen las partículas más pesadas, mientras que, las más livianas son expulsadas del lecho y arrastradas por arriba de los anillos para el área de descarga de relaves en la parte superior del cono (Figura 3.13).

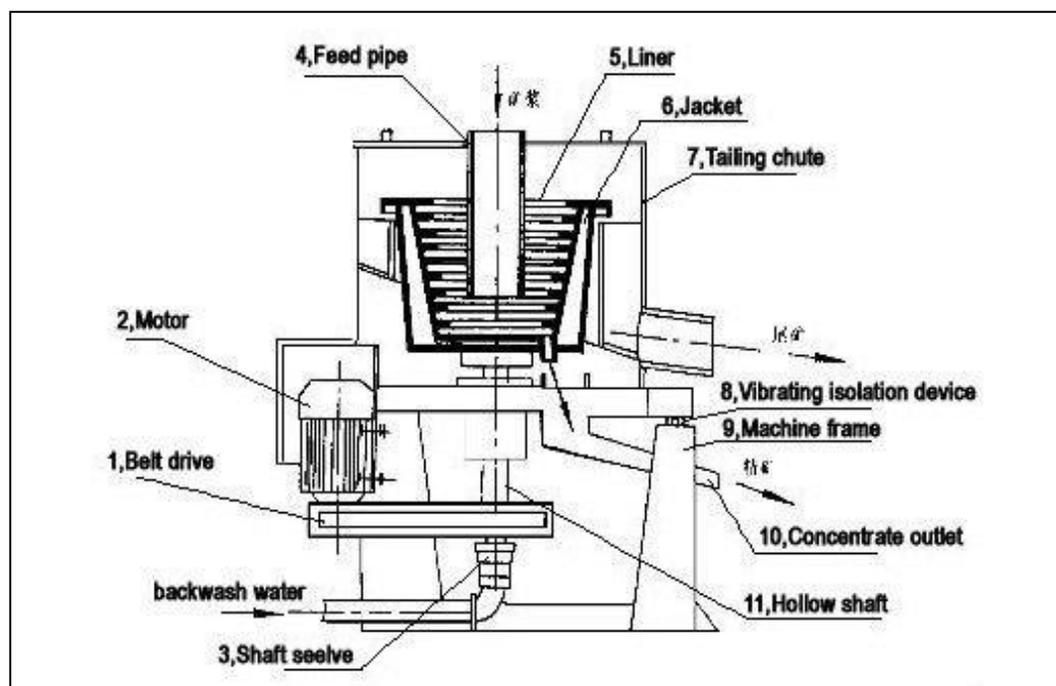


Figura 3.13 Concentrador Knelson.

El campo centrífugo en el concentrador varía con la altura del cono. Así, en los anillos inferiores, hay una tendencia a recuperar las partículas mayores del mineral de mayor densidad, en cuanto a los anillos superiores, donde el radio del cono es mayor (es decir, mayor fuerza centrífuga), allí los minerales más finos aún pueden ser recuperados. La compactación del material del lecho se evita por la inyección de agua a través de los hoyos en los anillos. El agua es alimentada a partir de una camisa de agua fija externa al cono. Esta agua fluidiza el lecho de concentrado permitiendo que

las partículas más densas, inclusive finas, penetren en el lecho bajo la acción de la fuerza centrífuga, varias veces superior a la fuerza de gravedad.

En la operación de los concentradores Knelson, la eficiencia del proceso es posible si se evita la compactación del lecho de partículas de ganga dentro de los espacios inter-riffles, es decir, solamente si este lecho es mantenido dentro de un estado de fluidización apropiado. El procedimiento adecuado para la fluidización del lecho de partículas se puede realizar con un circuito hidráulico externo.

El agua es inyectada dentro del cono a través de un ensamble de perforaciones, de aproximadamente 800 μm de diámetro, los cuales son practicados en forma tangencial en la pared del cono y a la misma altura dentro de cada espacio inter-riffles. Esta agua de contrapresión desarrolla una fuerza que una vez ajustada, permite contrarrestar la fuerza resultante, a la cual están sometidas las partículas del lecho dentro del cono que está girando, de ese modo se asegura la fluidización del lecho. El agua se inyecta en dirección opuesta a la rotación del cono, lo cual hace que las partículas continúen en movimiento y se concentren las partículas pesadas. Al final de un periodo de operación del concentrador Knelson, el concentrado que queda en los anillos es colectado y se retira por el fondo del cono. La duración del ciclo de concentración varía dependiendo de la aplicación que se esté realizando. Típicamente los tiempos de duración de un ciclo de concentración son de 8 – 24 horas para la concentración de material aluvial y de 1 – 6 horas para la concentración de minerales de oro de roca dura.

Los parámetros operacionales generalmente más manipulados en el concentrador Knelson son el porcentaje de sólidos y la presión de agua de fluidización. La granulometría de la mena también es un factor importante a ser considerado; el límite es de 6 mm, no habiendo límite inferior especificado (de acuerdo con los fabricantes).

3.1.8.7 Concentrador Falcón

El concentrador Falcón consiste de un bolo cilíndrico -cónico que gira a alta velocidad en el interior de una camisa fija cuya función es colectar el relave. La pulpa se alimenta en el fondo del cono, es acelerada y se va estratificando a medida que asciende en el rotor. Dependiendo del tipo de modelos de serie del concentrador que se trate, las partículas serán sometidas a 200 g o 300 g, y el proceso de concentración en el bolo se realizará de acuerdo a un procedimiento diferente, en forma discontinua o continua (Figura 3.14). El concentrador se utiliza en la separación de un gran número de materiales: minerales de hierro, sulfuros, carbón, tantalio, metales nativos como oro, plata, níquel, cobre, cinc, estaño, etc.

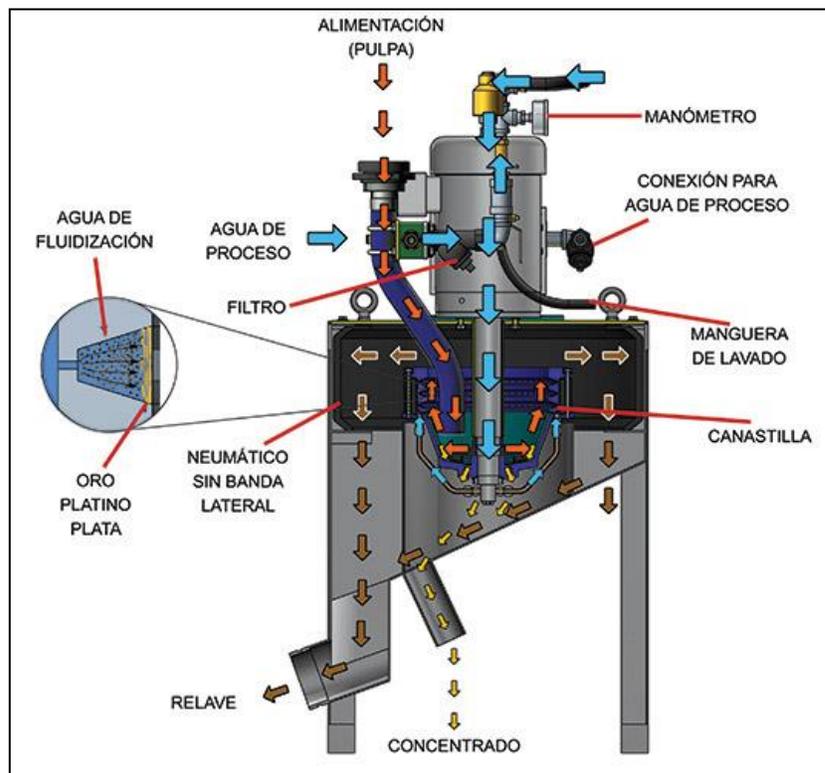
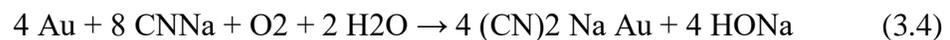


Figura 3.14 Concentrador Falcón.

3.1.9 Concentración por lixiviación

El método de lixiviación es utilizado generalmente para tratar menas de bajo tenor o en su defecto, colas provenientes de otros procesos, y se basa en la disolución de los metales valiosos. El tratamiento por lixiviación de las menas de oro está basado principalmente en las propiedades inusuales del oro nativo y sus posibles aleaciones con plata (electrum). Esto es por su alto peso específico comparado con los de la ganga asociada y por otro lado por su solubilidad en soluciones alcalinas diluidas de cianuro de sodio o potasio.

La lixiviación por cianuración es un proceso que se aplica al tratamiento de las menas de oro desde hace mucho tiempo. Se basa en que el oro nativo, plata o distintas aleaciones entre estos, son solubles en soluciones cianuradas alcalinas diluidas, regidas por la ecuación de ELSNER (Ecuación 3.4).



3.1.9.1 Lixiviación por agitación

Esta se realiza en tanques de cianuración en donde se sumerge la mena molida a tamaños menores a las 150 mallas (aproximadamente tamaños menores a los 105 micrones), donde es agitada en la solución cianurada por tiempos que van desde las 6 hasta las 72 horas (Figura 3.15). La concentración de la solución cianurada está en el rango de 200 a 800 ppm (partes por millón equivale a gr de cianuro por metro cubico de solución).

El pH debe ser alto, entre 10 y 11, para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis (generación de gas cianhídrico, CNH, altamente venenoso) y para neutralizar los componentes ácidos de la mena. Para evitarlo anterior se usa cal, para mantener el pH alcalino. Se adiciona lo necesario para mantener la concentración de Oca libre en la solución por encima 100 gr/m³.

Es de suma importancia, aparte de determinar la naturaleza de los minerales de oro, poder identificar la mineralogía de la ganga, ya que esta puede determinar la efectividad o no de la cianuración. Esto porque algunos minerales de la ganga pueden reaccionar con el cianuro o con él oxígeno, restando de esta manera la presencia de reactivos necesarios para llevar adelante la solubilización del oro. Se realizan ensayos a escala laboratorio, con el objeto de determinar las condiciones óptimas para el tratamiento económico y eficiente de la mena determinando: a) consumo de cianuro por tonelada de mineral tratado; b) Consumo de cal por tonelada de mineral tratado; c) óptimo grado de molienda; d) tiempo de contacto, ya sea en la lixiviación por agitación como en la lixiviación por percolación; e) concentración más conveniente del cianuro en la solución; d) dilución más adecuada de la pulpa.

En la práctica común, remover el oro grueso (partículas de tamaño mayores a 150 mallas o 0,105 mm), tanto como sea posible, mediante concentración gravitacional antes de la cianuración, de manera de evitar la segregación y pérdida del mismo en varias partes del circuito.

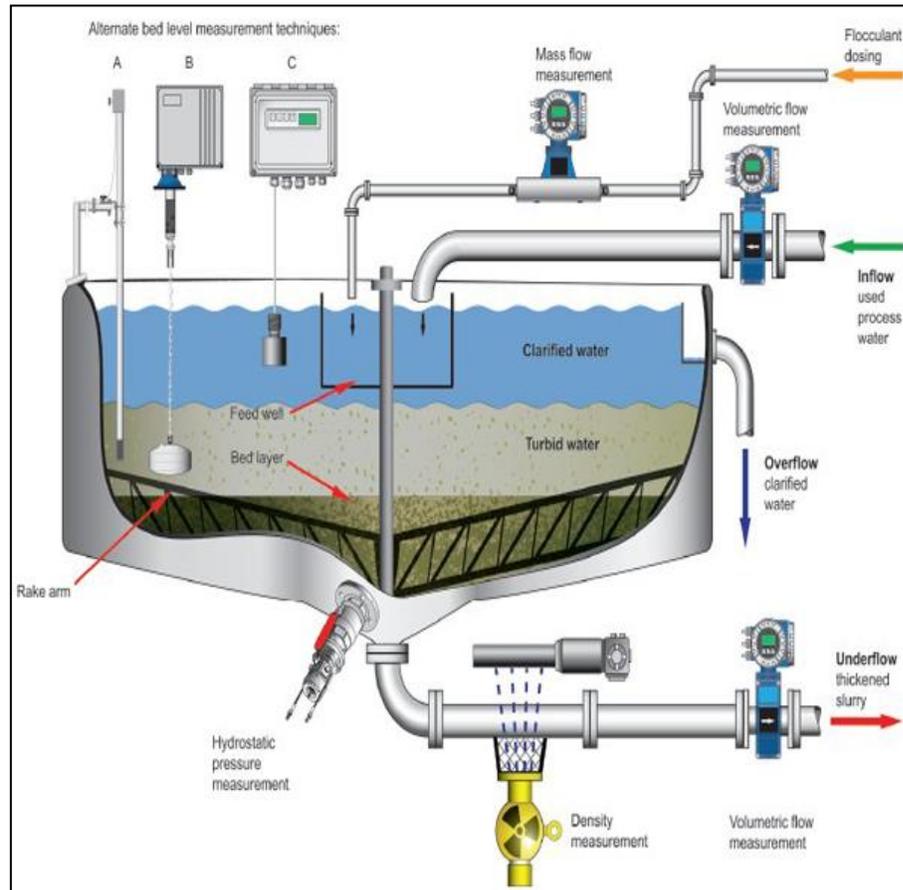


Figura 3.15 Tanque de lixiviación por agitación.

3.1.9.2 Lixiviación en pila o por percolación.

La cianuración en pilas es un método que se aplica con regularidad en varios yacimientos a nivel mundial, para procesar minerales de oro y plata de baja ley, se aplica también en yacimientos del tipo hidrotermal en la zona oxidada, es decir vetas de alta pero de volumen pequeño, generalmente explotados por la pequeña minería. La cianuración en pilas es una lixiviación por percolación del mineral acopiado sobre una superficie preparada para coleccionar las soluciones (Figura 3.16). Este método es bastante antiguo y se lo utilizaba para lixiviar minerales de cobre y uranio.

Si bien este método fue concebido para explotar grandes depósitos de oro de baja ley, se lo usa también para depósitos de pequeño volumen y de alta ley, debido a sus bajos costos de capital y operación. Su flexibilidad operativa permite abarcar tratamientos que pueden durar semanas, meses y hasta años dependiendo del tamaño del mineral con que se está trabajando. El mineral fracturado se coloca sobre un piso impermeable formando una pila de una cierta altura sobre la que se esparce una solución de cianuro diluida, la que percola a través del lecho disolviendo los metales preciosos finamente diseminados en la mena. La solución enriquecida de oro y plata se colecta sobre el piso impermeable, dispuesto en forma ligeramente inclinada que hace que fluya hacia la pileta de almacenamiento, desde ahí se alimenta el circuito de recuperación. Este circuito de recuperación de oro y plata, desde las soluciones cianuradas diluidas las que contienen los metales nobles en solución, puede ser de dos tipos preferentemente, las cuales son precipitación con carbón activados y cementación de oro con zinc.

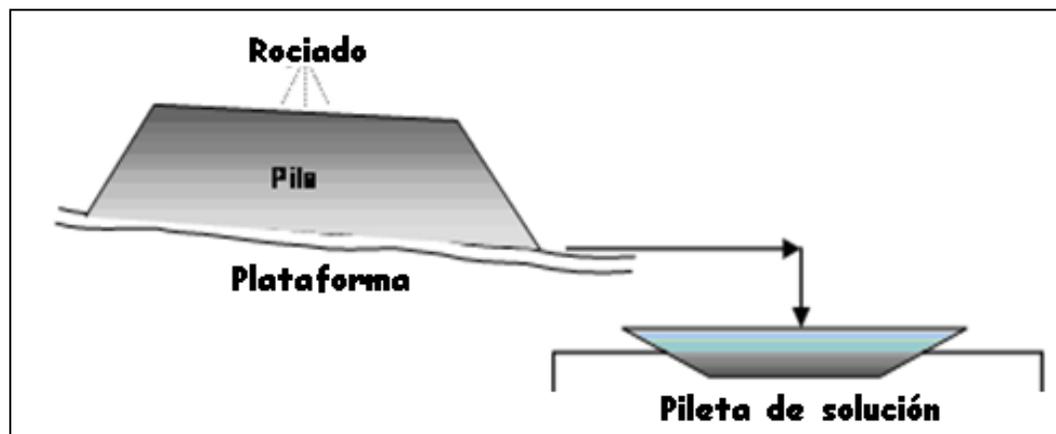


Figura 3.16 Lixiviación en pilas.

- ❖ **Precipitación con carbón activado:** los carbones activados se utilizan por su estructura granular, los que tienen una gran superficie específica, las que permiten un alto grado de adsorción del oro y la plata, desde las soluciones cianuradas ricas a la superficie de estos carbones. A nivel industrial el método de adsorción por carbón activado es el más usado. El carbón activado se fabrica a partir de la corteza del coco debido a su dureza lo que lo hace más resistente a la abrasión y la rotura, además su capacidad de adsorción es mayor que otros carbones activados fabricados a partir de otros materiales.

En estas operaciones se hacen pasar las soluciones que percolan de las pilas de lixiviación, por 5 o 6 columnas, las que en su interior contienen el carbón activado. Las columnas en contacto con las soluciones cianuradas son periódicamente rotadas para tener un mayor aprovechamiento de la capacidad de adsorción del carbón. La alimentación de las columnas se hace en contracorriente las que mantienen las partículas de carbón en suspensión evitando que el lecho se compacte.

La cantidad de oro que puede cargar un carbón activado depende de la cantidad de cianuro libre que haya en la solución, las impurezas y del pH de la solución, como así también del tiempo de contacto o dicho de otra forma del flujo de alimentación. La primera columna que se contacta con la solución es retirada periódicamente y rotadas las restantes, agregándose al final una nueva columna con carbón descargado. El oro adsorbido sobre el carbón activado es extraído del mismo, mediante una solución alcalina de sulfato de sodio o bien una solución cianurada en caliente. El oro que contendrá esta última solución cianurada, se puede recuperar mediante electrólisis y luego purificarlo (refinado).

Al carbón descargado, se le realiza un proceso de reactivación, el que consiste en eliminar los carbonatos y sílice presente, mediante el lavado con solución de ácido nítrico diluido en caliente y soda cáustica, para luego someterlo a una etapa de reactivación en un horno elevando su temperatura entre los 600 C° y los 650 C°, durante treinta minutos en una atmósfera pobre en oxígeno, a fin de eliminar las materias orgánicas contaminantes sin producir una combustión.

- ❖ Cementación de oro con zinc: también llamado Método Merrill – Crowe, es otro de los métodos de recuperación usados, el proceso que se realiza es el siguiente:

A la solución enriquecida en oro que proviene de la percolación en las pilas de lixiviación, se la filtra. Luego se le extrae el oxígeno disuelto, mediante una columna de desoxigenación, (vacío). A esta solución filtrada y desoxigenada se la pone en contacto con el polvo de zinc.

Por un proceso redox, el Zn pasa a la solución oxidándose, entregando electrones que son captados por los átomos de oro que se encuentran en estado de cation con una carga positiva (Au^+), el que se reduce sobre la partícula de Zn.

Se recupera mediante filtrado todas las partículas de Zn, las que tienen el oro depositado en su superficie. A este se lo llama precipitado de Zn. Luego se lo funde y se obtiene un bullion, lo que no es otra cosa que una aleación de Oro, Plata, Cobre y Zinc. A este bullion se lo pasa a una etapa de refinación para obtener el oro 24 kilates, que es oro sellado.

3.1.10 Variables del proceso de lixiviación

3.1.10.1 Concentración de cianuro

La disolución de oro aumenta linealmente con la concentración de cianuro. Las mayorías de las plantas de tratamiento de menas de oro usan soluciones que contienen 0,05 % de NaCN, es decir, 0,5 g/l. Si hay presencia de elementos cianicidas se trabaja en general a 1 g/l de cianuro.

Los principales consumidores de cianuro son minerales de cobre (óxidos, carbonatos, sulfuros y silicatos), minerales de hierro (pirrotina, marcasita, piritaj óxidos como hematitas, magnetitas, goethita, siderita), minerales de zinc (esfalerita), minerales de arsénico y antimonio (no forman complejos pero consumen oxígeno).

3.1.10.2 Ph

Para prevenir pérdidas excesivas de cianuro por hidrólisis, el proceso de cianuración se lleva a cabo a valores de Ph superiores a 9,4. El Ph generalmente se controla o se modifica mediante la adición de cal lo que eleva las condiciones de acidez de la mena a 10 o más previniendo la hidrólisis de CN a HCN además de ayudar en la separación de las fases sólido/líquido. En cantidades excesivas retrasa la disolución de oro cuando se tiene sulfuros.

Un medio con Ph bajo (9,5 - 10) reduce la disolución de minerales de arsénico y antimonio, mientras que en un Ph por encima de 12 puede producir efectos negativos como incrementar las reacciones colaterales (disolución de sulfuros u otras especies) y crear precipitaciones con formación de especies de baja solubilidad de calcio.

3.1.10.3 Tamaño y forma de las partículas

La velocidad de disolución de oro es inversamente proporcional a la superficie expuesta de la misma, es decir, a menor tamaño de la partícula mayor es la velocidad de reacción siendo la velocidad de disolución para el oro de 3,4 $\mu\text{m}/\text{h}$. Para esto se debe encontrar un equilibrio entre el tamaño de la partícula, % de extracción del oro y el consumo de cianuro.

3.1.10.4 Temperatura

La velocidad de disolución de oro se incrementa con la temperatura y se incrementa la actividad y difucion del proceso. Sin embargo a mayor temperatura la cantidad de oxigeno en la solución disminuye pues la solubilidad de los gases disminuye con el incremente en la temperatura; siendo la temperatura optima para la disolución de oro 85°, siendo está por encima de este valor contraproducente puesto que la solubilidad del oxigeno disminuye así como la velocidad de disolución.

3.1.10.5 Agitación

La agitación en el proceso de lixiviación incremente la velocidad de disolución de oro al máximo, siendo la disolución controlada por el transporte de masa y dependiendo del espesor de la capa de difusión.

3.1.10.6 Densidad de la pulpa

La densidad de la pulpa, es decir la proporción de las fases solidas y liquidas, se puede expresar como gravedad específica, como relación liquido – solido o como porcentaje de sólidos en peso. En la lixiviación por agitación o dinámica es preferible

una alta densidad del 50% de sólidos aproximadamente para un tiempo dado de retención, mayor concentración de reactivos y menores pérdidas en la solución con el estéril.

En la lixiviación en pilas o estática no se puede hablar de pulpa, como tal, puesto que no hay una mezcla de líquido y sólido y si, un líquido percolado a través de un sólido heterogéneo. Sin embargo, existe en realidad una relación líquido lixivante – sólido percolado. Normalmente esta relación es muy baja, del orden de 0,25:1 con relación a la solución añadida, pero con una recirculación adecuada de soluciones estériles, se puede elevar hasta 1:1 e incluso más.

Lógicamente, no puede existir un control tan exhaustivo como en la lixiviación dinámica o por agitación ya que incluso a veces se llega a desconocer el tonelaje real a lixiviar y otras veces son los factores climatológicos como lluvias o sequías, los que hacen aumentar o disminuir la relación líquido – sólido con mayor fuerza.

3.2 Glosario de términos

3.2.1 Amalgamación

Procedimiento de concentración en el que los metales nativos se separan de los minerales no metálicos de la ganga mediante un mojado selectivo de las superficies metálicas por el mercurio.

3.2.3 Cianuración

Método para extraer oro o plata a partir de un mineral triturado o molido, mediante disolución en una solución de cianuro de sodio o potasio.

3.2.4 Concentrado

Mineral de alta ley, es el producto limpio recuperado por flotación de espumas o por otros métodos de separación de minerales (Castro G. 2012).

3.2.5 Concentración

Operación unitaria en la cual se busca eliminar el material que no es de interés económico con el fin de disminuir el volumen de mineral a procesar. Para esta separación se pueden utilizar propiedades físicas (diferencia de densidad, atracción de campos magnéticos, eléctricos) o físico químicas de los minerales.

3.2.6 Colas

El relave (o cola) es un conjunto de desechos de procesos mineros de la concentración de minerales, usualmente constituido por una mezcla de rocas molidas, agua y minerales de ganga, (con sin valor comercial), aunque también se encuentran bajas concentraciones de metales pesados, tales como, cobre, plomo, mercurio, oro y metaloides como el arsénico.

3.2.7 Densidad

Relación entre la masa y el volumen de una sustancia, o entre la masa de una sustancia y la masa de un volumen igual de otra sustancia tomada como patrón.

3.2.8 Granulometría

Se denomina clasificación granulométrica o granulometría, a la medición y graduación que se lleva a cabo de los granos de una formación sedimentaria, de los materiales sedimentarios, así como de los suelos, con fines de análisis, tanto de su origen como de sus propiedades mecánicas, y el cálculo de la abundancia de los correspondientes a cada uno de los tamaños previstos por una escala granulométrica.

3.2.9 Humedad

Cantidad de agua por volumen de tierra que hay en un terreno.

3.2.10 Ley

Medida que describe el grado de concentración de recursos naturales valiosos (como los metales o minerales) disponibles en una mena. Determina la viabilidad económica de una operación de explotación minera (el costo de extraer recursos naturales desde su yacimiento se relaciona directamente con su concentración). Para los metales preciosos y las gemas se expresa generalmente en una cantidad de material por tonelada de mena, mientras que para otros metales y los minerales industriales se expresan como porcentaje. También, onzas por tonelada corta (oz./TC) u onzas por tonelada métrica (oz./TM) o gr./TM cuando se trata de oro, plata u otro metal precioso.(Castro G. 2012).

3.2.11 Lixiviación (beneficio)

Proceso hidrometalúrgico mediante el cual se realiza la disolución selectiva de los diferentes metales que contiene una mena, por medio de una solución acuosa que contiene un reactivo químico apropiado.

3.2.12 Peso específico

Es la terminología que se utiliza en química y física para describir a aquella relación existente entre el peso y el volumen que ocupa una sustancia.

3.2.13 Ph

El pH es una medida de acidez o alcalinidad de una disolución. El pH indica la concentración de iones hidrógeno $[H]^+$ presentes en determinadas disoluciones.

3.2.14 Pulpa

Mena o mineral que ha sido chancado y molido y se encuentra preparado con los reactivos listo para su proceso en las celdas de flotación. (Castro G. 2012).

3.2.15 Tenor

Porcentaje neto de mineral económicamente recuperable de una mena.

CAPITULO IV

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

4.1 Tipo de investigación

La investigación se considera de tipo descriptiva y de campo. Siendo descriptiva dado que se basa en la caracterización geotécnica de las muestras obtenidas para establecer los métodos a considerar como factibles o efectivos en la recuperación mineral; y de campo puesto que esta involucra a la investigación de forma directa en la visita y descripción del área; así como en la delimitación de la misma para la toma y selección de muestras directamente en campo.

4.2 Diseño de la investigación

El diseño de la investigación sigue un modelo de campo experimental puesto que las muestras obtenidas directamente del área de estudio son sometidas a procesos o ensayos que alteran de algún modo su estado inicial para la obtención de datos de relevancia que permitirá darle solución a la problemática planteada en la investigación.

4.3. Población y muestra de la investigación

La población o universo se refiere al conjunto de elementos a los cuales se pretende indagar y conocer sus características para el cual serán válidos las conclusiones obtenidas en la investigación. Para el siguiente estudio la población o universo lo comprenden un área de 25 hectáreas (500m x 500m) de la parcela Ap3 perteneciente a la Concesión Minera Apanao.

La muestra se refiere al subconjunto de elementos que conforman la población y que describe de manera representativa a la misma. En la presente investigación se tomaron 7 muestras de forma aleatoria equidistantes entre sí, con un peso de 4 kg aproximadamente cada muestra para un peso bruto total de 28 kg de muestra.

4.4 Técnica e instrumentación de recolección de datos

Para la ejecución del presente trabajo de investigación se hace necesaria una serie de técnicas e instrumentos que permitan llevar a cabo la recolección y estudio de las muestras; así como el análisis e interpretación de los resultados obtenidos mediante recursos bibliográficos y electrónicos que permitirán llegar a las conclusiones correctas.

4.4.1. Técnicas de recolección de datos

4.4.1.1 Revisión literaria

El uso de textos para la recolección de datos, términos básicos y bases teóricas es indispensable el uso de diversas fuentes de información para fundamentar la investigación.

4.4.1.2 Revisión documental

Es un instrumento que permitió extraer información de diferentes documentos como tesis, registros de producción en el periodo estudiado, informes, revistas, internet y otros.

4.4.1.3 Observación directa e indirecta

Esta permite al investigador observar e identificar de primera mano la problemática situacional por medio de un contacto directo con el área de estudio sin intermediarios, dándole una visión amplia de los requerimientos y parámetros necesarios para la solución del problema.

4.4.1.4 Entrevistas no estructuradas

A través de esta técnica se hicieron preguntas sin una estructura definida al personal involucrado en los procesos, fueron realizadas de manera espontánea durante la realización de la investigación para la recolección de datos y a su vez recomendaciones para la obtención de resultados en condiciones óptimas.

4.4.1.5 Consultas académicas

Se efectuaron consultas a los tutores académico e industrial a fin de obtener orientación de los pasos a seguir para abordar el problema y aclarar dudas referentes al trabajo de investigación.

4.4.1.6 Programas

Se utilizaron para incorporar la información analizada en cada uno de los procesos. Cabe destacar que los programas utilizados son: Google Earth, Basecamp, Venrut, Word, Excel, Power Point.

4.4.2. Instrumentación de recolección de datos

1. Lápices y cuadernos de anotación fueron utilizados para realizar las anotaciones pertinentes en la ejecución del estudio.
2. Herramientas de excavación como pala y contenedores plásticos para la extracción de las muestras a estudiar.
3. Cinta métrica, fue utilizada para tomar las medidas de dimensiones y profundidad del lugar de muestreo.
4. Cámara Fotográfica, se utilizó con la finalidad de obtener imágenes del área de recolección de muestras; así como de documentar de manera fotográfica cada fase de la investigación.
5. Gps, se utilizó en la delimitación del área de estudio; así como la geoposición de las muestras tomadas. Además se ser gran ayuda en la ubicación del lugar de estudio dado lo remoto del lugar.
6. Equipo computarizado, fue utilizado con la finalidad de documentar el estudio en proceso.
7. Equipo de laboratorio: tales como balanza, malla, tamiz, imán, lupa, horno, microscopio, entre otros equipos necesario para realizar los análisis correspondientes al estudio.

4.5 Flujograma de la metodología de trabajo

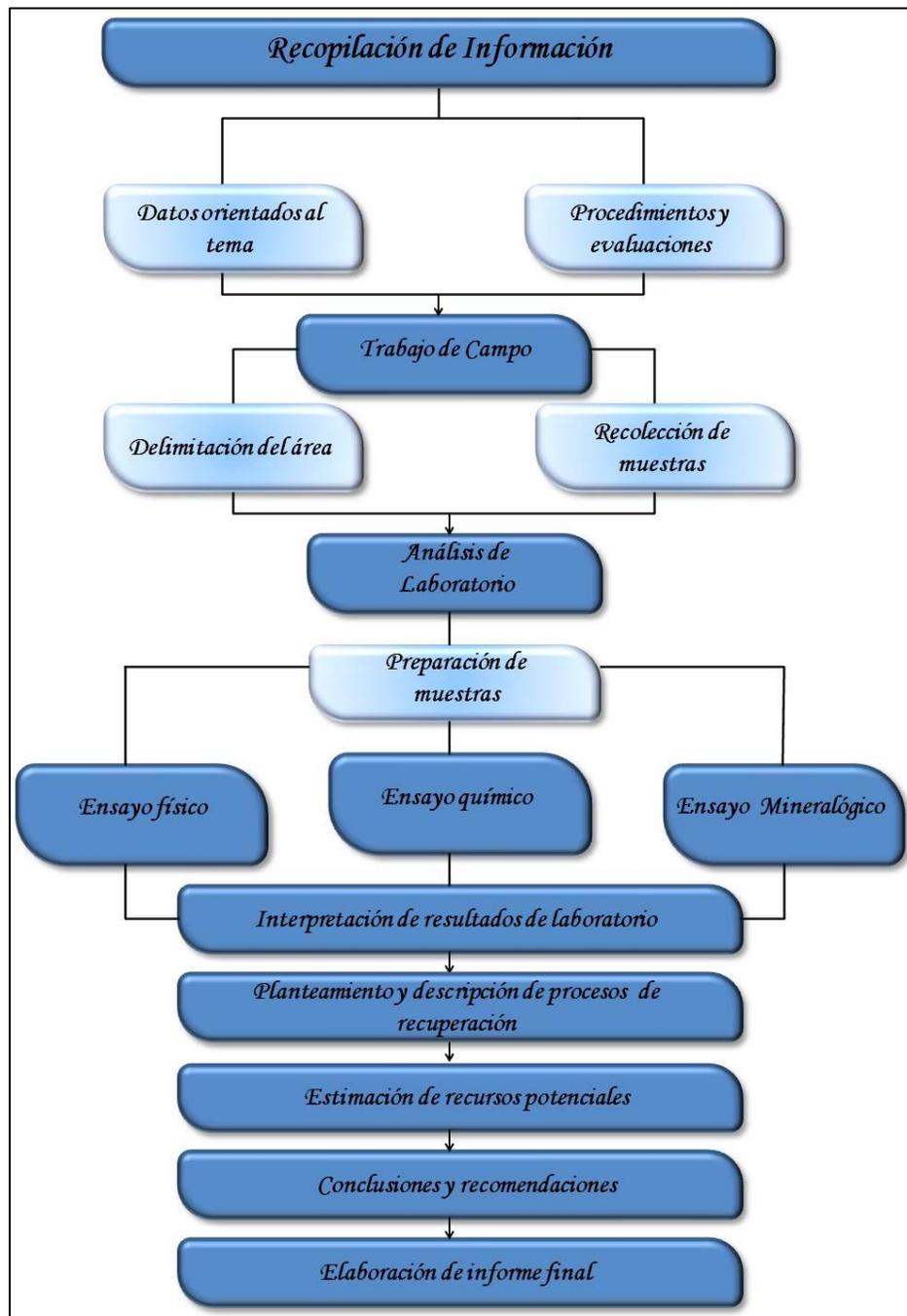


Figura 4.1 Flujograma metodológico.

4.6 Recopilación de información previa disponible

En esta primera etapa se procedió a buscar información de las condiciones del área de estudio y de los ensayos que se adaptaron a los requerimientos de la investigación, de la misma manera se realizó la consulta de normas referentes a la minería así como también la información bibliográfica de investigaciones anteriores afines al tema en cuestión.

4.6.1 Datos orientados al tema en estudio

Los requerimientos para realizar la caracterización de las arenas de relave se establecieron a través de la ejecución de los ensayos precisos tales como granulometría, espectrometría, PH, concentración mineralógica y microscopía mineralógica.

4.6.2 Procedimientos y evaluaciones

Se establecieron las condiciones de procedimientos tanto para la recolección de muestras como para la preparación previa de la misma y de esta manera garantizar la correcta obtención de resultados.

4.7 Trabajo de campo

4.7.1 Delimitación del área de estudio

La delimitación del área consiste en definir la extensión o espacio donde se procederá a la toma de muestras para su posterior análisis en laboratorio. La concesión minera Apanao comprende 2.234,74 ha aproximadamente dividida a su vez en 14 parcelas destinadas al ejercicio de la minería a pequeña y mediana escala.

De las 14 parcelas que comprenden dicha concesión se selecciona la parcela denominada AP3 como la zona de estudio la cual cuenta con más de 100 ha de extensión y en la cual se han explotado y aprovechado alrededor de 60 ha aproximadamente.

De las 60 ha aprovechadas y explotadas se delimito el área de estudio en 25 hectáreas (500m x 500m) las cuales fueron definidas mediante GPS de forma directa en campo, quedando sus vértices delimitados por las coordenadas descritas en la Tabla 4.1 y Figura 4.2.

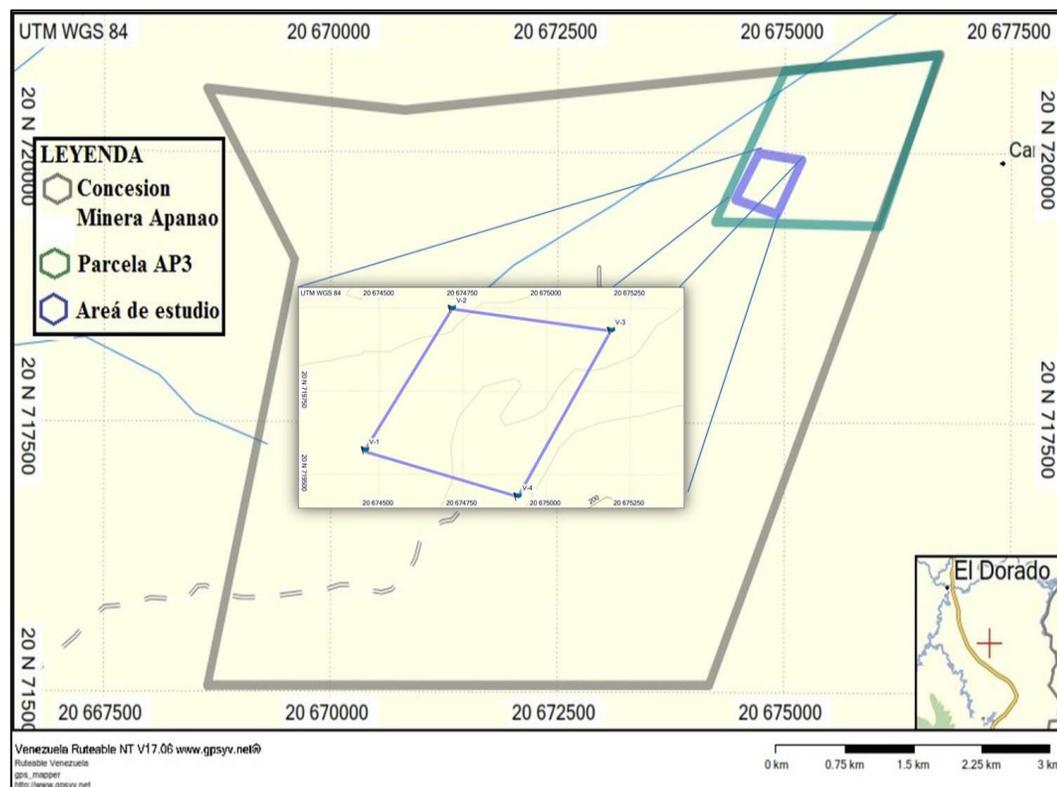


Figura 4.2 Delimitación del área de estudio.

Tabla 4.1 Coordenadas UTM Parcela AP3.

BOT	COORDENADAS UTM	
	NORTE	ESTE
V1	719.585,35	674.458,69
V2	720.006,53°	674.685,50
V3	719.874,00	675.200,00
V4	719.436,00	674.916,00

4.7.2 Recolección de muestras

Definida el área de interés se procedió a la selección y toma de muestras la cual se hace de forma directa y aleatoria en campo geotiquetando cada muestra mediante el uso de GPS. La geoposición de cada muestra está definida en las coordenadas descritas en la Tabla 4.2 y Figura 4.3.

Tabla 4.2 Coordenadas UTM de muestras tomadas en Parcela AP3.

MUESTRA	COORDENADAS UTM	
	NORTE	ESTE
M-1	719.647,00	674.587,00
M-2	719.796,00	674.742,00
M-3	719.844,56	674.836,11
M-4	719.873,00	674.991,00
M-5	719.666,71	674.946,67
M-6	719.566,83	674.777,05
M-7	719.638,51	674.718,54

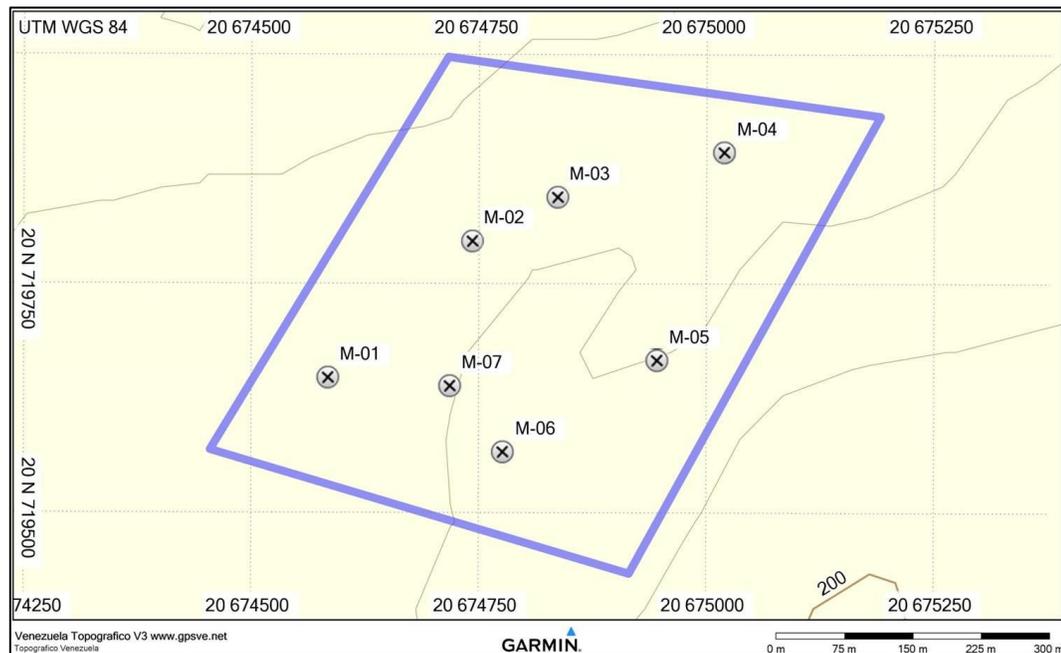


Figura 4.3 Muestreo del área de estudio.

El criterio para la toma de muestras se fundamenta en la información obtenida en el lugar de las áreas previamente aprovechadas mediante métodos y técnicas empleadas por los pequeños mineros las cuales resultan en parajes poco extensos de arenas de relave o colas.

En dichas arenas de relave se realizaron excavaciones de 20 cm x 20 cm de diámetro con una profundidad de 60 cm; obteniéndose 7 muestras equidistantes entre sí una de la otra, cada muestra de 4 kg aproximadamente para un peso total bruto de 28 kg de material de interés los cuales serán objeto de preparación y posteriores pruebas y ensayos de laboratorios con el fin de determinar sus características tanto fisicoquímicas como mineralógicas y su posible recuperación (Figura 4.4).



Figura 4.4 Toma de muestra del área de estudio.

4.8 Análisis de laboratorio

4.8.1 Preparación de las muestras

Previo a la realización de los ensayos de laboratorio se procede a la preparación de las muestras con el fin de acondicionarlas para su posterior análisis, para lo cual se realiza el siguiente procedimiento:

1. En cada muestra se separan partículas mayores a 4.7 mm de las muestras (en su mayoría cantos rodados) usando malla n-4 (4.76mm) reduciendo considerablemente el volumen de la muestra a ser sometida a los ensayos de laboratorio.
2. Se obtiene las partículas mayores a 4.76 mm y menores a 4.76 mm de diámetro en cada muestra.
3. Se selecciona el material menor a 4.76 mm y se pesa cada muestra.
4. Se someten las muestras a secado en hornos a 105 °C por 24 horas.
5. Posterior al secado en horno se pesan nuevamente las muestras y se determina el contenido de humedad presente en cada muestra.
6. Seguido del secado al horno se procede a la homogenización de cada muestra; para ello se extiende cada muestra en un paño o bolsa plástica y se toma dicho paño por sus extremos y se realiza el roleo que consiste en hacer caer en forma de cascada una porción de la muestra sobre el resto de dicha muestra; partiendo desde un extremo y repitiendo el movimiento

en cada extremo del paño. Dicho roleo se realiza 20 veces o más para tener una homogenización uniforme en toda la muestra.

7. Realizada la homogenización se procede al cuarteo de cada muestra; para ello se vierte la muestra en una superficie plana formando una pila verificando que la muestra este totalmente homogenizada (si no se encuentra totalmente homogenizada se repite el roleo hasta lograr una homogenización lo más uniforme posible). Luego se extiende la muestra hasta formar una torta la cual se divide en 4 partes iguales (Figura 4.5).
8. Realizado el procedimiento anterior se definen los cuadrantes I, II, III y IV y se unen los cuadrantes en diagonal I y III al igual que los cuadrantes II y IV. Se toma cualquier unión de los cuadrantes (I – III y II - IV) para el posterior ensayo. Si la muestra seleccionada se considera demasiada se repite el procedimiento a partir del punto 4.
9. De la muestra seleccionada a partir del cuarteo se toman 500 gr aproximadamente de dicha muestra para el posterior ensayo granulométrico. Paralelo a esto de la misma muestra se toman de 20 - 30 gr como muestra cabeza para los ensayos químicos y 100 gr para ensayos mineralógicos.
10. Finalmente se envían las muestras identificadas a los laboratorios donde se realizaran los ensayos correspondientes.
11. Se reserva y archiva la contramuestra de acuerdo al procedimiento respectivo.



Figura 4.5 Cuarteo de muestra.

4.8.2 Ensayos físicos

4.8.2.1 Contenido de humedad

El contenido de humedad de un suelo es la relación del cociente del peso de las partículas sólidas y el peso del agua que guarda, esto se expresa en términos de porcentaje.

Procedimiento

1. Se toma la muestra y se pesa en la balanza.
2. Se registra el peso inicial de la muestra.
3. Se toma la muestra y se somete a secado en el horno a 150 °C por 4 horas (Figura 4.6).
4. Se retira la muestra del horno y se deja enfriar al aire por 3 horas.
5. Se pesa la muestra seca (P_{ss}) y por diferenciación con el peso inicial de la muestra (Peso inicial – peso final) se determina el contenido de agua (P_w).
6. Se aplica la fórmula de humedad.
7. Se repite el procedimiento de secado si es necesario y se verifica hasta que el peso seco sea constante.



Figura 4.6 Secado de muestras en horno.

4.8.2.2 Densidad aparente

La densidad aparente es la masa del suelo para un volumen de suelo que incluye el espacio poroso. Refleja el contenido total de porosidad en un suelo y es importante para el manejo de los suelos (refleja la compactación y facilidad de circulación de agua y aire).

Los valores que puede tomar la densidad aparente depende de muchos factores, que van desde la textura, contenido de materia orgánica, hasta el manejo que se le da al suelo. Suelos con texturas arenosas tienden a tener densidades mayores que suelos más finos, al mismo tiempo en suelos bien estructurados los valores son menores. Valdés (citado por Donoso, 1992), entrega valores promedios de densidad aparente (g/cm^3) para suelos de rocas y minerales 2.65; arena 1.9-1.7; Textura franca 1.3-1.0; suelo rico en humus 0.9-0.8. (Donoso 1992).

Procedimiento

1. Se selecciona un cilindro graduado o volumétrico de 100 ml y se determina su peso en la balanza.
2. Se vierte una cantidad de muestra seca (ver preparación de muestras paso n-4) en el cilindro hasta llenar los 100 ml y se pesa nuevamente para determinar el nuevo peso total del cilindro y la muestra vertida en el mismo.
3. Se determina el peso de la muestra por diferenciación.
4. Se aplica la fórmula de densidad aparente.
5. Se repite el procedimiento por al menos 3 veces y se promedia el resultado para obtener el valor final.

4.8.2.3 Densidad por desplazamiento

La densidad, la medida de la relación entre el volumen y la masa de una sustancia, se define por la masa dividida por el volumen. Encontrar la masa de una sustancia se logra usando una balanza; la búsqueda de su volumen requiere la medición de sus dimensiones físicas. El método de desplazamiento de agua es una técnica eficaz para encontrar el volumen de un insoluble, sólido irregular y su posterior densidad.

Procedimiento

1. Determinar la masa de la sustancia o muestra, utilizando una balanza. Se registra la masa.
2. Se llena una probeta graduada lo suficientemente grande para contener el sólido insoluble, irregular con agua a un nivel medido. Registrar el volumen de agua.
3. Sumergir el sólido o muestra en agua de la probeta graduada. Toque en el cilindro con cuidado para que las burbujas de aire atrapado escape. Registrar el volumen de agua y el objeto sumergido.
4. Restar el volumen del agua del volumen de agua con el objeto sumergido.
5. Divida la medición de la masa inicial por el volumen para determinar la densidad del objeto.

4.8.2.4 Análisis granulométrico

Conocido también como método analítico de suelos, su finalidad es obtener la distribución por tamaño de las partículas presentes en una muestra de suelo, siendo las mallas utilizadas en la investigación las descritas en la Tabla 5.3.

Tabla 4.3 Mallas Tyler seleccionadas.

Mallas	mm
18	1.000mm
35	0.500mm
60	0.250mm
120	0.125mm
200	0.074mm
270	0.053mm

Procedimiento

1. Seleccionar los tamices a emplear en el ensayo (no más de 7 tamices) y verificar que no estén rotos ni sucios. Para este caso se seleccionaron los tamices n-18, n-35, n-60, n-120, n-200, n-270.
2. Pesar y ordenar los tamices en orden ascendente de menor a mayor (apertura de tamices). El orden de los tamices queda establecido de la siguiente manera n-270, n-200, n-120, n-60, n-35, n-18.
3. El peso de cada muestra establecido para este ensayo generalmente es de 0,6 a 1 kg, a menos que por alguna necesidad se establezca una condición.

4. Se agregan 500 gr de cada muestra previamente homogenizado y cuarteado en el tamiz superior y tapar. Seguido se introduce los tamices al vibrador (tap-rop) por 10 minutos.
5. Terminado el proceso de vibración y sacudidas se retiran los tamices y se pesa cada tamiz para conocer contenido retenido.
6. Se registra cada peso retenido en los tamices por diferenciación (peso total – peso del tamiz) (Figura 4.7).
7. Se coloca cada contenido retenido en contenedores o bolsas plenamente identificados con el número de muestra así como el tamiz empleado.
8. Se verifica que la sumatoria de los contenidos corresponda con el peso inicial de la muestra y posterior a esto se procede al análisis correspondiente.



Figura 4.7 Clasificación granulométrica de muestra.

4.8.3 Ensayos químicos

4.8.3.1 Ph

El potencial de hidrogeno o Ph se calcula mediante el uso de un Ph-metro; el cual consiste en un voltímetro con la escala graduada en unidades de Ph que mide la diferencia de potencial existente entre 2 electrodos, uno de ellos de referencia. El electrodo de referencia se mantiene a un voltaje constante y no es afectado por los cambios de Ph. El otro electrodo es de tal naturaleza que el Ph de la solución afecta su voltaje. La relación entre el Ph y el voltaje de la celda de las soluciones de ensayo pueden convertirse a valores de Ph.

Procedimiento

1. Se pesan 20 – 30 gr de muestra.
2. Se vierten en un vaso de precipitado.
3. Se agregan 40 ml de agua destilada.
4. Se mezcla y se deja reposar por 10 minutos.
5. Se introducen los electrodos en la solución y se mide el Ph.

4.8.3.2 Análisis elemental por espectrofotometría de absorción atómica

Se realiza un ensayo de química elemental para conocer la proporción de los diferentes elementos minerales presentes en la muestra. Para ello se emplea la espectrometría de absorción atómica la cual se basa en la medida de la absorbencia de una radiación electromagnética a una longitud de onda característica del elemento a medir. Es necesario para la medida que el elemento se encuentre en su forma atómica. Para ello se realiza una excitación con una llama de Acetileno/Aire o Acetileno/N₂O.

Procedimiento

1. Se toma la muestra preparada homogenizada previamente y se seca a 50 °C.
2. Pulverizar y pasar malla 0,105 micras.
3. Cuartear o separar muestra.

4. Pesar más o menos 0,28 g en crisol de platino, agregar 1 g de mezcla fundente (carbonato de sodio + bórax con una relación 3:1), homogenizar y fundir por 15 minutos a 1000 °C.
5. Enfriar, colocar en Baker de 400 ml, agregar 50ml de HCl al 50%, diluir y aforar a 100 ml.
6. Medir con en el espectrofotómetro de adsorción atómica.

4.8.3.3 Espectrofotometría de absorción atómica para fracciones granulométricas

Se realiza un ensayo de química elemental para confirmar y determinar la presencia de los minerales en las fracciones retenidas en los tamices producto del ensayo granulométrico con el fin de observar su distribución y proporción en las muestras. Para este ensayo solo se aplicara la espectrometría de absorción atómica para Au como mineral de interés en cada retenido en los tamices.

4.8.4 Ensayos mineralógicos

4.8.4.1 Separación magnética

Practica utilizada para concentrar minerales que poseen diferencias en su susceptibilidad magnética, es decir, que responden en forma diferente ante la aplicación de un campo magnético. De acuerdo con su susceptibilidad magnética consiste en separar una muestra, en fracciones magnéticas, paramagnéticas y diamagnéticas mediante el empleo de un imán de mano.

Las fracciones magnéticas y electromagnéticas son aquellas que reaccionan de forma magnética y paramagnética respectivamente ante la aplicación de un campo magnético; entre los minerales magnéticos se pueden mencionar la pirrotina y la magnetita; mientras que entre los minerales paramagnéticos están la hematita, ilmenita, rutilo, esfena, anfíbol, piroxeno, granate, entre otros. La fracción diamagnética o no magnética agrupa aquellos minerales repelen el campo magnético; entre los cuales se pueden mencionar el cuarzo, feldespato, oro, plata y otros. Este procedimiento se aplica las fracciones retenidas en los tamices de la muestra una vez realizado el ensayo granulométrico a fin de determinar el contenido de minerales magnéticos en cada fracción de la muestra.

Procedimiento

1. Se extiende una parte definida de la muestra en una área plana de manera uniforme.
2. Se hace pasar un imán de mano por encima de la muestra de extendida.
3. Se recoge la fracción magnética de la muestra retenida en el imán.
4. Se hace pasar nuevamente el imán sobre la muestra las veces que sea necesario hasta obtener la totalidad o mayor parte del contenido magnético presente en la muestra.
5. Finalmente se clasifica el contenido magnético y diamagnético de la muestra.

4.8.4.2 Microscopia óptica mineral

La investigación microscópica en luz transmitida o reflejada de minerales, rocas, menas y otros materiales técnicos y sintéticos es un método clásico y hasta hoy irremplazable para el estudio de estos materiales. La microscopía de polarización es un método no destructivo y potente para la determinación de sustancias sólidas (cristalinas o amorfas), posee relativamente elevada resolución espacial y además pueden ser estudiadas las relaciones texturales (estructura, fábrica, asociaciones de fases, texturas de reacción) obteniendo así importante información para comprender la génesis.

Procedimiento

1. Se toma pequeña parte de la muestra y se verifica que esta se encuentra limpia; es decir, que se observa claramente los diferentes colores.
2. Se coloca en una lámina la muestra; esta se coloca sobre la lámina o entre 2 láminas de acuerdo a cual sea el caso. Para colocar la muestra entre 2 láminas debe acondicionarse la muestra pulverizándola y sumergiéndola en un líquido a fin de observar más claramente las propiedades mineralógicas de la muestra.
3. Se coloca la lámina con la muestra al microscopio y se observa detalladamente describiendo las propiedades mineralógicas observadas.
4. Se vierte la muestra en fila en una superficie y se estima visualmente cada mineral presente.

4.9 Análisis de datos obtenidos de laboratorio

En esta etapa los resultados obtenidos de las muestras en los diferentes ensayos de laboratorio determinan las características de las muestras y estos se comparan y correlacionan con los diferentes procesos aplicados en el beneficio y recuperación mineral aurífera y asociados.

4.10 Planteamiento y descripción de procesos a considerar para el aprovechamiento de las arenas de relave

A partir de los resultados obtenidos en laboratorio se consideran aquellos métodos y procesos de concentración y recuperación que guarden relación directa con las características presentes en las muestras. Se amplía la información de dichos métodos y se establecen criterios para la aplicación de los mismos. Se establece el flujograma de los procesos y se describe cada etapa del mismo.

4.11 Determinación de los recursos potenciales de las arenas de relave existentes en la zona de estudio

Del la zona delimitada para el muestreo se determina el área efectiva de estudio trazando un perímetro alrededor de los puntos de muestreo. A partir de esta nueva área con la profundidad del muestro se determina el volumen. Con los datos físicos y químicos obtenidos del laboratorio calculamos el tonelaje y el contenido metálico. Finalmente se establece el porcentaje de recuperación según los equipos seleccionados para la concentración y se obtiene el contenido metálico aprovechable de la zona de estudio.

4.12 Conclusiones y recomendaciones

Basados en los análisis e interpretación de los resultados obtenidos, es necesario realizar algunas recomendaciones pertinentes al caso y se comprueba al final que se ha logrado cumplir y concluir los objetivos trazados.

4.13 Elaboración de informe final

Se recopilan todos los datos obtenidos desde el inicio de la investigación incluyendo consultas bibliográficas, criterios fundamentales y resultado de laboratorio para establecer las conclusiones y recomendaciones referentes al tema para finalmente presentar de manera estructurada el desarrollo de la investigación.

CAPITULO V

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS

Los resultados obtenidos a partir de la secuencia de ensayos realizados para evaluar las diferentes variables que influyen en la presente investigación se analizarán mediante gráficos y tablas, permitiéndonos de esta manera alcanzar los objetivos propuestos en la investigación y de tal forma dar respuestas a las interrogantes de la misma.

5.1 Determinación de las características fisicoquímicas de las arenas de relave

5.1.1 Preparación de las muestras

En la Tabla 5.1 se presenta la partición y selección de las muestras tomadas en campo (peso inicial) previo al proceso de granulometría y ensayos posteriores. El material con tamaño superior a la malla n-4 o 4,76 mm comprende en su mayoría grava, cantos rodados y areniscas, representando en promedio el 19,12% del peso inicial de las muestras, siendo esta porción de muestra descartada puesto que no corresponde con los parámetros granulométricos necesarios para los ensayos correspondientes; mientras que el 80,88% restante lo comprenden las arenas con tamaño de partículas menores a 4,76 mm; siendo esta última porción o partición el material de interés a someter a ensayos de laboratorio.

Tabla 5.1 Información recopilada del muestreo.

Muestra	Coordenadas UTM		Peso inicial Kg	Peso descartable Kg (> 4.76 mm)	Peso final Kg (< 4.76 mm)
	N	E			
M-01	719.647	674.587	3,52	0,68	2,84
M-02	719.796	674.742	3,76	0,78	2,98
M-03	719.844	674.836	3,86	0,76	3,10
M-04	719.873	674.991	3,79	0,50	3,29
M-05	719.666	674.946	3,81	0,66	3,15
M-06	719.566	674.777	3,64	0,77	2,87
M-07	719.638	674.718	3,61	0,81	2,80

Los valores porcentuales de peso descartado y de interés se describen en la Tabla 5.2.

Tabla 5.2 Muestra de interés – Muestra descartada.

Muestra	Fracción descartada > 4.76 mm %	Fracción de interés < 4.76 mm %	Peso total %
M1	19,32	80,68	100
M2	20,74	79,26	100
M3	19,69	80,31	100
M4	13,19	86,81	100
M5	17,32	82,68	100
M6	21,15	78,85	100
M7	22,44	77,56	100
Promedio	19,12	80,88	100

5.1.2 Humedad

En la Tabla 5.3 se muestra la humedad presente en cada muestra, expresada en términos de porcentaje luego de ser sometido a secado en horno a 105 ° C por 24 horas. La variación de humedad presente en las muestras se debe a la línea de tiempo transcurrido en el lugar al momento del muestreo. Siendo las muestras con menor contenido de humedad (M-01, M-02, M-04, M-05) provenientes de colas con mayor tiempo de culminados los trabajos mineros y las muestras con mayor contenido de humedad (M-03, M-06, M-07) provenientes de colas de trabajos mineros culminados más recientemente. El promedio de humedad presente es de 9% para toda la muestra.

Tabla 5.3 Humedad presente en las muestras.

Muestra	Masa inicial Kg	Masa final Kg	Humedad %
M-01	2,84	2,70	6,00
M-02	2,98	2,72	9,00
M-03	3,10	2,79	10,00
M-04	3,29	3	9,00
M-05	3,15	2,93	7,00
M-06	2,87	2,59	10,00
M-07	2,80	2,47	12,00
		Promedio	9,00

5.1.3 Densidad aparente y por desplazamiento

Se determinó la densidad aparente y densidad por desplazamiento de cada muestra siendo los valores de las mismas los presentados en la Tabla 5.4.

Tabla 5.4 Densidad aparente y por desplazamiento de las muestras.

Muestra	Densidad aparente gr/cm³	Densidad por desplazamiento gr/ cm³
M-01	1,81	2,46
M-02	1,76	2,42
M-03	1,85	2,51
M-04	1,86	2,50
M-05	1,84	2,51
M-06	1,83	2,48
M-07	1,79	2,44

La densidad aparente al igual que la densidad por desplazamiento no varían mucho sus valores entre muestra y otra; arrojando promedios de 1,82 gr/cm³ y 2,47 gr/cm³ respectivamente, indicando un material poroso, bien aireado y con buen drenaje.

5.1.4 Ph

El Ph o grado de acidez se determina a fin de establecer la naturaleza de las muestras. Los valores de Ph se presentan en la Tabla 5.5.

Tabla 5.5 Grado de acidez de las muestras.

Muestra	Ph
M-01	6,79
M-02	6,82
M-03	6,83
M-04	6,84
M-05	6,83
M-06	6,81
M-07	6,79

El valor promedio de Ph para el material o muestra en general es de 6,81 indicando naturaleza acida. Conocer la naturaleza y el valor de Ph es de suma importancia dado que este permite conocer el consumo de reactivos si se considera el método de cianuración como proceso de recuperación puesto que dicho proceso se realiza en un rango de Ph de 10,5 – 11 para lo cual se haría necesaria la adición de cal para elevar el Ph de las muestras a los niveles requeridos.

5.1.5 Análisis químico elemental

Los resultados del análisis químico elemental de metales se muestran a continuación en la Tabla 5.6, en ella se puede apreciar mayor contenido férrico en toda la muestra seguida del titanio y aluminio respectivamente. Los metales en menor proporción vienen a ser el vanadio, plomo, oro, cobalto y plata.

Tabla 5.6 Tenores químicos de elementos metálicos presentes en las muestras.

Muestra	Au	Ag	Ti	V	Co	Pb	Fe	Al	Unidades
M-01	3.38	0.12	835	10.35	3.06	7.39	1570	740	ppm
M-02	3.25	0.09	829	12.91	3.29	6.90	1680	970	ppm
M-03	2.98	0.10	794	10.64	2.95	7.23	1750	750	ppm
M-04	2.14	0.07	825	11.72	3.37	6.95	1520	830	ppm
M-05	2.97	0.09	798	9.86	3.19	7.12	1630	700	ppm
M-06	3.01	0.11	763	10.34	3.48	7.58	1390	940	ppm
M-07	3.34	0.08	837	12.19	2.97	6.97	1420	760	ppm

Dada la distribución de los tenores de los metales que componen las muestras se prevé que estos pudiesen ser separados mediante procesos gravimétricos y tratados por lixiviación; esto puesto que los metales en mayor proporción (Fe, Ti, Al) tienen menor densidad lo cual facilitaría su separación por gravimetría de los metales con mayor densidad pero menor proporción entre los cuales se encuentra el mineral de interés (Au).

En cuanto a la lixiviación la baja concentración de plomo influye favorablemente en la disolución del oro ya que cambia algunas características físicas de la superficie del oro, facilitando el acceso de los reactivos al metal.

5.1.6 Tenor

El tenor o ley para se determinó a las muestras M-01, M-02, M-04 y M-05 y se muestran en la Tabla 5.7; arrojando valores sin mucha variación entre una muestra y otra con un promedio de 2.92 gr/ton de contenido aurífero, lo cual indica un bajo tenor propio de las menas de cola.

Tabla 5.7 Tenor Au presente en las muestras.

Muestra	Tenor gr/t
M-01	3,22
M-02	3,17
M-04	2,21
M-05	3,08

Puesto que el material en general presenta características similares, se seleccionaron las muestras mencionadas dada su distribución al momento del muestreo; pues estas describen de forma representativa a toda el área de estudio.

5.1.7 Análisis granulométrico

Se realizó el ensayo granulométrico a las muestras representativas seleccionadas (M-01, M-02, M-04, M-05) clasificándolas por tamaño de partículas a partir de la malla 18 (1 mm) hasta la malla 270 (0,063 mm) determinando las fracciones de gruesos y finos así como la distribución metálica en cada una de ellas.

En la Tabla 5.8 se presenta la clasificación granulométrica; así como su distribución. Las partículas con tamaño > malla 200 se clasifican como arenas finas (USCS) con una distribución promedio de 94,78% y las partículas con tamaños < malla 200 como limos (USCS) con una distribución promedio de 5,22%.

Tabla 5.8 Clasificación granulométrica de las muestras.

Muestra	Fracciones granulométricas		Total
	Arenas finas > malla 200 %	Limos < malla 200 %	
	M-01	95,25	
M-02	95,63	4,37	100
M-04	92,02	7,98	100
M-05	96,22	3,78	100
	94,78	5,22	100

En la Tabla 5.9 se presenta la granulometría de la muestra M-01 la cual arroja como resultado el mayor tenor por debajo de la malla 35 (0,50 mm) con una distribución metálica de 71,43 % con un tenor promedio de 8,36 gr/ton.

Tabla 5.9 Análisis granulométrico correspondiente a la muestra M-01.

MUESTRA M-01							
N° Malla	mm	Peso muestra (gr)	Retenido %	Retenido acumulado %	Pasante acumulado %	Ensayo (ppm)	Distribución %
4	4,760	0	0,00	0,00	100	0,00	
18	1	248	51,24	51,24	48,76	1,08	17,19
35	0,50	103	21,28	72,52	27,48	1,75	11,57
60	0,25	58	11,98	84,50	15,50	3,68	13,70
120	0,125	52	10,74	95,25	4,75	9,17	30,60
200	0,074	10	2,07	97,31	2,69	13,68	8,78
270	0,053	4	0,83	98,14	1,86	19,35	4,97
PAN	0,063	9	1,86	100	0,00	23,01	13,29
		484	100			3,22	100,08

En la Tabla 5.10 se presentan las granulometrías de la muestras M-02 la cual presentan mayor tenor por debajo de la malla 35 (0,50 mm) con una distribución metálica de 64,17% y tenor promedio de 8,60 gr/ton.

Tabla 5.10 Análisis granulométrico correspondiente a la muestra M-02.

MUESTRA M-02							
N° Malla	mm	Peso muestra (gr)	Retenido %	Retenido acumulado %	Pasante acumulado %	Ensayo (ppm)	Distribución %
4	4,760	0	0,00	0,00	100		
18	1	261	51,89	51,89	48,11	0,92	15,06
35	0,50	123	24,45	76,34	23,66	2,68	20,67
60	0,25	73	14,51	90,85	9,15	5,72	26,19
120	0,125	24	4,77	95,63	4,37	10,84	16,32
200	0,074	9	1,79	97,42	2,58	12,47	7,04
270	0,053	5	0,99	98,41	1,59	15,7	4,92
PAN	0,063	8	1,59	100	0,00	19,35	9,71
		503	100,00			3,17	99,91

En la Tabla 5.11 se presenta la granulometría de la muestra M-04 la cual arroja como resultado el mayor tenor por debajo de la malla 35 (0,50 mm) con una distribución metálica de 78,40 % con un tenor promedio de 6,07 gr/ton.

Tabla 5.11 Análisis granulométrico correspondiente a la muestra M-04.

MUESTRA M-04							
N° Malla	mm	Peso muestra (gr)	Retenido %	Retenido acumulado %	Pasante acumulado %	Ensayo (ppm)	Distribución %
4	4,760	0	0,00	0,00	100		
18	1	272	54,29	54,29	45,71	0,43	10,56
35	0,50	86	17,17	71,46	28,54	1,45	11,26
60	0,250	68	13,57	85,03	14,97	2,11	12,96
120	0,125	35	6,99	92,02	7,98	6,14	19,41
200	0,074	15	2,99	95,01	4,99	9,1	12,33
270	0,053	5	1,00	96,01	3,99	12,07	5,45
PAN	0,063	20	3,99	100,00	0,00	15,64	28,25
		501	100			2,21	100,22

Finalmente se presenta la granulometría de la muestra M-05 en la Tabla 5.12 la cual reafirma el comportamiento granulométrico y características de las muestras anteriores mayor tenor por debajo de la malla 35 (0,50 mm) con una distribución metálica de 83,55 % con una notable baja de tenor con un promedio de 4,66 gr/ton.

Tabla 5.12 Análisis granulométrico correspondiente a la muestra M-05.

MUESTRA M-05							
N° Malla	mm	Peso muestra (gr)	Retenido %	Retenido acumulado %	Pasante acumulado %	Ensayo (ppm)	Distribución %
4	4,760	0	0,00	0,00	100		
18	1	97	19,32	19,32	80,68	0,86	5,40
35	0,50	128	25,50	44,82	55,18	1,35	11,18
60	0,250	170	33,86	78,69	21,31	2,01	22,10
120	0,125	88	17,53	96,22	3,78	7,34	41,78
200	0,074	13	2,59	98,80	1,20	14,02	11,79
270	0,053	2	0,40	99,20	0,80	17,14	2,22
PAN	0,063	4	0,80	100	0,00	21,93	5,67
		502	100			3,08	100,13

El tenor en las muestras aumenta a medida que se reduce el tamaño de las partículas pero en menor proporción de material, dado que el mayor contenido del mismo está por encima de la malla 35 con un promedio de 73,44% del total de la muestra ensayada. Siendo la proporción con mayor tenor 26,56% de las muestras M-01 (Tabla 5.13), M-02 (Tabla 5.14) y M-04 (Tabla 5.15). Siendo la excepción la muestra M-05 (Tabla 5.16) que presenta una proporción de 55,18% para la fracción con mayor tenor (< malla 35).

Tabla 5.13 Distribución metálica Au correspondiente a la muestra M-01.

Muestra M-01			
Fracción granulométrica	Distribución metálica %	Tenor promedio Gr/ton	Muestra %
> Malla 35	28,75	1,28	72,52
< Malla 35	71,32	8,36	27,48
	100		100

Tabla 5.14 Distribución metálica Au correspondiente a la muestra M-02.

Muestra M-02			
Fracción granulométrica	Distribución metálica %	Tenor promedio Gr/ton	Muestra %
> Malla 35	35,73	1,48	76,34
< Malla 35	64,17	8,60	23,66
	100		100

Tabla 5.15 Distribución metálica Au correspondiente a la muestra M-04.

Muestra M-04			
Fracción granulométrica	Distribución metálica %	Tenor promedio Gr/ton	Muestra %
> Malla 35	21,83	0,68	71,46
< Malla 35	78,40	6,07	28,54
	100		100

Tabla 5.16 Distribución metálica Au correspondiente a la muestra M-05.

Muestra M-05			
Fracción granulométrica	Distribución metálica %	Tenor promedio Gr/ton	Muestra %
> Malla 35	16,57	1,14	44,82
< Malla 35	83,55	4,66	55,18
	100		100

Dado el comportamiento granulométrico de las muestras se predice el uso de clasificadores y concentradores gravimétricos; así como la implementación de molinos para el acondicionamiento y la liberación de oro en las fracciones por encima de la malla 35 (0,50 mm). Siendo viable la lixiviación si se ajusta la molienda hasta una granulometría menor de 74 micrones hasta 20 micrones.

5.2 Determinación de las características mineralógicas de las arenas de relave

En la Tabla 5.17 se refleja de forma generalizada el análisis mineralógico realizado a las fracciones de malla 35, 60 y 120 de las muestras representativas seleccionadas. Como se aprecia en los resultados el cuarzo predomina con un 94,91% seguido por óxidos férricos (hidróxidos, magnetita, limonita) y titanio (ilmenita y rutilo) los cuales conforman el 4,26%. El resto lo conforma el oro libre hallado en la malla 120 en pequeñas proporciones y los limos con 0,22% y 0,05% respectivamente.

El alto contenido de cuarzo sustenta la necesidad del uso de concentradores gravimétricos así como la consideración. El oro libre observado en las fracciones de malla 120 se puede recuperarse por métodos gravimétricos y tratarse las partículas más pequeñas por lixiviación dada la baja concentración de arcillas que beneficia dicho proceso.

Tabla 5.17 Análisis mineralógico.

	M-01	M-02	M-04	M-05	Promedio
	%	%	%	%	
Cuarzo	94,91	95,15	94,28	95,30	94,91
hidróxido Fe	2,69	2,58	3,27	2,20	2,66
Ilmenita	1,57	1,68	1,52	1,63	1,60
Limonita	0,21	0,23	0,17	0,30	0,22
Magnetita	0,24	0,18	0,23	0,25	0,22
Rutilo	0,13	0,10	0,12	0,17	0,13
Limo	0,07	0,08	0,03	0,05	0,05
Oro libre	0,18	0,00	0,39	0,10	0,22
Plagioclasas	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Total	100	100	100,01	100	100

5.3 Establecer posibles métodos de recuperación de acuerdo a las características fisicoquímicas y mineralógicas describiendo mediante flujograma los procesos y condiciones de recuperación

Los métodos a considerar son aquellas que favorezcan las condiciones fisicoquímicas, granulometría, tenor, composición y distribución mineralógica. Dada las características granulométricas se establecen los métodos gravimétricos como medio de separación, clasificación y concentrado haciendo uso de concentradores gravimétricos para las partículas con tamaños comprendidos entre 4,76 mm y 0,125 mm y el procesos de lixiviación por cianuración para partículas con tamaños inferiores a 0,074 mm hasta 20 micrones. Para verificar el uso efectivo de los procesos gravimétricos se calcula el criterio de concentración (CC) para el material arrojando un valor de 2,65 confirmando la facilidad de separación en la misma.

La naturaleza acida con Ph 6,81 y el bajo tenor promedio de 2,92 gr/ton con mayor índice en las fracciones inferiores a las malla 200 (0,074 mm) reafirma y establece la lixiviación como proceso para recuperación para partículas con tamaños comprendidos entre 0,074 mm hasta 20 micrones; haciendo necesaria para esto el aumento de los valores de Ph entre 10,5 – 11 mediante la adición de cal. Se optimiza el proceso mediante la implementación de molienda y puntos de muestreo-control entre los procesos de clasificación y concentración gravimétrica; al igual que entre los procesos de concentración y lixiviación donde se hace necesario hacer ajustes y la tener control sobre granulometría que va a ser lixiviado.

En cuanto a su composición y distribución mineralógica mediante la aplicación de los procesos gravimétricos y químicos se obtendrá pulpas con alto contenido de sílice, óxidos de hierro y titanio provenientes en su mayoría de limonita e ilmenita y poca presencia de limo y arcillas.

Los equipos gravimétricos a considerar dado los resultados obtenidos serán la mesa de sacudidas, el concentrador en espiral y el concentrador centrífugo Falcón. Los equipos de lixiviación serán los involucrados en el proceso Merrill Crowe y la molienda estará compuesta por molinos de barra y molinos de bola según sea el caso para el acondicionamiento granulométrico del material.

En la Figura 5.1 se presenta el primer planteamiento de proceso para la recuperación aurífera de las arenas de relave mediante el uso de la mesa de sacudidas. En este, el material (con un tenor de 7,82 gr/ton) se vierte en una tolva que alimentara un separador de tipo rastrillo o separador dorr el cual realiza la separación de tamaños mayores a la malla 4 (4,76 mm) e inferiores a esta. La fracción superior a 4,76 mm o malla 4 se descarta o desecha (se realiza análisis químico o metalúrgico para control).

La fracción inferior a la malla 4 (4,76 mm) pasa a una criba doble que clasifica el material en 3 fracciones; > malla 7 (2,79 mm), > malla 150 (0,104 mm) < malla 7 (2,79 mm) y < malla 150 (0,104 mm). La fracción > 0,104 mm < 2,79 mm alimentara la mesa de sacudidas, mientras que las fracciones > 2,79 mm y < 0,104 mm serán acondicionadas mediante molienda a un tamaño de partículas menores a 0,074mm (malla 200) y depositadas en la cola para su posterior lixiviación. Las fracciones salientes de la criba a la mesa de sacudidas y molienda se les realizan un ensayo químico para control y manejo de la pulpa. La pulpa proveniente de la criba (> 0,104 mm < 2,79 mm) con un 25% de solido se procesa en la mesa de sacudidas obteniéndose el concentrado y la cola. Si el concentrado obtenido posee un alto tenor (al menos 80% de oro, es decir alta recuperación) este pasara por los procesos subsiguientes para la refinación y obtención del producto final. Si el concentrado es pobre (baja recuperación) este material pasaría a un proceso de conminución (molienda) en circuito cerrado, garantizado un tamaño de partículas menores a 0,074mm (malla 200) la cual será enviada al proceso de lixiviación.

El material depositado en la cola previo análisis químico se lixivia mediante cianuración ajustando los valores de Ph 10,5 – 11 para un óptimo procesamiento. Este proceso también conocido como Merrill Crowe comprende una serie de fases que parten en la clarificación de la solución rica en oro la cual se realiza mediante un sistema de filtros de malla metálica revestida de una tela filtrante de material sintético la cual es inerte a la solución cianurada.

Realizado la clarificación se procede a retirar el oxígeno; para esto la solución se vierte en torres de deaireación a las cuales se les extrae el oxígeno mediante bombas de vacío evitando así la redisolución de oro. Posteriormente a esto se adiciona polvo de zinc evitando que la solución entre en contacto con el aire, recuperándose luego por filtración el precipitado. Finalmente se somete el precipitado a tostación y fundición obteniéndose el dore o producto final.

Obtenido el producto final, la solución restante obtenida del proceso Merrill Crowe llamada barren se deposita en los tanques de solución de cianuro para su reutilización en el proceso de lixiviación.

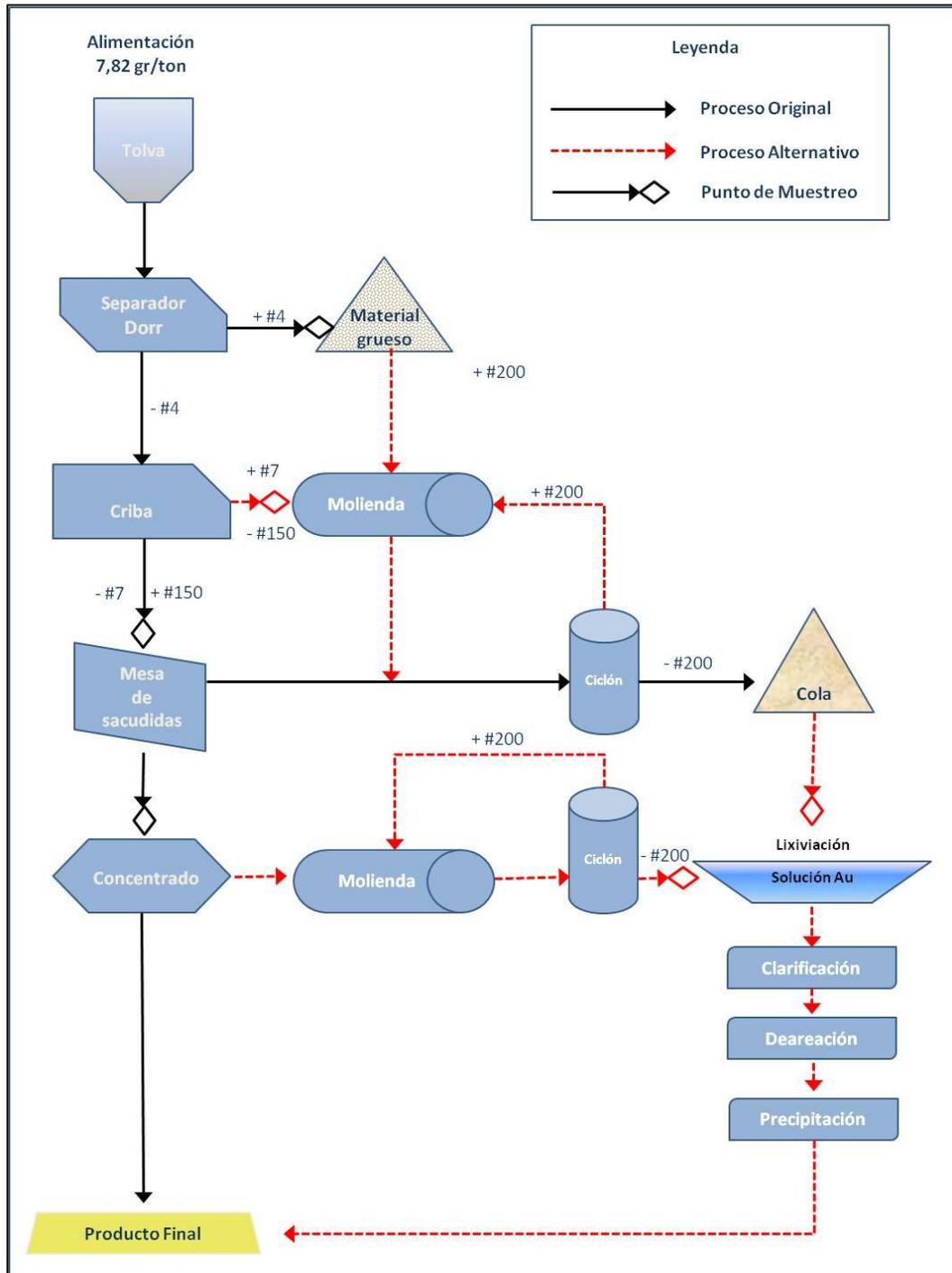


Figura 5.1 Flujograma de recuperación aurífera con mesa de sacudida.

En la Figura 5.2 se presenta el segundo planteamiento de proceso de recuperación aurífera mediante el empleo de un concentrador en espiral. Para este proceso se vuelca el material en la tolva el cual alimenta una criba que clasifica las partículas en tamaños superiores e inferiores a 4,76 mm (malla 4).

Las partículas superiores a 4,76 mm son acondicionadas por conminución (molienda) de manera que puedan pasar por la criba de clasificación. Por su parte las partículas inferiores a 4,76 mm ingresan al concentrador en espiral, haciéndose un previo análisis químico para control y manejo de la pulpa.

La pulpa vertida en las canaletas helicoidales del concentrador se procesa con 30% - 50% de sólido obteniéndose así el concentrado y la cola. El material destinado a la cola pasa por un hidrociclón que clasifica las partículas superiores e inferiores a 0,074 mm (malla 200); permitiendo el paso de la fracción inferior a 0,074 mm a la cola y enviando la fracción superior a dicha granulometría a conminución para su posterior lixiviación.

El concentrado proveniente del concentrador en espiral es analizado mediante un ensayo químico para determinar si posee alto tenor (al menos 80% de oro). Si el concentrado obtenido posee un alto tenor este pasará por los procesos subsiguientes para la refinación y obtención del producto final. Si el concentrado es pobre (baja recuperación) este material pasaría a un proceso de conminución (molienda) en circuito cerrado, pasando este por un hidrociclón clasificador garantizando un tamaño de partículas menores a 0,074mm (malla 200) la cual será enviada al proceso de lixiviación.

El material depositado en la cola previo análisis químico se lixivia mediante cianuración ajustando los valores de Ph 10,5 – 11 para un óptimo procesamiento. Este proceso también conocido como Merrill Crowe comprende una serie de fases que parten en la clarificación de la solución rica en oro la cual se realiza mediante un sistema de filtros de malla metálica revestida de una tela filtrante de material sintético la cual es inerte a la solución cianurada.

Realizado la clarificación se procede a retirar el oxígeno; para esto la solución se vierte en torres de deaireación a las cuales se les extrae el oxígeno mediante bombas de vacío evitando así la redisolución de oro. Posteriormente a esto se adiciona polvo de zinc evitando que la solución entre en contacto con el aire, recuperándose luego por filtración el precipitado. Finalmente se somete el precipitado a tostación y fundición obteniéndose el dore o producto final.

Obtenido el producto final, la solución restante obtenida del proceso Merrill Crowe llamado barren se deposita en los tanques de solución de cianuro para su reutilización en el proceso de lixiviación.

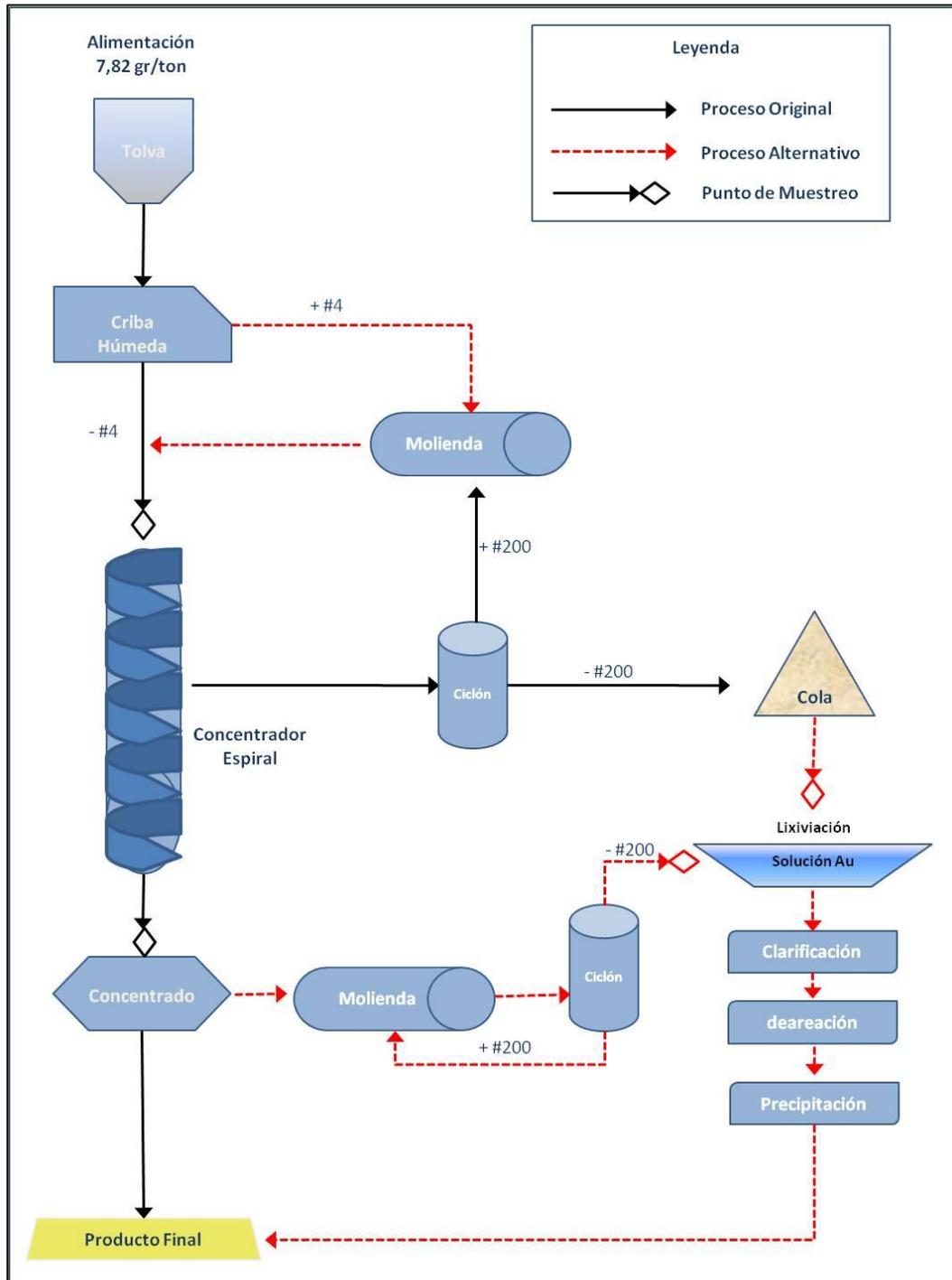


Figura 5.2 Flujograma de recuperación aurífera con concentrador en espiral.

En la Figura 5.3 se presenta el tercer planteamiento para el procesamiento de las arenas de relave mediante el uso de un concentrador centrífugo Falcón. Este inicia vertiendo el material a procesar en la tolva que alimenta la criba clasificadora la cual separa los tamaños superior e inferior a 4,76 mm. Enviando la fracción superior a 4,76 mm para su conminución de modo que cumpla con una granulometría inferior a esta. Por otra parte la fracción inferior se vierte en el concentrador centrífugo Falcón para su procesamiento.

La pulpa con 70% de sólido se procesa en el concentrador centrífugo Falcón con velocidades que van hasta 300 G obteniendo el concentrado y la cola; siendo esta última clasificada por un hidrociclón separando las partículas superiores e inferiores a 0,074 mm (malla 200). Siendo la fracción superior a 0,074 mm enviada a conminución para su acondicionamiento al tamaño óptimo para la lixiviación mientras que la fracción inferior a 0,074 mm es enviada directamente a la cola para la posterior cianuración. Como método adicional alternativo se hace uso de la mesa de sacudidas para la obtención del concentrado.

Obtenido el concentrado se le realiza el correspondiente análisis químico para determinar si este posee al menos el 80% de contenido aurífero. Si el concentrado obtenido posee un alto tenor este pasará por los procesos subsiguientes para la refinación y obtención del producto final. Si el concentrado es pobre (baja recuperación) este material pasará a un proceso de conminución (molienda) en circuito cerrado, pasando este por un hidrociclón clasificador garantizando un tamaño de partículas menores a 0,074 mm (malla 200) la cual será enviada al proceso de lixiviación.

El material depositado en la cola previo análisis químico se lixivia mediante cianuración ajustando los valores de Ph 10,5 – 11 para un óptimo procesamiento. Este proceso también conocido como Merrill Crowe comprende una serie de fases que parten en la clarificación de la solución rica en oro la cual se realiza mediante un sistema de filtros de malla metálica revestida de una tela filtrante de material sintético la cual es inerte a la solución cianurada.

Realizado la clarificación se procede a retirar el oxígeno; para esto la solución se vierte en torres de deaireación a las cuales se les extrae el oxígeno mediante bombas de vacío evitando así la redisolución de oro. Posteriormente a esto se adiciona polvo de zinc evitando que la solución entre en contacto con el aire, recuperándose luego por filtración el precipitado. Finalmente se somete el precipitado a tostación y fundición obteniéndose el dore o producto final.

Obtenido el producto final, la solución restante obtenida del proceso Merrill Crowe llamado barren se deposita en los tanques de solución de cianuro para su reutilización en el proceso de lixiviación.

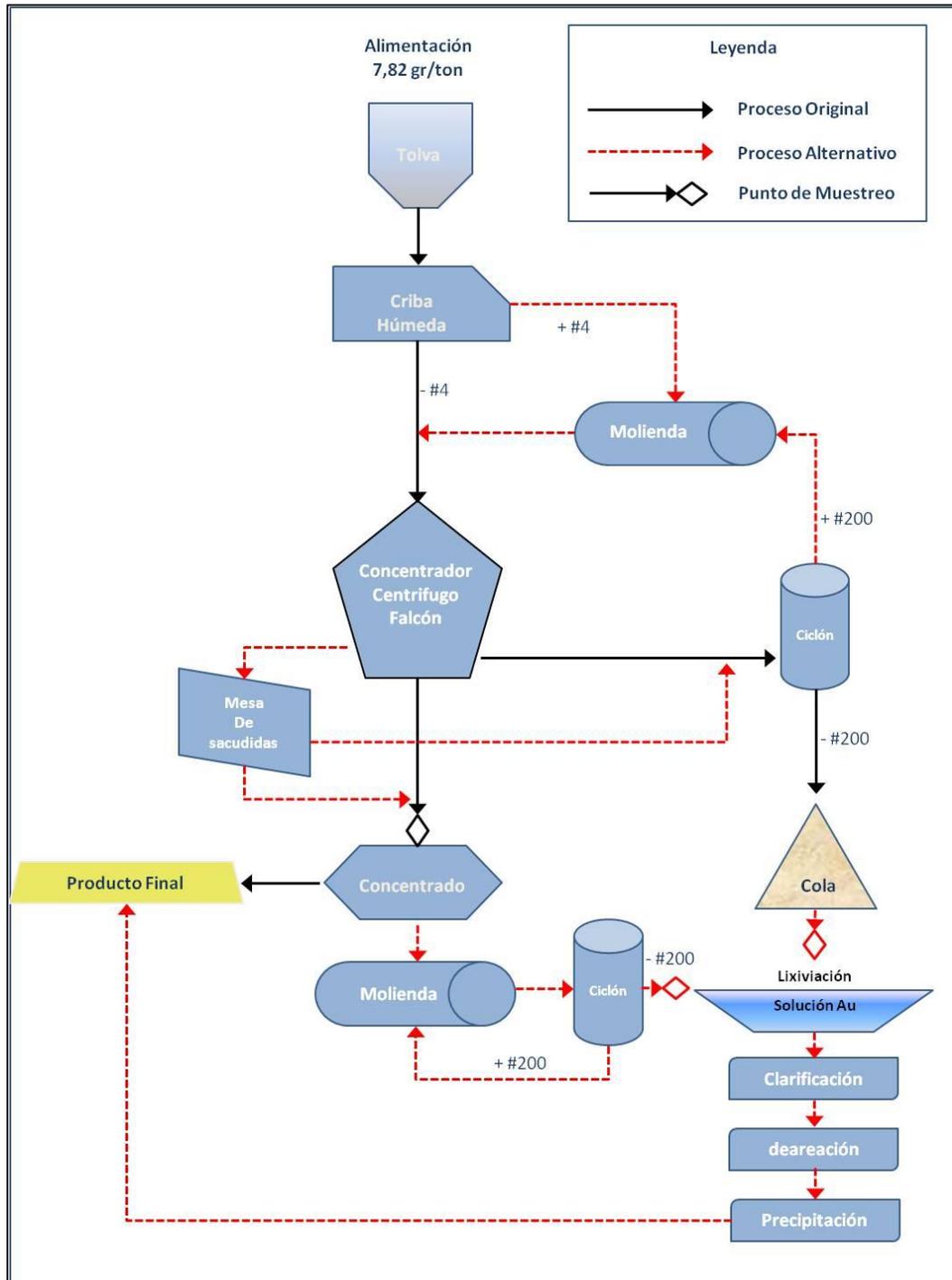


Figura 5.3 Flujograma de recuperación aurífera con concentrador centrífugo Falcón.

5.4 Determinar los recursos potenciales de las arenas de relave existentes en la zona de estudio

Durante la delimitación de la zona de estudio se estableció mediante gps un área de estudio de 25 has; siendo las muestras tomadas en dicha área de forma aleatoria. Mediante el uso del programa Basecamp se estableció un perímetro a partir de los puntos de muestreo estableciendo un área de aprovechamiento efectivo de 11,5 has (Figura 5.4).

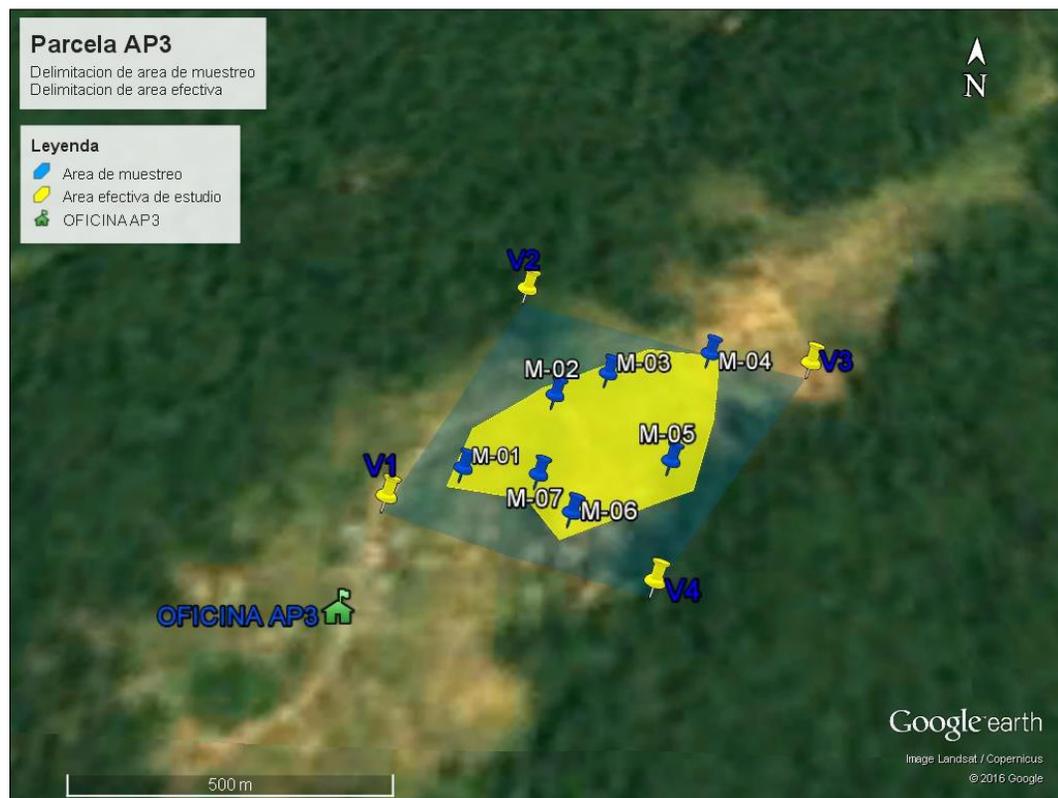


Figura 5.4 Área de aprovechamiento efectivo.

A partir de los resultados físicos (densidad) y químicos (tenor) obtenidos de los ensayos de laboratorio se procedió en primera instancia al cálculo del volumen probable utilizando para esta el área efectiva de estudio de 11,5 has (115000 m²) y la profundidad a la que se tomaron las muestras de 60 cm (0,6 m); dando como resultado 69.000 m³ de arenas de relave probables.

Luego se determino el tonelaje de la misma el cual se ubico en 138.428,28 toneladas. Se determina el tenor promedio de las muestras el cual se calculo en 2,92 gr/ton y se determina el contenido metálico (Au) el cual se determino en 402,96 Kg.

Finalmente se estima el porcentaje de recuperación el cual se estimo en 70% el cual arroja una cantidad de 282,07 kg de oro recuperable de las arenas de relave (Tabla 5.18).

Tabla 5.18 Síntesis de resultados.

Superficie de deposición de colas	115.000 m ²
Potencia media	0,60 m
Volumen probable	69.000 m ³
Tonelaje	138.428 ton
Tenor promedio	2,92 gr/ton
Contenido metálico bruto (Au)	402,96 kg
Contenido metálico aprovechable con 70% de recuperación	282,07 kg

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

1. Los resultados de los análisis fisicoquímicos determinaron que las muestras ensayadas en el laboratorio presentan una humedad promedio de 9%, una densidad aparente de 1,82 gr/cm³ y una densidad por desplazamiento de 2,47 gr/cm³ indicando un material poroso, bien aireado y con buen drenaje. En cuanto al grado de acidez en las muestras se puede apreciar que son de naturaleza acida con un valor de Ph de 6,81.
2. El análisis químico de las muestras permitió conocer los tenores y la distribución de algunos minerales metálicos como hierro, titanio y aluminio, los cuales están presentes en mayor proporción por encima de otros metales, como vanadio, plomo, oro, cobalto y plata que se presentan en menor proporción. La baja presencia de plomo indica favorable la lixiviación como método de recuperación dado que este favorece la disolución de oro permitiendo el acceso de los reactivos al metal. En cuanto al tenor de oro presente en las muestras este se promedia en 2,92 gr/ton indicando un bajo tenor, propio de las colas o arenas de relave prediciendo el uso de lixiviación para el tratamiento de las mismas.

3. El ensayo granulométrico realizado a las muestras y el posterior análisis químico de los retenidos permitió conocer la distribución metálica en las diferentes fracciones granulométricas; resultando el mayor tenor por debajo de la malla 35 (0,50 mm) con una distribución metálica promedio de 74,36%. Mientras que el restante 25,64% se encuentra por encima de la malla 35 (0,50 mm). El sistema de clasificación de suelos USCS indica que el material en estudio se trata de arenas finas (> malla 200) con una distribución de 94,78%; y limos/arcillas con una distribución de 5,22%. Se determino a partir de los datos granulométricos la recuperación por métodos gravimétricos y los posibles equipos a emplear. El aprovechamiento de la fracción por encima de la malla 35 (0,50 mm) y el enriquecimiento del concentrado requiere la conminución de dicha fracción mediante molienda en circuito cerrado.
4. El análisis mineralógico realizado a las muestras permitió observar el alto contenido de cuarzo con un 94,91% y un bajo contenido pero no menos importante de hidróxidos de hierro y óxidos de titanio con un 5%, representadas en limonita, ilmenita, magnetita y rutilo. También se observo la presencia limos y arcillas pero en menor proporción que los hidróxidos y óxidos metálicos. El notable contenido de cuarzo o sílice confirma el uso de métodos gravimétricos como métodos de separación y concentración. Siendo el último proceso alternativo la lixiviación por cianuración si el concentrado obtenido no cumple con por lo menos 80% del oro.

5. De acuerdo a los resultados fisicoquímicos como mineralógicos obtenidos, se determino que los métodos gravimétricos se adecuan mejor a las características presentadas por las muestras; siendo los equipos seleccionados para la recuperación aurífera la mesa de sacudidas, el concentrador en espiral y el concentrador centrifugo Falcón. Dichos equipos vendrían a ser complementados con molinos de barra o bola según sea el caso para el acondicionamiento o conminución de las partículas, que no cumplan con la granulometría requerida por el equipo; Cerrando el circuito de recuperación esta el proceso de lixiviación por cianuración el cual se aplicara a las colas con granulometría por debajo de la malla 200 mediante el proceso Merrill Crowe para finalmente obtener el producto final.

6. Los recursos potenciales se calcularon a partir de la delimitación de la zona de estudio, siendo el área de aprovechamiento efectiva 11,5 has (115.000 m²) las cuales contienen un volumen probable de 69.000 m³ que se traducen en 138.428 toneladas de material; las cuales contendrían un contenido metálico de 402,96 kg de oro que con un aprovechamiento del 70% se estiman 282,07 kg que se pudiesen obtener del área de estudio.

Recomendaciones

1. Aun cuando no hay una gran presencia de limos y arcillas, a medida que se reduce la granulometría de las partículas estas sedimentan más lentamente por lo que se recomienda realizar un ensayo de sedimentación a las muestras a fin de proporcionar criterios para los procesos de selección de solido – liquido.

2. Se debe determinar la viscosidad de la pulpa y tener control sobre esta, puesto que aunque los equipos a emplear tiene sus parámetros de operatividad de peso sólido, estos no regulan automáticamente la cantidad de agua necesaria para optimizar el procesamiento de las pulpas si estas se salen de los parámetros establecidos por los equipos reduciría significativamente el grado de recuperación sobretodo en equipos como mesa de sacudidas y concentrador en espiral.
3. Es recomendable ampliar el área de estudio y tomar las muestras a profundidades mayores a 1 metro puesto que el oro por ser un mineral de densidad alta suele depositarse a mayor profundidad.
4. Se debe determinar el índice de bond con el fin de estimar el consumo de energía empleado en el dimensionamiento de los equipos de molienda.
5. Se recomienda realizar un análisis químico elemental que comprenda minerales no metálicos como arsénico y antimonio ya que estos son refractarios y podían entorpecer el proceso de lixiviación elevando el consumo de reactivos.
6. Se debe de realizar la determinación de sales solubles en los depósitos de cola para saber si es necesario el lavado de muestra antes de la cianuración, procedimiento que se acostumbra realizar para prevenir el consumo de cianuro por estas sales.
7. Se deben establecer y cumplir con las medidas de seguridad al manipular los reactivos del proceso de cianuración en cualquiera de sus presentaciones por ser este altamente toxico.

8. Se requiere de un análisis económico, dado que los equipos empleados en los diagramas si bien describe el modo de operatividad no especifican costos operativos de los mismos por lo que se recomienda asesorarse en los modelos y costos operativos de dichos equipos para conocer cual se adapta mejor a sus necesidades y evaluar el grado de inversión económica requerida.
9. Se recomienda reducir y sustituir gradualmente el proceso de cianuración por procesos menos contaminantes y solo ser empleada si la efectividad de los equipos a utilizar para la recuperación se ve comprometida por cualquier factor o elemento fuera de control y no llena las expectativas de aprovechamiento esperados.
10. Se recomienda tomar en cuenta nuevas tecnologías como el concentrador ECO – 100V de reciente invención el cual no utiliza amalgamación ni cianuración para la recuperación aurífera sino que utiliza un compuesto químico que contiene agua y fosfato que hace reaccionar el mineral aurífero de la misma forma que lo haría el proceso de flotación permitiendo recuperaciones de hasta 85% sin contaminar el medio ambiente.

REFERENCIAS

Alcalá E., Flores A. y Beltran A. (2010) **MANUAL DE ENTRENAMIENTO EN CONCENTRACIÓN DE MINERALES**. 20 de marzo 2017. [<http://www.mineriacatamarca.gov.ar/>]

Arapa, A. (2011) **ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO**. 24 de mayo del 2017. [<http://es.scribd.com/doc/54016648/ANALISIS-GRANULOMETRICO>]

Bustamante Oswaldo, Gaviria Ana, Restrepo Oscar, (2008) **CONCENTRACIÓN DE MINERALES**. 25 de mayo de 2017. [<https://minas.medellin.unal.edu.co>]

Estudios Mineros Del Peru S.A.C. (2006) **MANUAL DE MINERIA**. 2 de junio de 2017. [<https://www.estudiosmineros.com>]

González, V. (2002) **CONCENTRACIÓN DE MINERALES**. Universidad de Oriente. Escuela de Ciencias de la Terra, Departamento de Minas, Ciudad Bolívar-Venezuela; trabajo no publicado.

Hernández, R (1996). **METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**. Mc. Graw Hill Internacional. Buenos Aires, Argentina.

Mendoza, V. (2005). **EVOLUCIÓN GEOTECTÓNICA Y RECURSOS MINERALES DEL ESCUDO DE GUAYANA EN VENEZUELA (Y SU RELACIÓN CON EL ESCUDO SUDAMERICANO)**. Puerto Ordaz, municipio Caroní, estado Bolívar, Venezuela. Pp 21, 49, 52, 73, 78, 84, 85, 95, 97, 98, 101, 102, 104, 142, 144, 160, 162, 223.

Luis Carrera, Rosana Pérez, William Boggio, María Sampol, Gerardo Orozco, Roberto Díaz (2011) **EL PATRIMONIO GEOLÓGICO Y HISTÓRICO EN VENEZUELA, OPORTUNIDADES CULTURALES Y ECONÓMICAS, “MUSEO INTERACTIVO GEOHISTORICO VIAL DEL ESTADO BOLÍVAR”**. 25 de mayo de 2017.

[<http://www.aacademica.org/luis.angel.carrera.figueroa/2>]

Pavez, Osvaldo (1997) **APUNTES DE CONCENTRACIÓN DE MINERALES II**. 9 de mayo de 2017. [<https://es.scribd.com>]

Wills, B. (1992) **MINERAL PROCESING TECHNOLOGY**.5th ed. Oxford, Butterworth Heinemann, United Kingdom.

APÉNDICES

APÉNDICE A
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

A.1 Análisis Granulométrico Muestra -01

Tabla A.1 Análisis granulométrico correspondiente a muestra M-01.

MUESTRA M-01							
N° Malla	mm	Peso tamiz (gr)	Peso tamiz + muestra (gr)	Peso muestra (gr)	% Porcentaje retenido	% Porcentaje retenido acumulado	% Porcentaje de pasante acumulado
4	4,760			0	0,00	0,00	100,00
18	1,000	594	842	248	51,24	51,24	48,76
35	0,500	552	655	103	21,28	72,52	27,48
60	0,250	369	427	58	11,98	84,50	15,50
120	0,125	384	436	52	10,74	95,25	4,75
200	0,074	504	514	10	2,07	97,31	2,69
270	0,053	401	405	4	0,83	98,14	1,86
PAN	-	277	286	9	1,86	100,00	0,00
				484	100,00		

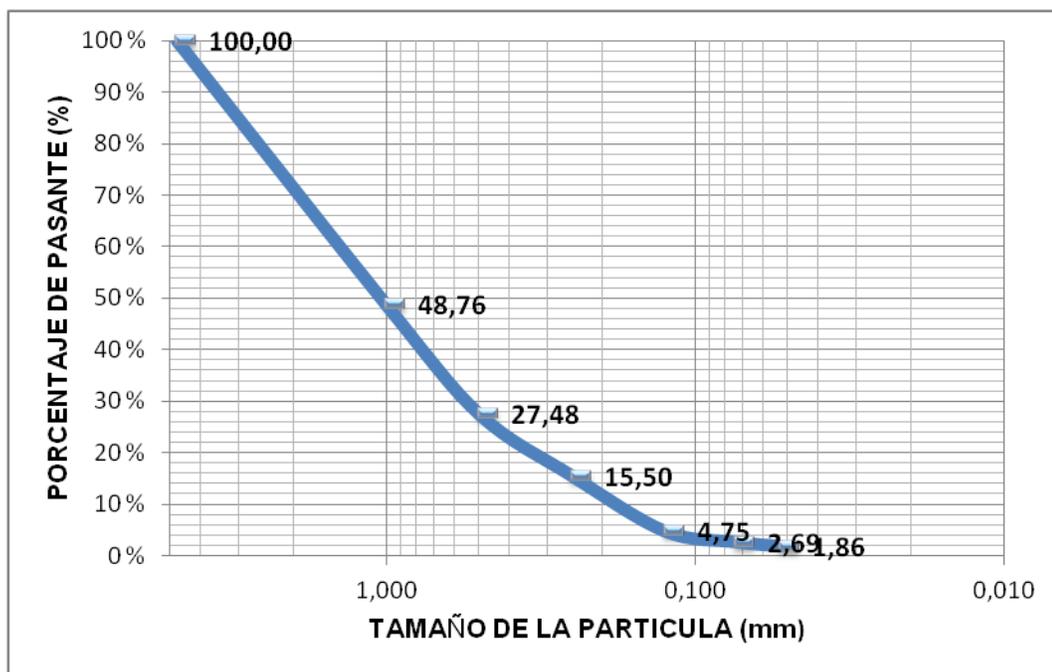


Figura A.1 Curva granulométrica de muestra M-01.

A.2 Análisis Granulométrico Muestra -02

Tabla A.2 Análisis granulométrico correspondiente a muestra M-02.

MUESTRA M-02							
N° Malla	mm	Peso tamiz (gr)	Peso tamiz + muestra (gr)	Peso muestra (gr)	% Porcentaje retenido	% Porcentaje retenido acumulado	% Porcentaje de pasante acumulado
4	4,760			0	0,00	0,00	100,00
18	1,000	600	861	261	51,89	51,89	48,11
35	0,500	548	671	123	24,45	76,34	23,66
60	0,250	520	593	73	14,51	90,85	9,15
120	0,125	494	518	24	4,77	95,63	4,37
200	0,074	302	311	9	1,79	97,42	2,58
270	0,053	351	356	5	0,99	98,41	1,59
PAN	-	482	490	8	1,59	100,00	0,00
				503	100,00		

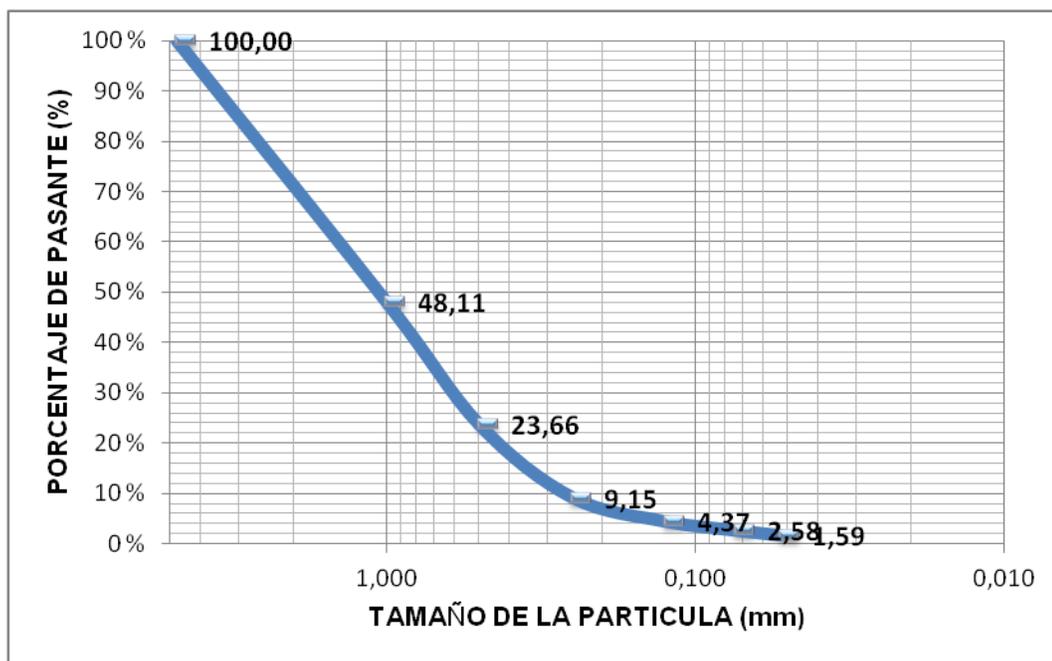


Figura A.2 Curva granulométrica de muestra M-02.

A.3 Análisis Granulométrico Muestra -03

Tabla A.3 Análisis granulométrico correspondiente a muestra M-03.

MUESTRA M-03							
N° Malla	mm	Peso tamiz (gr)	Peso tamiz + muestra (gr)	Peso muestra (gr)	% Porcentaje retenido	% Porcentaje retenido acumulado	% Porcentaje de pasante acumulado
4	4,760			0	0,00	0,00	100,00
18	1,000	594	781	187	38,72	38,72	61,28
35	0,500	553	673	120	24,84	63,56	36,44
60	0,250	369	457	88	18,22	81,78	18,22
120	0,125	384	448	64	13,25	95,03	4,97
200	0,074	504	516	12	2,48	97,52	2,48
270	0,053	400	405	5	1,04	98,55	1,45
PAN	-	278	285	7	1,45	100,00	0,00
				483	100,00		

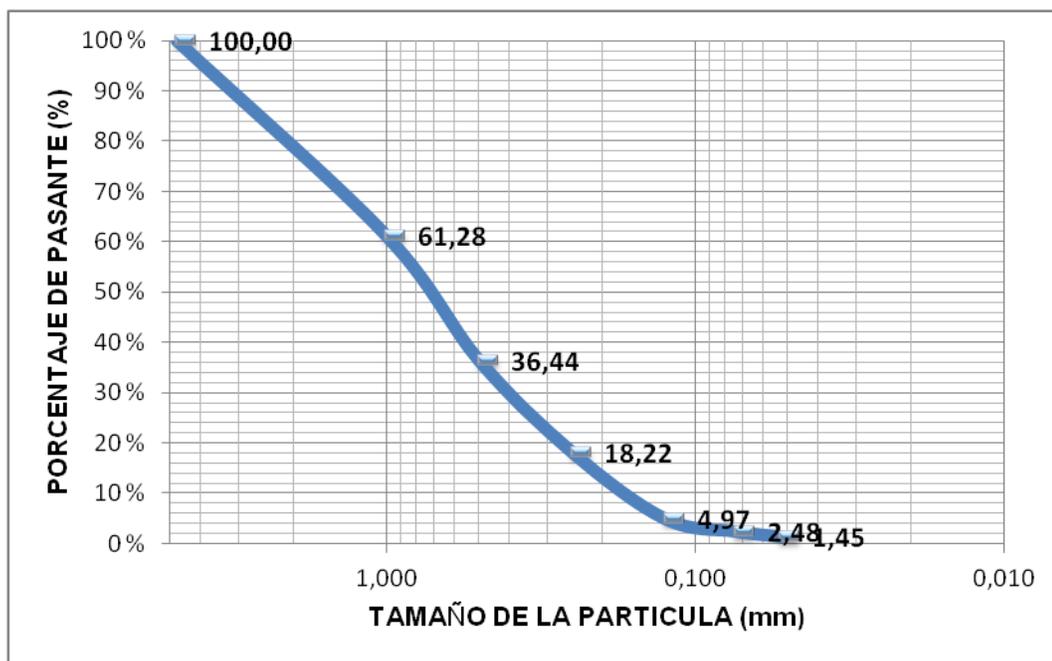


Figura A.3 Curva granulométrica de muestra M-03.

A.4 Análisis Granulométrico Muestra -04

Tabla A.4 Análisis granulométrico correspondiente a muestra M-04.

MUESTRA M-04							
N° Malla	mm	Peso tamiz (gr)	Peso tamiz + muestra (gr)	Peso muestra (gr)	% Porcentaje retenido	% Porcentaje retenido acumulado	% Porcentaje de pasante acumulado
4	4,760			0	0,00	0,00	100,00
18	1,000	600	872	272	54,29	54,29	45,71
35	0,500	548	634	86	17,17	71,46	28,54
60	0,250	520	588	68	13,57	85,03	14,97
120	0,125	494	529	35	6,99	92,02	7,98
200	0,074	302	317	15	2,99	95,01	4,99
270	0,053	351	356	5	1,00	96,01	3,99
PAN	-	482	502	20	3,99	100,00	0,00
				501	100,00		

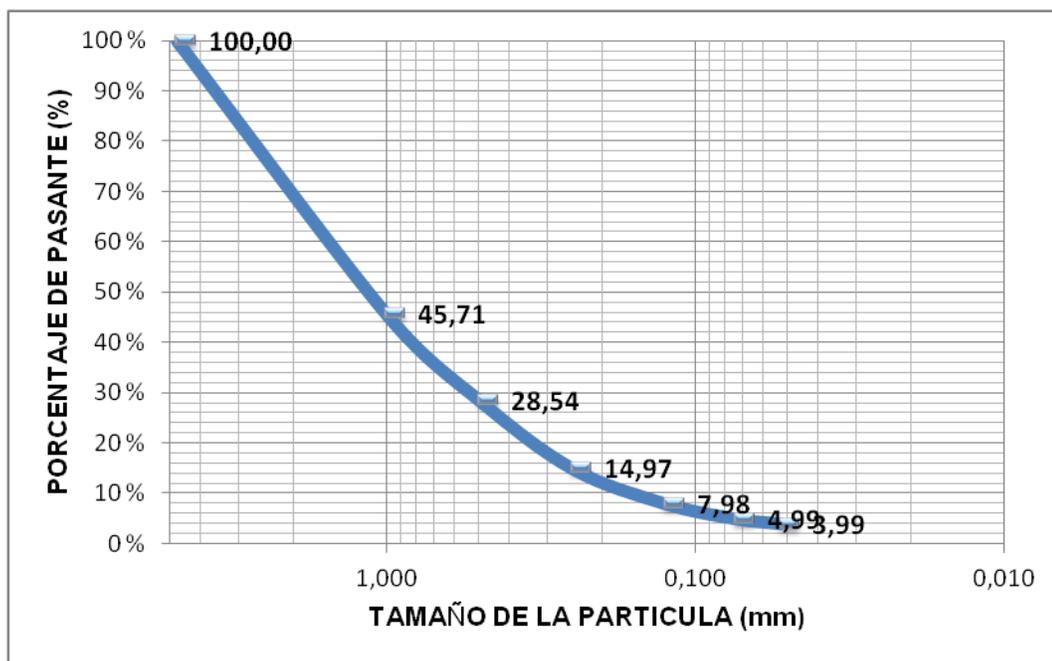


Figura A.4 Curva granulométrica de muestra M-04.

A.5 Análisis Granulométrico Muestra -05

Tabla A.5 Análisis granulométrico correspondiente a muestra M-05.

MUESTRA M-05							
N° Malla	mm	Peso tamiz (gr)	Peso tamiz + muestra (gr)	Peso muestra (gr)	% Porcentaje retenido	% Porcentaje retenido acumulado	% Porcentaje de pasante acumulado
4	4,760			0	0,00	0,00	100,00
18	1,000	601	698	97	19,32	19,32	80,68
35	0,500	548	676	128	25,50	44,82	55,18
60	0,250	521	691	170	33,86	78,69	21,31
120	0,125	494	582	88	17,53	96,22	3,78
200	0,074	303	316	13	2,59	98,80	1,20
270	0,053	351	353	2	0,40	99,20	0,80
PAN	-	482	486	4	0,80	100,00	0,00
				502	100,00		

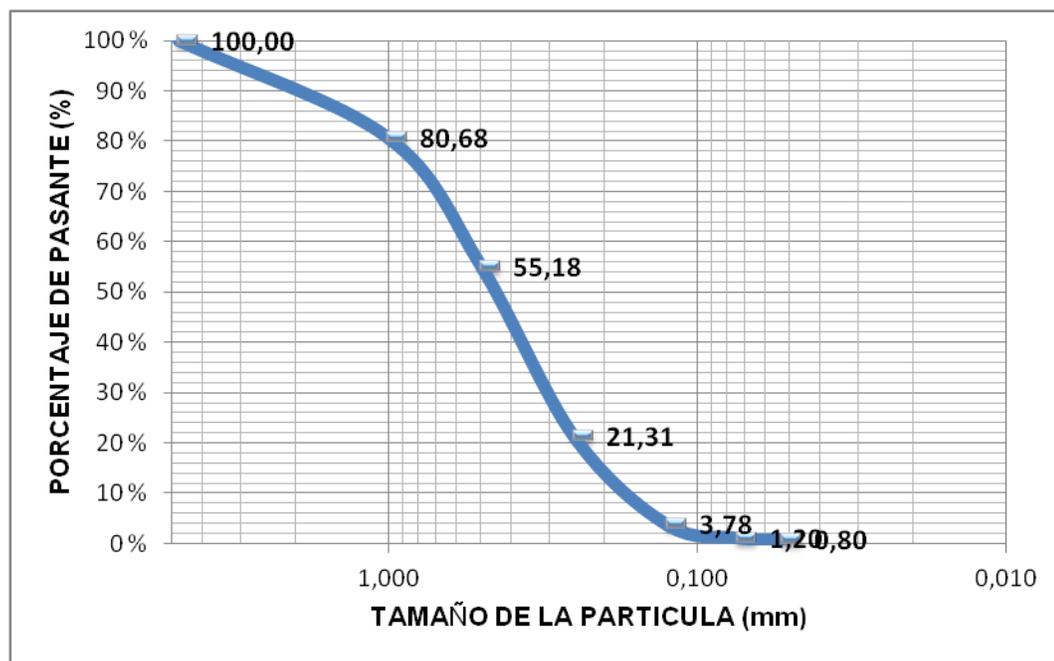


Figura A.5 Curva granulométrica de muestra M-05.

A.6 Análisis Granulométrico Muestra -06

Tabla A.6 Análisis granulométrico correspondiente a muestra M-06.

MUESTRA M-06							
N° Malla	mm	Peso tamiz (gr)	Peso tamiz + muestra (gr)	Peso muestra (gr)	% Porcentaje retenido	% Porcentaje retenido acumulado	% Porcentaje de pasante acumulado
4	4,760			0	0,00	0,00	100,00
18	1,000	596	816	220	46,12	46,12	53,88
35	0,500	555	667	112	23,48	69,60	30,40
60	0,250	369	403	34	7,13	76,73	23,27
120	0,125	384	455	71	14,88	91,61	8,39
200	0,074	504	521	17	3,56	95,18	4,82
270	0,053	400	408	8	1,68	96,86	3,14
PAN	-	278	293	15	3,14	100,00	0,00
				477	100,00		

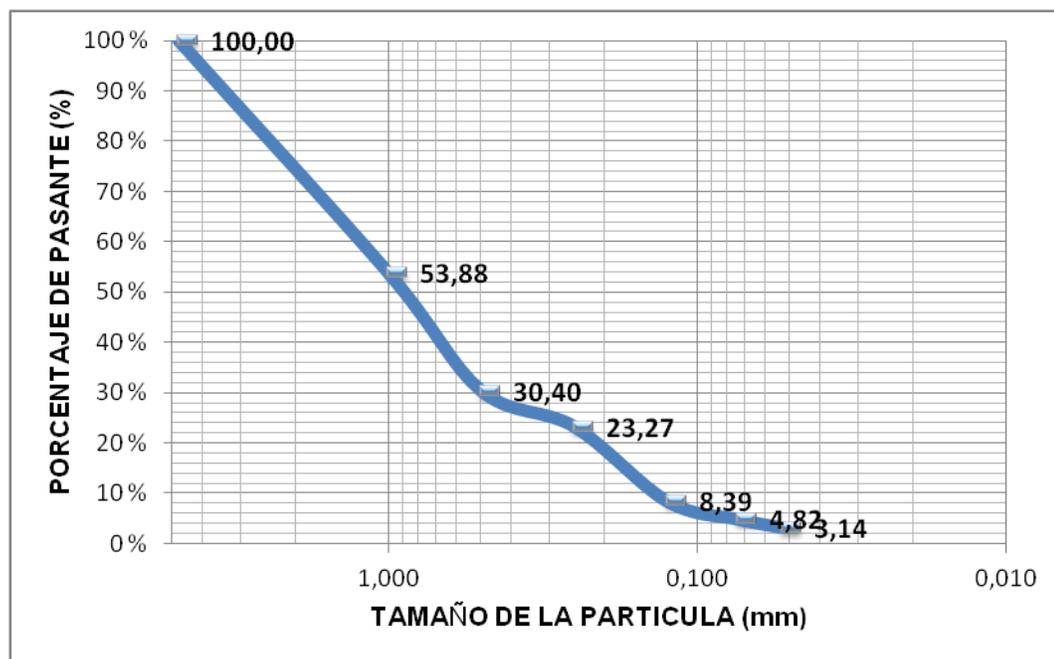


Figura A.6 Curva granulométrica de muestra M-06.

A.7 Análisis Granulométrico Muestra -07

Tabla A.7 Análisis granulométrico correspondiente a muestra M-07.

MUESTRA M-07							
N° Malla	mm	Peso tamiz (gr)	Peso tamiz + muestra (gr)	Peso muestra (gr)	% Porcentaje retenido	% Porcentaje retenido acumulado	% Porcentaje de pasante acumulado
4	4,760			0	0,00	0,00	100,00
18	1,000	602	764	162	32,66	32,66	67,34
35	0,500	548	646	98	19,76	52,42	47,58
60	0,250	522	650	128	25,81	78,23	21,77
120	0,125	494	569	75	15,12	93,35	6,65
200	0,074	303	319	16	3,23	96,57	3,43
270	0,053	351	358	7	1,41	97,98	2,02
PAN	-	482	492	10	2,02	100,00	0,00
				496	100,00		

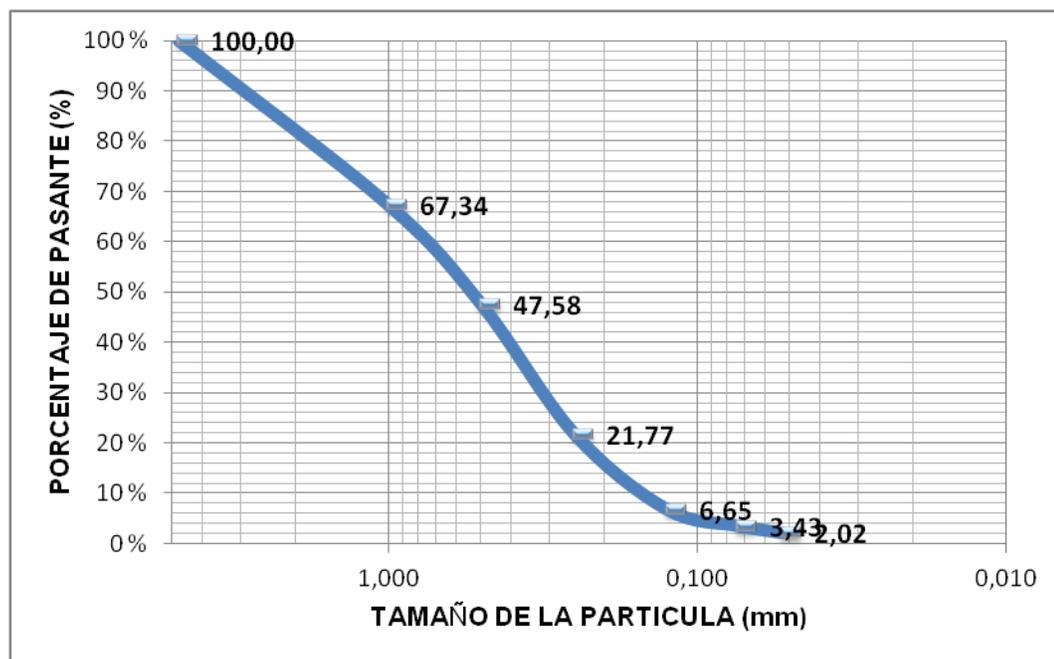


Figura A.7 Curva granulométrica de muestra M-07.

APÉNDICE B
TENOR POR FRACCIÓN DE LAS MUESTRAS

B.1 Tenor Por Fracción Muestra -01

Tabla B.1 Tenor correspondiente a las fracciones retenidas en muestra M-01.

Tamiz	Diámetro mm	Material Retenido	Retenido %	Distribución g/t	Tenor g/t
18	1.000	248	51.24	0.55	1.08
35	0.500	103	21.28	0.37	1.75
60	0.250	58	11.98	0.44	3.68
120	0.125	52	10.74	0.99	9.17
200	0.074	10	2.07	0.28	13.68
270	0.053	4	0.83	0.16	19.35
270	PAN	9	1.86	0.43	23.01

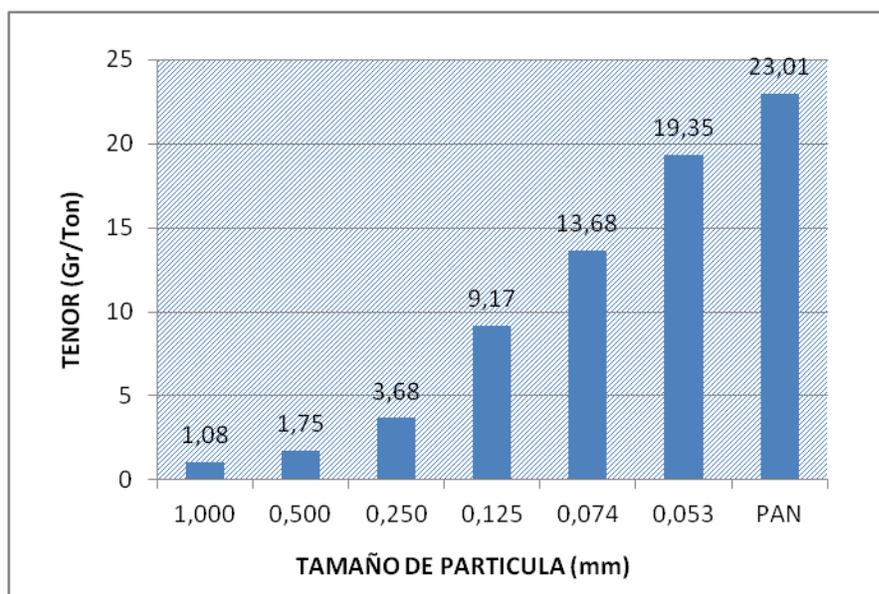


Figura B.1 Tenor de fracciones retenidas en muestra M-01.

B.2 Tenor Por Fracción Muestra -02

Tabla B.2 Tenor correspondiente a las fracciones retenidas en muestra M-02.

Tamiz	Diámetro mm	Material Retenido	Retenido %	Distribución g/t	Tenor g/t
18	1.000	261	51.89	0.48	0.92
35	0.500	123	24.45	0.66	2.68
60	0.250	73	14.51	0.83	5.72
120	0.125	24	4.77	0.52	10.84
200	0.074	9	1.79	0.22	12.47
270	0.053	5	0.99	0.16	15.70
270	PAN	8	1.59	0.31	19.35

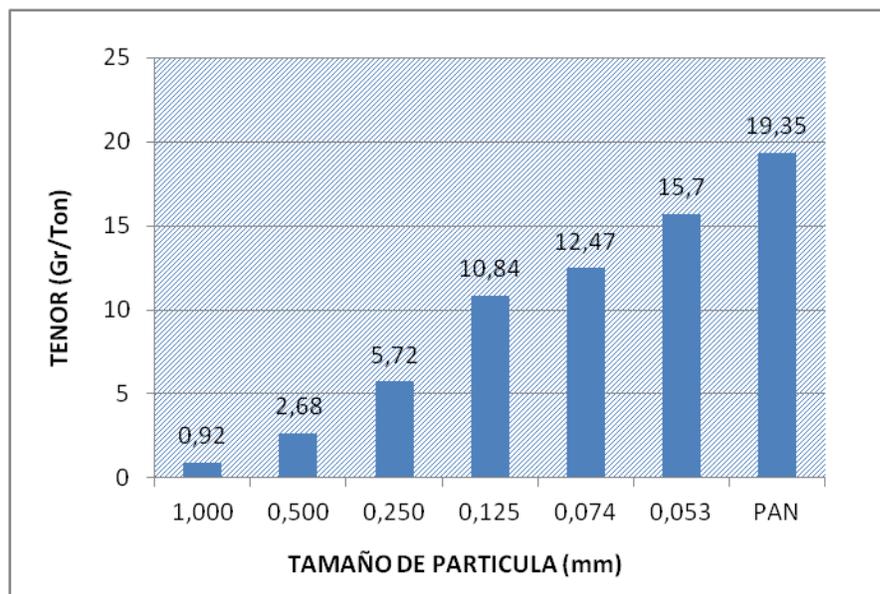


Figura B.2 Tenor de fracciones retenidas en muestra M-02.

B.3 Tenor Por Fracción Muestra -04

Tabla B.3 Tenor correspondiente a las fracciones retenidas en muestra M-04.

Tamiz	Diámetro mm	Material Retenido	Retenido %	Distribución g/t	Tenor g/t
18	1.000	272	54.29	0.23	0.43
35	0.500	86	17.17	0.25	1.45
60	0.250	68	13.57	0.29	2.11
120	0.125	35	6.99	0.43	6.14
200	0.074	15	2.99	0.27	9.10
270	0.053	5	1.00	0.12	12.07
270	PAN	20	3.99	0.62	15.64

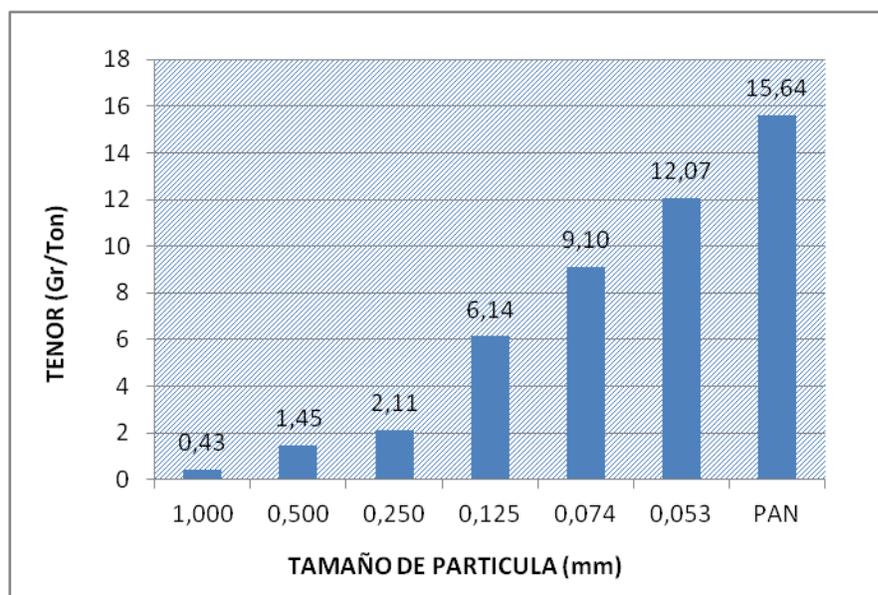


Figura B.3 Tenor de fracciones retenidas en muestra M-04.

B.4 Tenor Por Fracción Muestra -05

Tabla B.4 Tenor correspondiente a las fracciones retenidas en muestra M-05.

Tamiz	Diámetro mm	Material Retenido	Retenido %	Distribución g/t	Tenor g/t
18	1.000	97	19.32	0.17	0.86
35	0.500	128	25.50	0.34	1.35
60	0.250	170	33.86	0.68	2.01
120	0.125	88	17.53	1.29	7.34
200	0.074	13	2.59	0.36	14.02
270	0.053	2	0.40	0.07	17.14
270	PAN	4	0.80	0.17	21.93

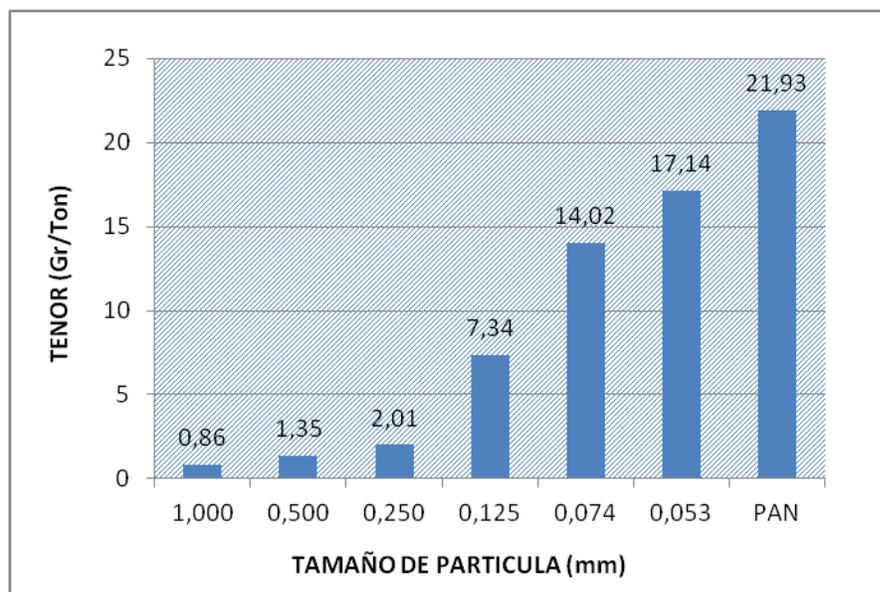


Figura B.4 Tenor de fracciones retenidas en muestra M-05.

Título	CARACTERIZACIÓN FISCOQUÍMICA Y MINERALÓGICA DE LAS ARENAS DE RELAVE DE LA PARCELA AP3 PERTENECIENTE A LA CONCESIÓN MINERA APANAO, UBICADA EN LA TRONCAL 10, KM 37, MUNICIPIO SIFONTES, ESTADO BOLÍVAR.
Subtítulo	

Autor(es)

Apellidos y Nombres	Código CVLAC / e-mail	
Charlie B. Kelbert D.	CVLAC	20.284.710
	e-mail	kelbertcharlie@hotmail.com
	e-mail	
González Victor	CVLAC	11.730.961
	e-mail	Victor.gonzalez@udo.edu.ve
	e-mail	
	CVLAC	
	e-mail	
	e-mail	
	CVLAC	
	e-mail	
	e-mail	

Palabras o frases claves:

Caracterización
Arenas de relave
Concentración
Granulometría
Concesión Minera
Propiedades fisicoquímicas
Propiedades Mineralógicas

Líneas y sublíneas de investigación:

Área	Subárea
Departamento de Ingeniería de Minas	Ingeniería de Minas

Resumen (abstract):

El área de estudio se localiza en la troncal 10, carretera nacional vía Santa Elena de Uairen, km 37, entre las poblaciones de El Dorado y Las Claritas, en el municipio Sifontes, estado Bolívar. Comprende un área de 2.231,74 hectáreas de las cuales se estudiaron 25 hectáreas pertenecientes a la parcela AP3. El objetivo de la investigación consistió en caracterizar de forma mineralógica y fisicoquímica las arenas de relave predominantes en la zona con la finalidad de establecer métodos y parámetros de operatividad que permitan la recuperación y aprovechamiento aurífero a partir de los valores fisicoquímicos y mineralógicos obtenidos mediante ensayos de laboratorio. La fase inicial del proyecto consistió en delimitar el área de estudio la cual se fijó en 25 hectáreas, tomándose luego 7 muestras representativas de dicha área de forma aleatoria. La segunda fase comprendió la preparación y análisis de las muestras obtenidas en campo. Los resultados obtenidos mostraron que la humedad era de 9% con densidad aparente de 1,89 gr/cm³ y densidad por desplazamiento de 2,47 gr/cm³. El grado de acidez o Ph fue de 6,81 indicando naturaleza ácida. El análisis elemental mostró mayor contenido de titanio, hierro y aluminio; mientras que el cobalto, vanadio, plomo, plata y oro se hallaron en menor proporción. El tenor se ubicó en 2,92 gr/ton indicando bajo tenor. El análisis mineralógico arrojó alto contenido de cuarzo con 94,41 %; hidróxidos y óxidos de hierro, limo y oro componen el 5,59 % restante. Dadas sus características y el criterio de concentración (2,65) indican una recuperación por métodos gravimétricos, seleccionándose la mesa de sacudidas, espirales y concentrador Falcón como medios de concentración y como método de tratamiento lixiviación por cianuración, describiéndose el diagrama de operación de los mismos. Se establecieron los recursos potenciales estimándose 402,96 kg que con un 70% de recuperación se ubica en 282,07 kg de oro los cuales pueden ser aprovechados de las arenas de relave estudiadas.

Hoja de Metadatos para Tesis y Trabajos de Ascenso – 3/6

Contribuidores:

Apellidos y Nombres	ROL / Código CVLAC / e-mail	
Prof. Victor González	ROL	CA <input type="checkbox"/> A <input type="checkbox"/> T <input checked="" type="checkbox"/> J <input type="checkbox"/>
	CVLAC	11.730.961
	e-mail	Victor.gonzalez@udo.edu.ve
	e-mail	
Prof. Bezeida Osio	ROL	CA <input type="checkbox"/> A <input type="checkbox"/> T <input type="checkbox"/> J <input checked="" type="checkbox"/>
	CVLAC	7.253.131
	e-mail	Bezeida@hotmail.com
	e-mail	
Prof. Edixon Salazar	ROL	CA <input type="checkbox"/> A <input type="checkbox"/> T <input type="checkbox"/> J <input checked="" type="checkbox"/>
	CVLAC	4.910.127
	e-mail	Edixonsal@hotmail.com
	e-mail	
	ROL	CA <input type="checkbox"/> A <input type="checkbox"/> T <input type="checkbox"/> J <input type="checkbox"/>
	CVLAC	
	e-mail	
	e-mail	

Fecha de discusión y aprobación:

Año	Mes	Día
2017	11	27

Lenguaje Spa

Archivo(s):

Nombre de archivo
TESIS-CARACTERIZACIÓN FISICOQUÍMICA Y MINERALÓGICA DE LAS ARENAS DE RELAVE DE LA PARCELA AP3, CONCESIÓN MINERA APANAO.pdf

Caracteres permitidos en los nombres de los archivos: **A B C D E F G H I J K L M N O P Q R S T U V W X Y Z a b c d e f g h i j k l m n o p q r s t u v w x y z 0 1 2 3 4 5 6 7 8 9 _ - .**

Alcance:

Espacial: _____ (Opcional)

Temporal: _____ (Opcional)

Título o Grado asociado con el trabajo:

Ingeniero de Minas

Nivel Asociado con el Trabajo:

Pre-Grado

Área de Estudio:

Ingeniería de Minas

Otra Institución que garantiza el Título o grado:

Universidad de Oriente

Hoja de Metadatos para Tesis y Trabajos de Ascenso – 5/6



UNIVERSIDAD DE ORIENTE
CONSEJO UNIVERSITARIO
RECTORADO

CU N° 0975

Cumaná, 04 AGO 2009

Ciudadano
Prof. JESÚS MARTÍNEZ YÉPEZ
Vicerrector Académico
Universidad de Oriente
Su Despacho

Estimado Profesor Martínez:

Cumplo en notificarle que el Consejo Universitario, en Reunión Ordinaria celebrada en Centro de Convenciones de Cantaura, los días 28 y 29 de julio de 2009, conoció el punto de agenda **"SOLICITUD DE AUTORIZACIÓN PARA PUBLICAR TODA LA PRODUCCIÓN INTELECTUAL DE LA UNIVERSIDAD DE ORIENTE EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL DE LA UDO, SEGÚN VRAC N° 696/2009"**.

Leído el oficio SIBI – 139/2009 de fecha 09-07-2009, suscrita por el Dr. Abul K. Bashirullah, Director de Bibliotecas, este Cuerpo Colegiado decidió, por unanimidad, autorizar la publicación de toda la producción intelectual de la Universidad de Oriente en el Repositorio en cuestión.



Comunicación que hago a usted a los fines consiguientes.

Cordialmente,

JUAN A. BOLANOS CURVELO
Secretario



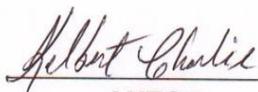
C.C: Rectora, Vicerrectora Administrativa, Decanos de los Núcleos, Coordinador General de Administración, Director de Personal, Dirección de Finanzas, Dirección de Presupuesto, Contraloría Interna, Consultoría Jurídica, Director de Bibliotecas, Dirección de Publicaciones, Dirección de Computación, Coordinación de Teleinformática, Coordinación General de Postgrado.

JABC/YGC/maruja

Apartado Correos 094 / Telfs: 4008042 - 4008044 / 8008045 Telefax: 4008043 / Cumaná - Venezuela

Artículo 41 del REGLAMENTO DE TRABAJO DE PREGRADO (vigente a partir del II Semestre 2009, según comunicación CU-034-2009)

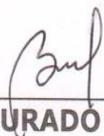
: "Los Trabajos de Grado son de la exclusiva propiedad de la Universidad de Oriente, y sólo podrán ser utilizados para otros fines con el consentimiento del Consejo de Núcleo respectivo, quien deberá participarlo previamente al Consejo Universitario, para su autorización."



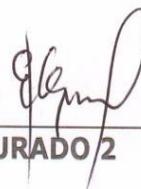
AUTOR



TUTOR



JURADO 1



JURADO 2