



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

La Universidad Católica de Loja

ÁREA TÉCNICA

TITULACIÓN DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

**Recuperación de oro por gravimetría del mineral proveniente del Distrito
Minero Nambija-Condominio Norte**

TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN

AUTORA: Enríquez Vera, Yadira Marisol

DIRECTOR: Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgs.

LOJA-ECUADOR

2015

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN

Magíster.

Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez.

DOCENTE DE LA TITULACIÓN

De mi consideración:

El presente trabajo de fin de titulación: “Recuperación de oro por gravimetría del mineral proveniente del Distrito Minero Nambija-Condominio Norte”, realizado por Yadira Marisol Enríquez Vera, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, enero de 2015

f).....

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Yadira Marisol Enríquez Vera, declaro ser autora del presente trabajo de fin de titulación: “Recuperación de oro por gravimetría del mineral proveniente del Distrito Minero Nambija-Condominio Norte”, de la Titulación de Ingeniero en Geología y Minas, siendo Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez director del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posibles reclamos o acciones legales. Además certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de mi exclusiva responsabilidad.

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

f).....

Autora: Yadira Marisol Enríquez Vera

Cédula: 1104985237

AGRADECIMIENTOS

A Dios por ayudarme a culminar una etapa más en mi vida.

A mi madre que me ha inculcado principios, valores y se ha esforzado tanto para poder darme educación. Gracias por tu apoyo tanto en mis estudios como en mi vida.

Un agradecimiento especial a mi tutor de tesis, Mgs. Ing Víctor Sanmartín por orientarme en todo momento en la realización del presente proyecto de fin de titulación, por haberme impartido sus conocimientos y por su gran paciencia y tiempo.

Al Ing. Jose Guartán y a todos los catedráticos de la titulación en Geología y Minas por acompañarme durante el largo camino, brindándome siempre su orientación con profesionalismo ético, en la adquisición de conocimientos.

A mis compañeros de tesis por la ayuda prestada durante la realización de la presente investigación, especialmente a Jessica Espinoza y Maritza Ramírez.

DEDICATORIA

A Dios por haberme brindado el don de la vida, y guiar cada uno de mis pasos.

A mi madre por su amor, comprensión y apoyo incondicional, por estar siempre a mi lado e impulsarme a seguir adelante y a culminar mi profesión.

A Leodan Armijos e Iván Alvarado, por brindarme su amor y comprensión.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

CARÁTULA.....	i
APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN.....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
DEDICATORIA.....	iv
AGRADECIMIENTO.....	v
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	vi
RESUMEN.....	1
ABSTRACT.....	2
INTRODUCCIÓN.....	3
OBJETIVOS.....	4
CAPÍTULO I.....	5
MARCO TEÓRICO.....	5
1.1 Descripción físico-geográfica de la zona de estudio.....	6
1.1.1 Generalidades.....	6
1.1.2 Acceso.....	6
1.1.3 Topografía y clima.....	7
1.1.4 Historia y métodos de explotación.....	8
1.2 Geología del área en estudio.....	10
1.2.1 Geología Regional.....	10
1.2.1.1 Estratigrafía.....	12
1.2.2 Geología local.....	13
1.3 Procesamiento del mineral.....	14
1.3.1 Conminución.....	14
1.3.1.1 Molino de bolas.....	15
1.3.2 Mesa Vibratoria.....	15
1.3.3 Concentrador gravimétrico Knelson.....	16
1.4 Análisis químico.....	16
1.4.1 Copelación.....	16
1.4.2 Digestión.....	17
1.4.3 Absorción atómica.....	17
CAPÍTULO II.....	18
METODOLOGÍA.....	18
2.1 Muestreo.....	19
2.2 Preparación de muestras.....	20
2.2.1 Secado.....	20

2.2.2 Trituración.....	21
2.2.3 Homogenización y cuarteo.....	22
2.3 Mineralogía.....	23
2.3.1 Elaboración de secciones pulidas.....	24
2.4 Peso específico del material.....	26
2.5 Molienda.....	27
2.6 Análisis granulométrico.....	29
2.7 Ensayos gravimétricos.....	30
2.7.1 Ensayos en concentrador Knelson.....	30
2.7.2 Ensayos en Mesa Vibratoria.....	32
2.7.3 Método combinado Mesa-Knelson.....	34
2.8 Fusión-Copelación.....	34
2.9 Digestión.....	36
2.10 Análisis químico.....	38
CAPÍTULO III.....	40
DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	40
3.1 Ley de cabeza.....	41
3.2 Peso específico del mineral.....	41
3.3 Mineralogía.....	42
3.3.1 Análisis en roca triturada.....	42
3.3.2 Análisis metalográfico en secciones pulidas.....	43
3.3.3 Difractometría de rayos x.....	44
3.4 Análisis granulométrico.....	46
3.5 Pruebas metalúrgicas mediante ensayos gravimétricos.....	47
3.5.1 Mesa Vibratoria.....	47
3.5.2 Concentrador Knelson.....	49
3.5.2.1 Fase 1.....	49
3.5.2.2 Fase 2.....	52
3.5.3 Método combinado Mesa -Knelson.....	53
CAPÍTULO IV.....	55
CONCLUSIONES.....	56
RECOMENDACIONES.....	57
BIBLIOGRAFÍA.....	58
CAPÍTULO V.....	60
ANEXOS.....	60
Anexo 1. Cálculo de peso específico.....	61
Anexo 2. Cálculo para funcionamiento del molino.....	61

Anexo 3. Curvas granulométricas.....	63
Anexo 4. Balances metalúrgicos en mesa vibratoria.....	68
Anexo 5. Cálculo de rendimiento en ensayos de concentrador Knelson.....	70
Anexo 6. Ley recalculada para concentrador Knelson.....	77
Anexo 7. Balance metalúrgico para método combinado.....	80
Anexo 8. Mineralogía.....	81

RESUMEN

La concentración gravimétrica es uno de los procesos de separación de especies más económico y eficiente que existe para partículas con un rango de tamaño estrecho.

En el presente trabajo de investigación se estudió los principales parámetros de los equipos de concentración gravimétrica; específicamente de la mesa vibratoria y concentrador Knelson, para la recuperación de oro del material proveniente de Nambija Condominio Norte; con el fin de obtener los mejores rendimientos.

Para ello se realizó, la preparación del material, trituración, molienda, estudios mineralógicos, análisis granulométricos, y con las mejores granulometrías para los procesos, se realizaron los ensayos por separado; primero en la mesa vibratoria con 128.2; 170.6; y 185.5 mallas y después en el concentrador Knelson con 170.6; 185.5 y 207 mallas. Por último, se realizó un ensayo en donde se utilizaron los procesos en combinación.

Las recuperaciones obtenidas fueron aceptables; en la mesa vibratoria se obtuvo una recuperación de 20.19% con una ley de 1.04 ppm; en el concentrador Knelson una recuperación de 50.37%, con una ley de 5.31 ppm, y con la combinación de ambos procesos se logró una recuperación de 63.4% con una ley de 11.02 ppm.

El oro restante no se recuperó por gravimetría, puesto que era de granulometría muy fina.

Palabras clave: Oro, Knelson, Gravimetría, Recuperación.

ABSTRACT

Gravity concentration is one of the separation processes more economical and efficient method that exists for particles with a narrow size range.

The present research work has studied the main parameters of gravity concentration equipment; specifically the shaking table and Knelson concentrator for gold recovery of material from North Condominium of Nambija; in order to get better performances.

For this reason, it was done the material preparation, crushing, grinding, mineralogical studies, and tests were conducted separately with the best grain size for the processes. First, in the shaking table with 128.2; 170.6; and 185.5 mesh; and then, in the Knelson concentrator with 70.6; 185.5 and 207 mesh. Finally, it was done an essay in which processes were used in combination.

The gotten recoveries were acceptable; in the shaking table it was obtained a recovery of 20.19% with a grade of 1.04 ppm; in the Knelson concentrator a recovery of 50.37%, with a grade of 5.31 ppm, and with the combination of both processes it was achieved a recovery of 63.42% with a grade of 11.02 ppm.

The remaining gold was not recovered by gravimetric, since it was very fine grain.

Keywords: Gold, Knelson, Gravimetry, Recovery.

INTRODUCCIÓN

Ecuador es un país rico en recursos minerales, existiendo grandes empresas, mineros artesanales y pequeños mineros explotando el mineral, por lo que muchos se han interesado en mejorar las técnicas de recuperación del mismo.

Actualmente, las técnicas más modernas que se aplican en concentración del mineral de interés incluyen equipos que aprovechan la fuerza centrífuga para la separación de partículas finas.

Los métodos de separación por gravedad (concentración gravítica o gravimétrica) se usan para tratar una gran variedad de minerales, que varían desde los sulfuros metálicos pesados hasta carbón, en algunos casos con tamaños del orden de los micrones.

Estos métodos son relativamente simples y producen poca contaminación ambiental, por lo cual debido a que existe un problema con el excesivo uso de mercurio por parte de los pequeños mineros en Nambija, el mineral a tratar será traído desde el Condominio Norte; con el fin de utilizar nuevos métodos, que permitan reducir la contaminación ambiental y mejorar las tasas de recuperación.

En Nambija el material de la mina, producto de la molienda se clasifica para separar la fracción más pesada, esta es atrapada por la canaleta para luego someterlo al proceso de amalgamación y formar la amalgama de mercurio-oro, por último se quema la amalgama para evaporar el mercurio y dejar el oro puro.

La presente investigación tiene como finalidad determinar el rendimiento de los procesos de concentración en mesa vibratoria y Knelson, mediante varios ensayos, con modificación de algunas variables para buscar la mejor recuperación del mineral, a partir de roca fresca del Condominio Norte de Nambija. Luego se combinarán los procesos con las mejores condiciones de trabajo de cada uno, para obtener el mejor rendimiento global.

La mesa vibratoria se utiliza para materiales con granulometría fina, se obtiene una buena recuperación, y un alto índice de enriquecimiento. Este equipo consume poca cantidad de agua y energía pero tiene pequeña capacidad.

El concentrador centrífugo Knelson, también es usado en la concentración de minerales de oro, y ha mostrado ser un buen equipo porque efectúa una separación con alta eficiencia, y sus costos de operación y mantención son relativamente bajos.

Esta investigación es necesaria para poder determinar el rendimiento más efectivo de estos métodos de recuperación y así obtener la mejor combinación para mayor recuperación de mineral sin utilización de mercurio.

OBJETIVOS

General:

- Determinar el rendimiento del Concentrador Knelson y la Mesa Vibratoria en recuperación de oro por medio del método gravimétrico.

Específicos:

- Determinar la mineralogía de la mena de Nambija-Condominio Norte.
- Realizar análisis químicos de cabeza.
- Determinar el peso específico de la muestra de Nambija- Condominio Norte.
- Realizar análisis granulométricos.
- Establecer el rendimiento de recuperación en mesa con los mejores parámetros.
- Establecer el rendimiento de recuperación en Knelson con los mejores parámetros.
- Determinar el rendimiento de la recuperación utilizando la combinación de ambos procesos.

CAPÍTULO I
MARCO TEÓRICO

1.1. Descripción físico-geográfica de la zona de estudio

1.1.1. Generalidades.

El yacimiento de Nambija, es una mina aurífera ubicada al Sureste del Ecuador, en el pueblo del mismo nombre, perteneciente a la parroquia San Carlos de las Minas. Es el yacimiento más grande de la provincia de Zamora Chinchipe. Se encuentra a 36 km de la ciudad de Zamora, y a 2 600 metros sobre el nivel del mar.

Las montañas del lugar están surcadas por numerosas galerías y cavernas donde miles de personas emplearon métodos tradicionales de extracción. No existe un ordenamiento territorial, por tanto, construyen sus casas en forma desordenada junto a la entrada de sus pozos o túneles.



Figura 1. Mapa de ubicación de Nambija.

Fuente: Google Earth.

1.1.2. Acceso.

El acceso al área de estudio desde la ciudad de Loja, se lo realiza vía terrestre hasta la ciudad de Zamora, cuyo tiempo de viaje es aproximadamente de 1 hora y media. De Zamora la ruta continúa, la carretera es de primer orden hasta Zumbi; hacia San Carlos de las Minas y Namírez, lugar a donde se llega después de una hora de viaje. Para llegar a las minas de

Nambija se puede llegar en una camioneta 4x4 ya que la vía es de un solo carril y con significativas pendientes o también existe servicio de rancheras desde el barrio Namírez. Por último existen senderos peatonales para entrar a los caseríos.

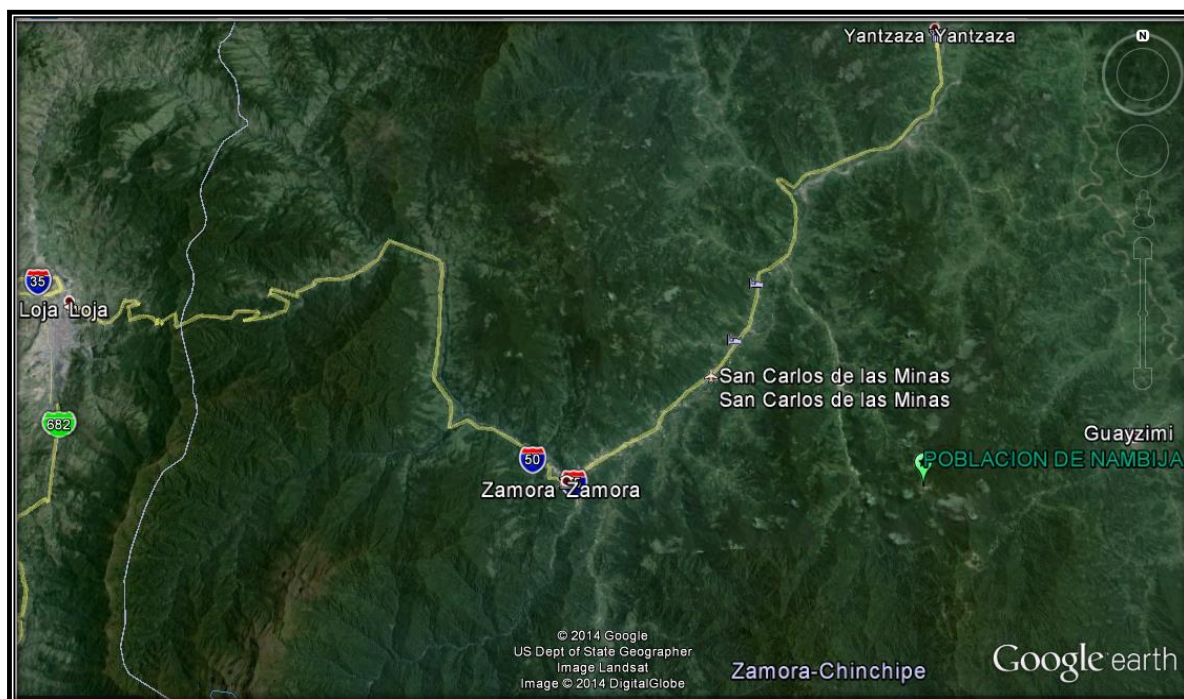


Figura 2. Mapa de acceso al pueblo de Nambija.

Fuente: Google Earth.

1.1.3. Topografía y clima.

Según el INAMHI, el clima en esta zona es subhúmedo con pequeño exceso de agua, megatérmico a cálido, se encuentra en la Región Amazónica Húmeda Subtropical y frecuentemente está cubierta de niebla. Mediante el mapa de isoyetas media anual del 2010 se puede observar que la precipitación media va de 1 468.8 - 2 029.3 mm y a través del mapa de isotermas 2010, la temperatura media va de 21.5 a 23°C.

Las minas de Nambija se encuentran divididas por la quebrada El Fierro, en dos zonas denominadas Condominio Norte y Condominio Sur. Esta quebrada es el principal drenaje del lugar y desemboca en el río Nambija; a su vez este desemboca sucesivamente en los ríos Zamora, Santiago, Marañón, Amazonas y finalmente en el Océano Atlántico. ^[11]

Está localizado en la Zona Subandina o Arco Oriental, en el flanco occidental de la Cordillera de Nanguipa. Su relieve es muy accidentado con altitudes que oscilan entre 1 400 y 2 600 msnm. La vegetación es del tipo floresta pluvial ecuatorial y densa. ^[11]



Figura 3. Vista de Nambija, se puede observar la frecuente neblina y su típica vegetación.

Fuente: Enríquez, 2014

1.1.4. Historia y métodos de explotación.

El campo Nambija fue trabajado en un inicio por los pueblos Incas, como placeres y vetas de oro; pero en 1550 fueron desplazados por los españoles. Los españoles a su vez fueron expulsados del área por un levantamiento de los esclavos Shuar alrededor del año 1700, dejando la zona inactiva. ^[17]

Al comienzo de la presente década, el yacimiento de Nambija fue redescubierto por los buscadores de oro que seguían los arroyos lavando los sedimentos por bateas. Al principio, la explotación se hacía discretamente, pero después el lugar fue invadido por hasta 25 000 personas debido a la fiebre del oro. La producción alcanzó un pico en 1986, después del cual, las bolsonadas de alto grado fueron cada vez más difíciles de encontrar y la extracción fácil de El Arco y el Playón llegó a su fin. Estos fueron los primeros en ser explotados, seguido de Mapasingue, y finalmente el Tierrero (1991).

En 1993, el Gobierno entró a supervisar las 69 has clave, y el área fue dividida en dos unidades llamadas Condominio Norte y Condominio Sur, donde los propietarios podían trabajar en cualquier lado de su respectivo condominio siempre y cuando no interfiera con otra operación.^[17]

Lastimosamente, fue y sigue siendo explotado de manera ineficiente y desordenada. Muchos pequeños mineros excavan sus galerías sin planificar y sin tener en cuenta elementales reglas de seguridad.

Las reservas explotadas más las existentes es aproximadamente de 150 toneladas con leyes de oro de 22 g/ton hasta 1 000 g/ton en clavos (Paladines & Soto, 2010)^[13]

El método empleado para la explotación, inicia con la etapa de perforación, donde los taladros se cargan con explosivos para destruir la roca. Para extraer el material, se ayudan con picos que despedazan las porciones grandes de material, lo recogen en vagones y amontonan en algún lugar seleccionado, dentro de la mina o a un costado de lecho de un afluyente para la selección, seleccionan manualmente pedazos de material que se presume contienen mayor cantidad de oro.

Después el material es llevado a las plantas de procesamiento donde se procede a la trituración y molienda. El producto de la molienda es pasado por un canal de lavado a fin de separar la fracción pesada. Colocan el concentrado en un plato semiplano con agua, panela y platonean, desechando lo liviano y quedando una acumulación de oro en el fondo del platón. Agregan un gramo de mercurio para continuar con el platoneo, formando una bola de amalgama, que es exprimida mediante un trozo de tela para recuperar cierta cantidad de mercurio y finalmente quemada en pequeñas retortas con un soplete para recuperar el oro.^[6]

1.2. Geología del área en estudio

1.2.1. Geología Regional.

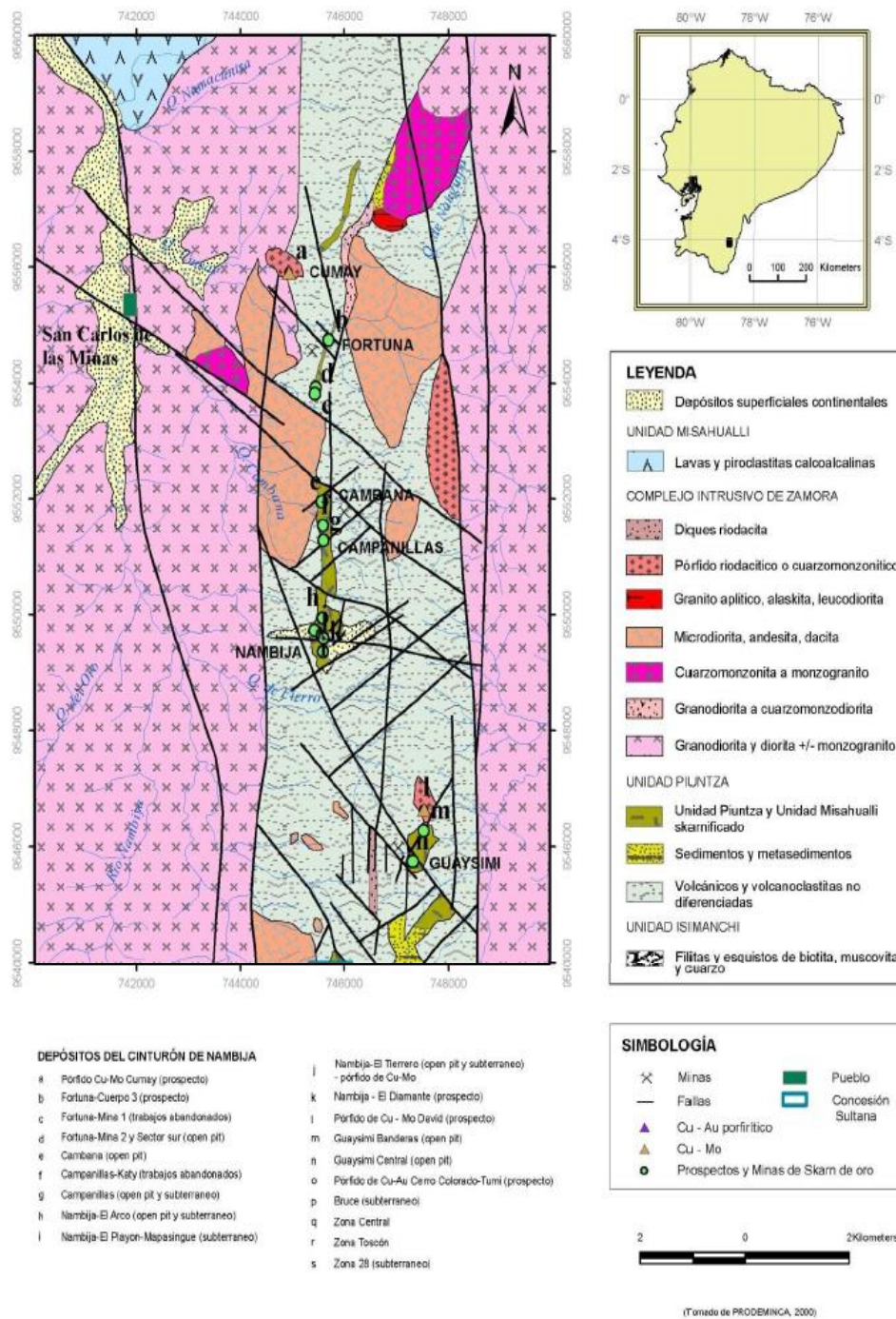


Figura 4. Mapa geológico del cinturón de Nambija.

Fuente: Yautibug, 2009.

El distrito minero de Nambija se ubica en la Zona Subandina que representa el lado occidental plegado de la Cuenca Marginal Preandina. Comprende los yacimientos y depósitos de Nambija, Guayzimi, Sultana del Cóndor, Cambana y Fortuna, se trata de mineralizaciones de skarn relacionados a una estructura tipo Graben de orientación Andina. ^[13]

El campo de skarn de Nambija es una zona de enclaves de rocas volcano-sedimentarias e intrusivas hipoabisales, ubicado en la parte central del Subdistrito Cumbaratza del Batolito Jurásico de Zamora, tiene dirección N-S y cerca de 50 km de largo por 20 km de ancho.

La mineralización de oro alojada en skarn está principalmente confinada en el graben N-S definiendo el Cinturón de Nambija (5 x 30 km) situado entre los ríos Zamora y Cumbaratza. Los cuerpos mineralizados están constituidos por bolsones y lentes y la mineralización distribuida en forma diseminada y en vetillas. (Paladines, 1989)^[12]

El modelo genético de alteración y mineralización propuesto para el cinturón de Nambija considera a la intrusión del Batolito Jurásico de Zamora, de composición diorítica-granodiorítica como el evento responsable de skarnificación que afecta a las rocas triásicas de la Unidad Piuntza y que posteriormente por eventos de magmatismo y vulcanismo del cretácico se da una mineralización aurífera de tipo epitermal hospedada en skarns.

El sistema estructural de Nambija consiste de: i) fallas NS que delimitan zonas metalogénicas, ii) fallas NE-SW con mineralización; iii) fallas NW-SE que cortan a las NE-SW; iv) fallas subhorizontales paralelas a la estratificación; y. v) fallas transversales EW posteriores; todo el sistema relatado a un campo de esfuerzos NE-SW. ^[17]

1.2.1.1 Estratigrafía.

Unidad Piuntza

Comprenden una secuencia vulcano sedimentaria subhorizontal de calizas-mármoles, pizarras calcáreas, limonitas, areniscas grauvacas y tobas de grano fino, flujos volcánicos y brechas de composición andesítico-dacítica a basáltica andesítica las cuales tienen un espesor aproximado de 500 m (Paladines & Rosero, 1996).

La mayor parte del Cinturón de Nambija se compone de la Unidad Piuntza del Triásico Medio Alto al Superior, que está cubierta por volcanitas de la Unidad Misahuallí al norte. La parte basal está formada por calizas y sedimentos epiclásticos, que en la parte media están interestratificados con tobas andesíticas metamorfozadas y brechas, y en la parte superior se constituye de meta-andesitas con intercalaciones menores de sedimentos lacustres. Existen fósiles bivalvos parcialmente eskarnificados y ammonitas de edad triásica. ^[17]

Unidad Misahualli

Se compone por volcanitas calco-alcálicas de edad Jurásico-Temprano, sobreyace a la Formación Santiago, está debajo de la Formación Hollín. Comprende traquitas verdes a grises, tobas y brechas tobáceas violetas a rosadas, lutitas rojas, areniscas y conglomeraos. Se han reportado estructuras de pillows en basaltos al este del Río Nangaritzá. (Litherland et al, 1994)

En las unidades Piuntza y Misahualli se han emplazado numerosos diques, pequeños stocks e intrusiones más jóvenes de edad cretácica a cenozoica. ^[17]

Complejo intrusivo de Zamora

El cinturón de Nambija está rodeado y subyacente por el Batolito de Zamora, de composición diorítica-granodiorítica y edad jurásica, es un batolito elongado de 200 km de largo por 50 km de ancho, ha sido considerado como responsable en gran medida de la skarnificación de las rocas de la Unidad Piuntza. Sin embargo, varios cuerpos de pórfido de cobre más jóvenes han sido descubiertos.

En el área Nambija existen rocas intrusivas como dioritas, microdioritas/andesitas, cuarzo dioritas, cuarzomonzodioritas, cuarzomonzonitas, granodioritas, riocitas, leucogranitoides, cuarzomonzonitas y rocas más alcalinas que se encuentran en diques N-S, y en sills y cuerpos pequeños irregulares. (Hammarstrom, 1992; Paladines & Rosero 1996)

Unidad Isimanchi

La Unidad Isimanchi de la Formación Macuma de edad Carbonífero, presenta pizarras, filitas (localmente grafitosas) y esquistos metamórficos en fase de esquistos verdes superiores-anfibolitas inferiores. En el extremo norte del cinturón, la secuencia está aparentemente sobrepuesta por las volcanitas calco-alcálicas Misahuallí. ^[17]

1.2.2. Geología Local.

Mineralogía del skarn.

La petrografía de los skarns de Nambija muestra una variación desde rocas monominerales de grandita a protolito incipientemente skarnificado, constituido por rocas volcanoplásticas andesíticas con alteración propilítica (clorita, tremolita, actinolita, epidota, prehnita). La skarnificación incipiente se identifica por cristales aislados de grandita nucleados en vetillas clorita-calcita, y localmente piroxeno y grupos de epidota. Existe una gradación completa en la mineralogía del skarn, desde solo con granate o sólo con piroxeno. El sistema de Nambija es oxidado y pobre en Fe, por tanto, el mineral es abundante y existe una falta relativa de sulfuros de Fe. ^[17]

Mineralización de Nambija.

El oro de Nambija aparece dentro de vetas de cuarzo localmente acompañado por carbonato, feldespato potásico, clorita y epidota. También pueden aparecer cantidades secundarias de pirita, menores de calcopirita y trazas de pirrotina, magnetita, esfalerita, galena y telurios, frecuentemente estos sulfuros están en un contenido menor al 1%, y no poseen una asociación fuerte con el contenido de oro.

La mineralogía de ganga es cuarzo, granate (andradita, grosularita, e hidrogrosularita, clinopiroxeno (salita), feldespato K (ortoclasa/microclina), sericita, epidota, clinozoicita, clorita, calcita, esfena y prehnita. Los clinopiroxenos y cloritas ricas en Mn. ^[17]

La exposición del sistema porfídico El Tierrero es pobre, y los afloramientos están altamente meteorizados. Posee rocas intrusivas que varían entre granodiorita hornbléndica gruesa (tonalita a cuarzomonzodiorita) y pórfido cuarzo-feldespático de composición riodacítica a dacítica. ^[17]

1.3. Procesamiento de minerales

1.3.1. Conminución.

Se usa el concepto de conminución para identificar los procesos que tienen que ver con la acción de reducción de tamaño de los minerales y que permiten liberar especies valiosas

contenidas en ellos. Los más importantes son la trituración y molienda, donde se puede subdividir los trozos grandes de mena a un tamaño de partícula más adecuado. ^[4]

La resistencia que opone el mineral a la fragmentación es fundamental, ya que afecta, por un lado, la razón de reducción de tamaño, y por otro, define qué tipo de máquina se debe utilizar para el trabajo requerido. ^[16]

La molienda es una operación que permite la reducción del tamaño del mineral hasta tener una granulometría final deseada, mediante los diversos aparatos que trabajan por choques, aplastamiento o desgaste; durante esta operación se realiza la verdadera liberación de los minerales valiosos y se encuentra en condiciones de ser separados de sus acompañantes.

Por lo general, la molienda está precedida de una sección de trituración y por lo tanto, la granulometría de los minerales que entran a la sección molienda es casi uniforme. ^{[9].}

1.3.1.1 Molino de bolas.

Los molinos de bolas son también cilindros metálicos cuyas paredes están revestidas con corazas fabricadas en aleaciones de acero cromo-manganeso mejoradas, cuyas dimensionadas interiores son hasta 16 pies x 24 pies, es decir, 4.9 m de diámetro por 7.3 m de largo, cuyo volumen interior está ocupado en un 36% de su capacidad por un collar de bolas de acero desde 1 hasta 3.5 pulg de diámetro, las cuales son elementos de molienda. ^[16]

1.3.2. Mesa Vibratoria.

Es un dispositivo plano o tablero de forma rectangular ligeramente inclinado, que posee una pendiente ajustable. La superficie es, generalmente, de madera revestida con materiales de alto coeficiente de fricción, como linóleo, caucho, fibra de vidrio o plástico. También esta posee una serie de resaltes denominados rifles generalmente paralelos entre sí, y son más altos cuando están más cercanos a los canales de alimentación.

Posee dos compartimientos para la alimentación, y a lo largo del borde superior de la mesa vibratoria existe un distribuidor de agua de lavado con dispositivos para el reparto de agua, y graduar la intensidad de corriente transversal de agua. La descarga de los productos de concentrado, mixto y liviano son recogidos en canales paralelos a los bordes de la mesa. ^[18]

Las mesas vibratorias son equipos de concentración que actúan a través de superficies con movimientos acelerados asimétricos, combinados muchas veces con el principio de escurrimiento laminar.

El límite superior del tamaño de partículas minerales tratadas en las mesas vibratorias es de aproximadamente 2 a 3 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. Es ideal para tratar menas de baja ley o minerales de bajo costo. ^[18]



Figura 5. Mesa Vibratoria Genco 5S

Fuente: Enríquez, 2014.

1.3.3. Concentrador Gravimétrico Knelson.

El concentrador Knelson es un separador centrífugo con un lecho fluidizado activo para capturar minerales pesados (Knelson, 1992; Knelson y Jones, 1994).

Una fuerza centrífuga de hasta 200 veces la fuerza de la gravedad actúa sobre las partículas, atrapando las partículas más densas en el interior de anillos situados en el cono mientras que las partículas más ligeras rebosan el cono por acción del agua y son arrastradas hacia fuera. El concentrador Knelson puede tratar las partículas que van en tamaño desde 10 micras hasta un máximo de 6 mm.

Cientos de estos dispositivos han sido vendidos mundialmente, y son ampliamente usados para la recuperación de oro. ^[7]

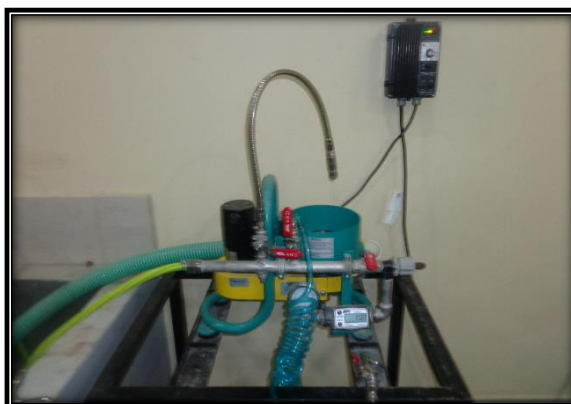


Figura 6. Concentrador Knelson MD3.

Fuente: Enríquez, 2014

1.4. Análisis químico

1.4.1. Fusión- Copelación

Copelación es un proceso de refinado en la metalurgia, donde minerales o metales aleados son tratados a altas temperaturas y las operaciones controladas para separar los metales nobles, como el oro y la plata, a partir de metales de base como el plomo, cobre, zinc, arsénico, antimonio o bismuto, presentes en la mineral. El proceso se basa en el principio de que los metales preciosos no se oxidan o reaccionan químicamente, a diferencia de los metales de base, de modo que cuando se calientan a altas temperaturas, los metales preciosos se mantienen aparte y los otros reaccionan formando escorias u otros compuestos. ^[5]

1.4.2. Digestión

Aunque el ácido nítrico no disuelve al oro, lo hará una mezcla de ácido nítrico y ácido clorhídrico (o cualquier otro cloruro soluble). A esta mezcla se le llama agua regia, porque es el único ácido que puede disolver los metales nobles, oro y platino (Ritter, 1956).

El Agua regia está formada por la mezcla de ácido nítrico concentrado y ácido clorhídrico concentrado generalmente en la proporción de una en tres, es una solución altamente corrosiva y fumante, de color amarillo.

1.4.3. Absorción atómica

La espectrofotometría de absorción atómica es una técnica muy utilizada para determinar o detectar la cantidad de un elemento en una muestra. Se emplea en análisis de suelos, análisis de aguas, medicina, metalurgia, bioquímica, industria alimenticia, y muchos campos adicionales, para determinar la mayoría de los elementos de la tabla periódica como antimonio, cadmio, oro, plata, calcio, cromo, cobalto, plomo, níquel, entre otros. En metalurgia se pueden determinar diversos elementos en un amplio rango de concentraciones.

El método consiste en la medición de las especies atómicas por su absorción a una longitud de onda particular. La especie atómica se logra por atomización de una muestra líquida en una llama de aire-acetileno u óxido nitroso-acetileno. En estas condiciones, una lámpara de cátodo hueco emite un rayo luminoso a través de dicha llama, produciéndose absorción de luz por parte de la muestra, proporcional a su concentración. Este método está relativamente libre de interferencias espectrales o de radiación. ^[15]

CAPÍTULO II
MÉTODOS Y MATERIALES

2.1. Muestreo

Para conseguir las muestras en el Condominio Norte de Nambija, se buscó un lugar óptimo y accesible. Se eligió una gran escombrera (volumen de estéril desplazado para explotar la mena) para proceder al muestreo.

Previamente se tomó la ubicación geográfica del punto de ubicación de la escombrera, mediante el equipo GPS. Luego se utilizó el método de muestreo por puntos aleatorios; en la superficie descubierta de la escombrera, se traza una pequeña malla, y de las intersecciones o de un punto al azar dentro del área de cada cuadrado, se toman las muestras con un peso aproximado de 2 a 3 kg por palada, recolectando un volumen aproximado de 250 kg de muestras que serán suficientes para todos los ensayos y análisis del trabajo de investigación.

Las coordenadas UTM del lugar donde se tomó las muestras están en el Datum PSAD56 y se detallan a continuación:

Coordenadas UTM:
x: 745 486
y: 9 549 641



Figura 7. Escombrera muestreada

Fuente: Enríquez, 2014.

2.2. Preparación de muestras.

Para la preparación del material se procede de la siguiente manera, como se muestra a continuación:

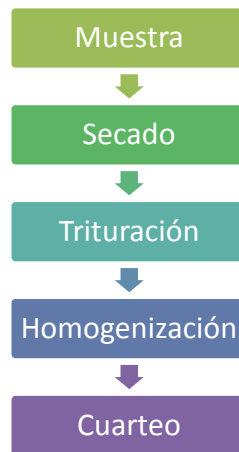


Figura 8. Preparación de muestras.

Fuente: Enríquez, 2014

2.2.1. Secado.

Cada saco de muestras fue debidamente etiquetado, transportado hasta el laboratorio y guardado en un lugar seguro. Se secaron las muestras a 80°C en el horno de laboratorio para los posteriores ensayos a realizar.



Figura 9. Secado de muestras.

Fuente: Enríquez, 2014

2.2.2. Trituración

Primero se procedió a la trituración primaria del material, en la trituradora de mandíbulas. Se alimenta el material por la parte superior del equipo de manera continua y despacio para evitar sobrecargar la máquina.

El material procesado se lo pasó por el Tamiz Nro. 10 para clasificar el material que pasará a la molienda que no debe ser mayor a 3 mm de diámetro y también con el fin de que en la trituración secundaria no haya remolienda. De esta manera, aquellos granos con dimensiones mayores al tamaño de la abertura pasaron a la trituración secundaria, y así sucesivamente de la misma forma se hicieron trituraciones sucesivas hasta conseguir que todo el material pase la malla 10.



Figura 10. Trituración del material.

Fuente: Enríquez, 2014

2.2.3. Homogenización y cuarteo.

Luego de la trituración, todo el material acumulado, se lo homogeniza en un plástico grande, donde se coloca todo el compuesto en un solo montón, y con una pequeña pala se empieza a crear pequeñas acumulaciones alrededor de la principal hasta agotar el material, después se hace lo contrario, es decir, de los pequeños montones se acumula nuevamente a un solo montón, así se mueve el material 3 veces, hasta que se tenga el material bien homogenizado. Para el cuarteo, se forma una gran circunferencia en forma de torta con el material, dividiéndola en 4 partes y guardando en fundas plásticas la parte superior izquierda y la parte inferior derecha, luego se vuelve a armar la “torta” y se divide en cuatro partes para ahora tomar la parte superior derecha y la parte inferior izquierda, así se continúa cuarteando y guardando en bolsas plásticas; del material final, se separa las porciones

representativas que se destinarán al análisis químico de cabeza, análisis mineralógico al microscopio, análisis de Difractometría de Rayos X, análisis granulométricos y el resto se mantiene en stock para los posteriores ensayos metalúrgicos.



Figura 11. Homogenización (Figura superior) y cuarteo del material (Figura inferior).

Fuente: Enríquez, 2014

2.3. Mineralogía de muestras

Inicialmente se tomó una porción de 25 g de muestra triturada que fue tomada después de la homogenización y cuarteo del material inicial.

Luego esta porción fue platoneada, obteniendo los sedimentos pesados, que se los lleva a la estufa y se los deja secar por 15 minutos. Estos fueron analizados en el microscopio petrográfico universal Stereo Zoom.



Figura 12. Microscopio Universal Stereo Zoom

Fuente: Enríquez, 2014

Durante el análisis se identifica los minerales presentes en la muestra, reconociéndolos por sus respectivas características como color de mineral, color de la raya, brillo, dureza, entre otros.

Adicionalmente, se ha realizado un análisis metalográfico mediante secciones pulidas; por sus características ópticas se identificaron los minerales de sulfuros que se presentaron en cantidades muy bajas. Estas briquetas fueron observadas en el microscopio Olympus BHS-UMA mediante luz reflejada, dividiendo la sección por partes, para mayor precisión de porcentajes, y con lentes de aumento que van de 5 a 64x.



Figura 13. Microscopio Olympus Modelo BHS-UMA.

Fuente: Enríquez, 2014

2.3.1. Elaboración de secciones pulidas

Previo a la identificación de minerales opacos, se elaboró secciones pulidas, cuyo procedimiento es el siguiente:

Para la obtención de la sección pulida de la roca se requiere previamente de la selección de una porción de muestra y el corte con disco para separarlo del resto de la muestra. Esta operación de corte debe realizarse con sumo cuidado evitando en todo momento la producción de calor que es provocado por el rozamiento, y podría dar lugar a una alteración de la estructura del mineral. Para el corte de las rocas se utilizó una cortadora de disco diamantado (Figura 14), que posee un sistema de refrigeración de agua, obteniendo un prisma de 2x2 cm de dimensiones aproximadamente.



Figura 14. Cortadora de rocas BUEHLER LAPRO 18.

Fuente: Enríquez, 2014

Se ha obtenido dos briquetas de este tamaño y se ha pulido una de sus caras en la pulidora BUEHLER METASERV, esta posee un sistema de adición de agua y regulación de la velocidad de giro. Se ha utilizado papel abrasivo en escalas decrecientes (# 120, 240, 400, 600, 800), con el fin de eliminar todos los granos abrasivos, quedando la sección sin rayas ni imperfecciones.



Figura 15. Pulido de las secciones en la pulidora BUEHLER METASERV.

Fuente: Enríquez, 2014

Las secciones cortadas, pulidas, limpias y bien secas, se colocan en moldes de plástico de 2 cm de diámetro y 4 cm de profundidad, con la superficie que se ha pulido apoyada en el fondo del molde. Luego se le agrega una mezcla de resina y endurecedor, siendo la proporción 5 partes de resina y 1 de endurecedor, hasta que ésta cubra totalmente la muestra de roca.

Luego se secan las briquetas que se encuentran en los moldes, en una bomba al vacío BUEHLER durante 48 horas y se procede a un nuevo pulido.

Para esto, se pasa por una segunda pulidora, en este caso, la pulidora metalográfica PETROPOL Buehler modelo 1458, que posee paños macizos colocados sobre platos giratorios circulares. Primero se pasa la muestra por el paño blanco con la suspensión de diamante de 4 micrones, líquido de color azul, durante 15 minutos. Y luego por el paño café, con la suspensión de diamante de 6 micrones, líquido color amarillo durante 15 minutos más para el pulido final.



Figura 16. Pulido final.

Fuente: Enríquez, 2014

Para realizar la briqueta con sedimentos, se coloca una pequeña cantidad de estos en el molde con la resina y el endurecedor, hasta cubrir toda la muestra, de la misma manera que con las anteriores; agitando ligeramente, para evitar que se formen burbujas y dejando reposar por una hora. Luego se lo deja secar al vacío y se procede nuevamente al pulido en los paños con suspensión de diamante, previo un lijado con la lija Nro. 800.

2.4. Peso específico del material

El peso específico de un cuerpo es un número que designa la relación de la masa (o peso) de un cuerpo y la masa (o peso) de un volumen igual de la sustancia que se toma como patrón, es este caso el agua. ^[19]

Para determinar el peso específico del material de mina, se utilizó el método del picnómetro para lo cual, se necesitó un picnómetro de 5 ml de capacidad, una piseta y una balanza de precisión.

Se toma el peso del picnómetro vacío y seco, este será denominado P_1 , luego el peso del picnómetro más una pequeña muestra del material, que se le coloca con una espátula P_2 , el peso del picnómetro más la muestra y agua destilada que se coloca hasta llenar el tubo capilar o tapa del picnómetro P_4 , y por último, se lava el picnómetro para tomar solamente el peso del picnómetro más el agua que se vuelve a adicionar P_3 .

Para calcular el peso específico de la muestra se aplica la siguiente fórmula:

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

Se repite el ensayo 3 veces para calcular la densidad promedio y tener un dato confiable.

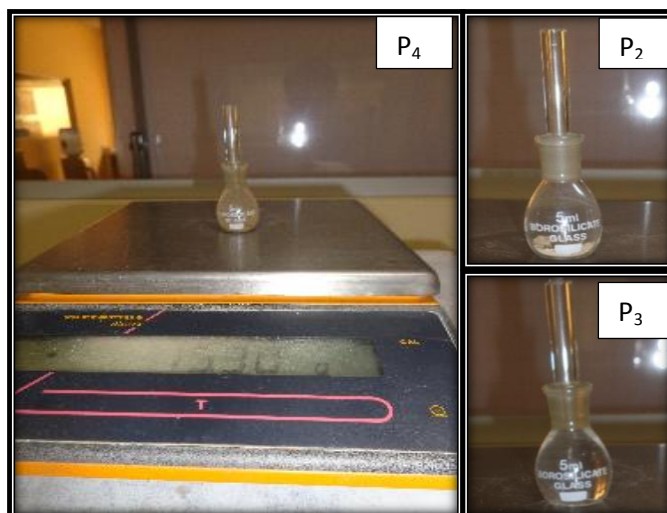


Figura 17. Método del picnómetro: P₂: Picnómetro con muestra, P₃: Picnómetro con agua, P₄: Picnómetro con muestra y agua.

Fuente: Enríquez, 2014

2.5. Molienda

Molino de bolas tipo Batch modelo C 560 394. Posee pequeñas dimensiones 9.8 pulg x 7.2 pulg, un motor eléctrico de ½ hp y bolas de acero.



Figura 18. Molino de bolas Batch (Izquierda). Materiales necesarios para la descarga del molino (derecha).

Fuente: Enríquez, 2014

Tabla 1. Condiciones de molienda

Condiciones de molienda:	
Peso del material:	1 000 g
Volumen de agua:	1 000 ml
Dilución S/L:	1:2
Carga de molienda:	11 448 g
Velocidad crítica:	70 rpm

Fuente: Enríquez, 2014

Procedimiento:

Se pesó 11 448 g de las bolas de acero y se las colocó en el molino, se le adiciona los 1 000 g de material y 1 000 ml de agua, según lo estimado en los cálculos (Ver Anexo 2). Luego se tapa bien el molino y se lo coloca sobre los rodillos del equipo. Una vez listo, se lo enciende y se toma el tiempo de molienda en un cronómetro. Cuando termina el proceso, se descarga el molino minuciosamente para evitar pérdidas de material, en recipientes donde se lo deja reposar 24 horas para que se sedimente. A continuación se extrae el agua y se coloca en bandejas pírax para secar el material en la estufa, cuando está seco se lo disgrega y se lo almacena en la bodega. Se repite el proceso para todas las moliendas de 10, 15, 20, 25, 30, 35, y 40 minutos, para determinar el tamaño de grano mediante análisis granulométrico. Luego se realiza la molienda con tiempos de 20, 25, 30 y 35 minutos, que son los tiempos equivalentes a las mallas óptimas necesarias, hasta obtener el volumen necesario para los ensayos posteriores.

2.6. Análisis granulométrico

Para realizar el análisis granulométrico se realiza primero el tamizado en húmedo, y luego en seco para obtener una distribución de la curva granulométrica más precisa. Para esto se utiliza el vibrotamiz RETSCH que cuenta con una serie de tamices normalizados.

Para el análisis granulométrico del material en húmedo se pesa 250 g de muestra, se coloca los tamices (120, 230, 325 y 400 mallas) en la parte superior del vibro tamiz, se coloca el material pesado, se lo tapa, se abre la llave de agua y se lo enciende durante 15 minutos. El material pasante que se denomina lamas se deja sedimentar durante 24 horas en un recipiente plástico, luego se evacúa el agua, el sólido se seca y anota el peso; el

material retenido en los tamices se lo recoge en una bandeja pírex y se lo seca en la estufa a 100°C.

Este material ya seco y sin presencia de lamas, se pesa y nuevamente se somete al ensayo granulométrico en seco.

Se pesan previamente los tamices vacíos, se coloca la serie de tamices 10, 18, 35, 60, 120, 200, 230, 325 y 400 mallas en el vibrotamiz, se lo tapa y se enciende por 15 minutos, luego se pesa los tamices con lo retenido y mediante una diferencia obtenemos los pesos de cada fracción retenida.



Figura 19. Análisis granulométrico en seco.

Fuente: Enríquez, 2014

Este procedimiento se ha aplicado para todos los tiempos de molienda de 0, 10, 15, 20, 25, 30, 35 y 40 minutos.

Por último se realizan los cálculos respectivos y las curvas granulométricas para determinar el d_{80} de cada una de estas.

2.7. Ensayos gravimétricos

Para los ensayos gravimétricos en mesa vibratoria se ensayó con el material de 128.2; 170.6; y 185.5 mallas que corresponden a tiempos de molienda de 20, 25 y 30 minutos respectivamente. Por otro lado para el concentrador Knelson se ensayó con material de 170.6; 185.5 y 207 mallas (25, 30 y 35 min), debido a que este equipo recupera oro más fino.

2.7.1. Ensayos en concentrador Knelson

El equipo utilizado fue el Concentrador Gravimétrico Knelson MD3 de laboratorio, que sirve para recuperar partículas de oro fino desde 3 micras. Su operación consiste en introducir pulpa hasta el fondo de un cono truncado invertido, en el fondo del cono se concentran partículas de oro grueso. A medida que la pulpa asciende verticalmente existe concentración de partículas finas de oro. Cuando el concentrador está en funcionamiento, las partículas están sujetas a una fuerza equivalente a 60 G's.

Tabla 2. Condiciones para las pruebas gravimétricas en el concentrador Knelson

CONDICIONES DE PRUEBA:	
Presión de agua	1, 2, 3 y 4 PSI
Velocidad	60 G's
Cono	Para oro libre.
Número de malla (Tamaño de grano).	170.6; 185.5; 207 mallas
Caudal	0.5 - 3 l/min

Fuente: Enríquez, 2014

Para iniciar se debe homogenizar la muestra que se encuentra en el stock. Se pesa 200 g de material en la balanza de precisión para cada uno de los ensayos. Luego en cada una de las jarras que contienen el material se le agrega agua y se lo mezcla hasta formar una pulpa uniforme.



Figura 20. Material en forma de pulpa para la alimentación del concentrador.

Fuente: Enríquez, 2014

Se coloca dos recipientes en el equipo con el fin de recoger los relaves y el concentrado. Armamos el equipo asegurando correctamente el cono y colocando todos sus accesorios. Abrimos la llave de agua de alimentación al equipo y la de alimentación al material, luego encendemos el equipo. Regulamos la presión de agua a 1 PSI para el primer ensayo, 2 PSI para el segundo, 3 PSI para el tercero y 4 PSI para el cuarto.

Una vez regulada la presión y con el caudal apropiado procedemos a adicionar el material de la jarra con la manguera superior del equipo manteniendo un caudal constante hasta que se agote.



Figura 21. Adición de la pulpa durante la acción del equipo.

Fuente: Enríquez, 2014

Se cierra la llave de agua principal, al mismo tiempo se apaga el equipo y luego se cierra las llaves de alimentación de agua al equipo y alimentación al material.

Se abre la llave inferior para evacuar el agua de la cámara del cono, y se abre nuevamente la llave de agua principal, para lavar el cono y recoger el concentrado; se lava el material que queda en el equipo y se etiquetan los recipientes de relaves y del concentrado para dejar sedimentar; se extrae el agua y se coloca las muestras en bandejas pírex, se secan en la estufa, se las pesa, se las disgrega y se pulveriza una parte de estas, para enviar al laboratorio (análisis químico) y determinar la ley de Au.



Figura 22. Concentrado en el interior del cono, resultado de la operación gravimétrica.

Fuente: Enríquez, 2014

2.7.2. Ensayos en mesa vibratoria

Los ensayos se los realizó en una mesa vibratoria Genco 15-S, que posee cierta inclinación y un motor eléctrico, puede soportar hasta 10 kg. En este estudio utilizaremos 3 kg de material para cada uno de los ensayos, de 128.2; 170.6; y 185.5 mallas.

Se enciende el equipo, se regula a 50 sacudidas por minuto el movimiento de vibración de la mesa. Se abre la llave de alimentación de agua, se alimenta el material en forma de pulpa, en la tolva ubicada en la esquina superior de la mesa, y simultáneamente se regula la inclinación de la misma, hasta que se visualice claramente las tres fracciones; se regulan los

accesorios de separación de concentrado, mixto y liviano. Las fracciones se recogen en tres recipientes.



Figura 23. Funcionamiento de la mesa vibratoria.

Fuente: Enríquez, 2014

Se deja sedimentar, se extrae el agua, se secan, se disgrega, homogeniza y cuartea; se toma 100 g de cada uno y se pulverizan en el molino vibratorio de discos Retsch RS-200, durante 8 segundos.



Figura 24. Pulverizadora Retsch RS-200.

Fuente: Enríquez, 2014

2.7.3. Método combinado Mesa Vibratoria-Knelson

El método combinado consistió en un ensayo con los mejores parámetros de la concentración en mesa vibratoria y Knelson, en el cual se toma 13 500 g de material para la concentración en mesa vibratoria, esta fracción del concentrado se alimenta al Knelson y se recoge tanto el concentrado como el relave para los análisis respectivos; en ambos casos se siguió los procedimientos descritos anteriormente.

2.8. Fusión-copelación

Se procedió a pesar el material pulverizado, y los reactivos en la siguiente proporción:

Muestra de material: 10 g en caso de concentrado y 25 g en el caso de relaves.

Litargirio (PbO): 40 g

CO_3Na_2 : 25 g

Bórax: 10 g

Harina: 3 g

Esta mezcla se coloca en un frasco, se la homogeniza y se vierte en los crisoles previamente etiquetados para identificar las muestras, luego se agrega 1.5 ml de Nitrato de plata (AgNO_3).



Figura 25. Crisoles con la mezcla fundente, etiquetados.

Fuente: Enríquez, 2014



Figura 26. Hornos de Fusión- Copelación.

Fuente: Enríquez, 2014

Para realizar fusión, se encendió el horno a 1 000°C (El encendido del horno dura aproximadamente 2 horas) y se introdujo los crisoles en éste durante 1 hora. Transcurrido este tiempo se procedió a sacar los crisoles con sumo cuidado y precaución para evitar quemaduras, se colocó el material fundido que se encuentra en estado líquido en las payoneras enumeradas, que han sido previamente calentadas. De esta manera, el material se enfría y se solidifica, depositándose en el fondo el plomo que contiene todos los metales incluido el mineral aurífero.

Con ayuda de un martillo se separa el plomo de las escorias y se le da forma de un cubo, se lo coloca en las copelas, se enciende el horno de copelación, y a 900°C se introducen las muestras durante 4 horas aproximadamente. Así se obtiene finalmente perlas de oro-plata que serán digeridas posteriormente.

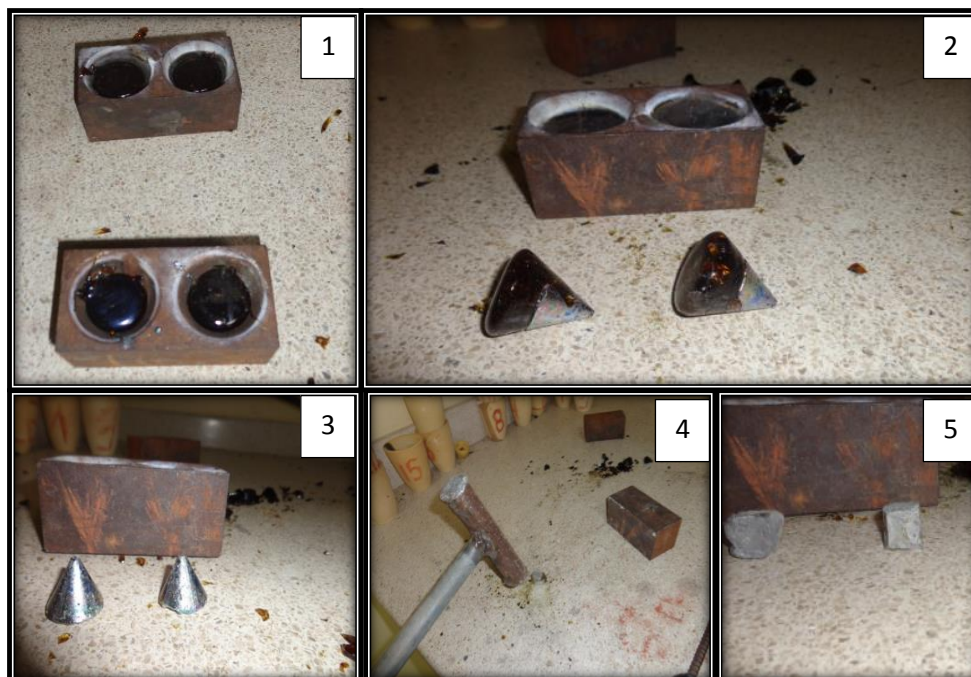


Figura 27. Mezcla fundida solidificada con el plomo en el fondo de la payonera (1,2).

Separación del plomo (3,4 y 5).

Fuente: Enríquez, 2014



Figura 28. Muestras listas en cada una de las copelas para introducirlas al equipo.

Fuente: Enríquez, 2014

2.9. Digestión

Inicialmente se lamina las perlas con ayuda de un mortero. Para digerir las muestras se utilizaron 12 tubos de ensayo bien secos, en los cuales se coloca las perlas y se agrega 3 ml de ácido nítrico concentrado (71%). Los tubos son colocados en un vaso de precipitación con agua, se los calienta a baño maría, media hora en la estufa a 250°C, hasta que el ácido disuelva completamente la plata, luego se añade 9 ml de ácido clorhídrico al 32% formando el agua regia que disuelve el oro aproximadamente en 3 horas. Cada una de estas soluciones se afora a 25 ml con agua destilada, se agita para que la mezcla quede

homogénea, se filtran al vacío y se las trasfiere a frascos pequeños plásticos etiquetados, para su posterior lectura en el equipo de absorción atómica.



Figura 29. Digestión de muestras con agua regia.

Fuente: Enríquez, 2014

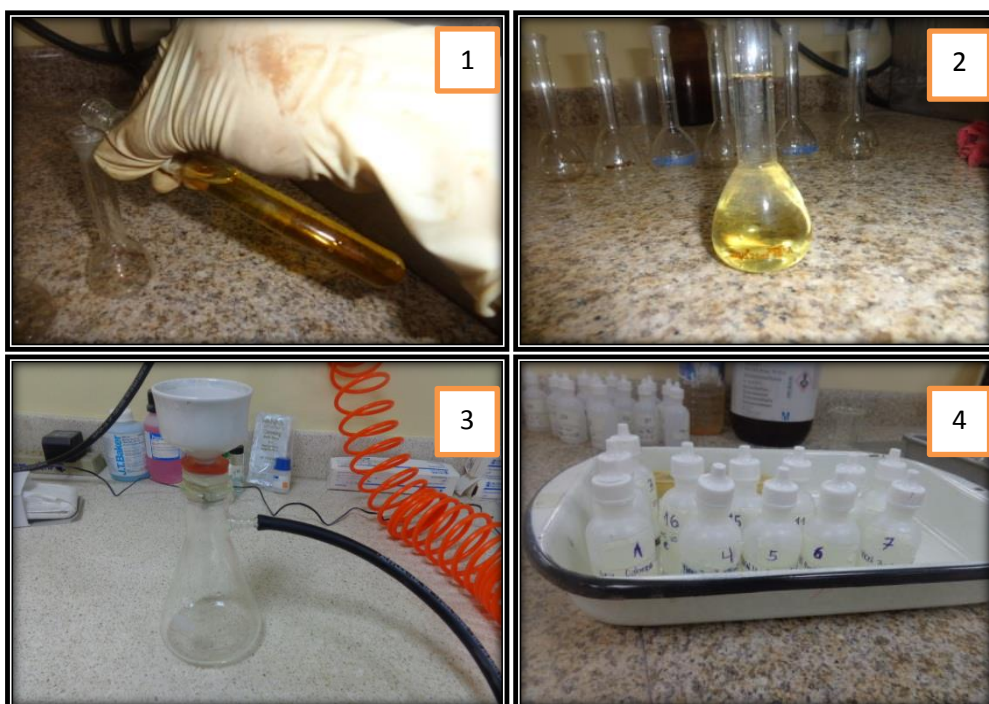


Figura 30. Aforo a 25 ml de la solución (1,2). Filtrado al vacío (3). Solución aurífera en los frascos para enviar a leer al laboratorio de química (4).

Fuente: Enríquez, 2014

2.10. Lectura de muestras digestadas en absorción atómica

La lectura de muestras digestadas se ha llevado a cabo mediante espectroscopía de absorción atómica para identificar los elementos químicos presentes y determinar sus concentraciones. Los análisis se realizaron en el laboratorio de química en un espectrofotómetro de absorción atómica de llama, marca Perkin Elmer Analyst 400 precisely. Modelo AA400.

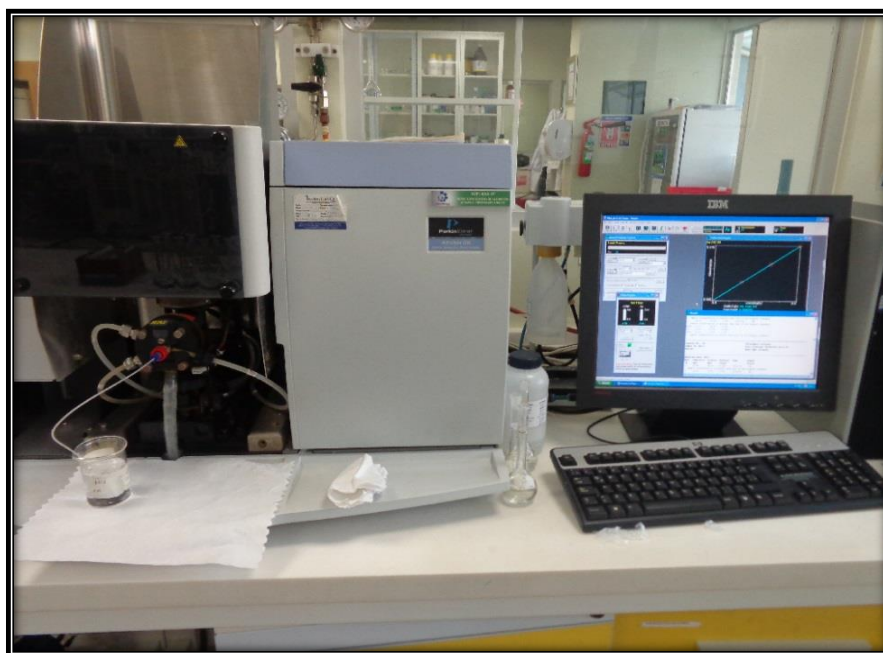


Figura 31. Espectrofotómetro de absorción atómica, Perkin Elmer Analyst 400.

Fuente: Enríquez, 2014

El procedimiento consiste, primero en preparar los estándares de calibración, que es muy importante para obtener un resultado confiable. La preparación de los estándares de los diferentes metales se basa en referencias que indican el rango lineal a una longitud de onda, en que se encuentra cada uno de los metales. ^[8]

Se calibra el equipo y sus accesorios, se lo enciende hasta que se caliente, se colocan los estándares a concentraciones de 2, 4 y 6 ppm en el equipo, y el programa va graficando las concentraciones con su respectiva absorbancia, presentando una línea recta.

Cuando el equipo está listo se colocan las muestras que serán analizadas, una a una y se guarda las lecturas de las concentraciones, en la memoria del computador en el programa WinLab32 AAFIame-Flame Control.

CAPÍTULO III
DISCUSIÓN DE RESULTADOS

3.1. Ley de cabeza

La ley de cabeza del material fue determinada por el método de absorción atómica, siendo la ley inicial de oro de 1.348 mg/kg, y encontrando concentraciones importantes de Fe, Zn, y Cu, como se detalla en la Tabla 3.

Tabla 3. Ley de cabeza de 6 elementos por absorción atómica.

Determinación	Método	Resultados mg/kg
Oro	Absorción atómica	1.348
Plomo	Absorción atómica	228
Cobre	Absorción atómica	171
Hierro	Absorción atómica	28 530
Plata	Absorción atómica	2.3
Zinc	Absorción atómica	2 398

Fuente: Laboratorio de Análisis Químico IQA-UTPL

3.2. Peso específico del mineral

Para la determinación del peso específico del material se ha realizado 3 ensayos para promediar y tener un dato confiable. (Ver anexo 2).

Tabla 4. Determinación del peso específico.

Ensayo	Peso del picnómetro vacío (g) P1	Peso del picnómetro+ muestra (g) P2	Peso del picnómetro+ muestra+ agua (g) P4	Peso del picnómetro+agua (g) P3	Peso específico (g/cm ³)
1	9.63	10.04	16.66	16.4	2.73
2	9.63	10.47	16.93	16.4	2.71
3	9.63	10.52	16.96	16.4	2.69
PROMEDIO					2.71

Fuente: Enríquez, 2014

El peso específico del material proveniente del Condominio Norte de Nambija es de 2.71 g/cm³.

3.3. Mineralogía

El análisis mineralógico de la muestra de sedimentos y de las secciones pulidas, ha permitido determinar sus constituyentes mineralógicos con sus respectivos porcentajes de distribución. Los porcentajes de los minerales tienen un valor aproximado y están valorados por estimación visual según patrones gráficos.

3.3.1. Análisis en roca triturada.

Los sedimentos para los análisis, se han obtenido a través de la trituración de la roca que pasan por un previo lavado para la eliminación de lamas, y se han observado los siguientes minerales:

Tabla 5. Mineralogía de la roca triturada.

Mineral	Porcentaje
Cuarzo	25%
Pirita	7%
Calcita	10%
Limonita	15%
Granates	17%
Epidota	5%
Olivino	3%
Hematita	10%
Piroxeno	4%
Plagioclasa	4%

Fuente: Enríquez, 2014

De este análisis se puede afirmar que las rocas provenientes de Nambija Condominio Norte son de tipo skarn, con tonalidades verdosas, donde predominan minerales como el cuarzo, limonita, granates y epidota. Además, existen pocas cantidades de pirita.

Este análisis se puede comparar con la mineralogía de otro estudio, en el cual se describe que la zona se encuentra rodeada de skarn verde de granate y no es rico en sulfuros, debido a que mayoría de las muestras contienen poca pirita, calcopirita y/o esfalerita (Villares, 2011)^[21].

3.3.2. Análisis metalográfico de secciones pulidas

También se han analizado 3 secciones pulidas, de las cuales la sección 1 y 2 son roca y la sección 3 sedimentos pesados. (Ver Anexo 8), de las cuales se ha calculado un promedio del porcentaje de los minerales encontrados.

Tabla 6. Porcentaje promedio de minerales en secciones pulidas.

Mineral	Porcentaje
Pirita	5%
Pirrotina	7%
Calcopirita	1%
Bornita	1%
Minerales de roca	86%

Fuente: Enríquez, 2014

En las secciones pulidas se encontraron cantidades muy bajas de sulfuros como la pirita y calcopirita, además de bornita y pirrotina. El resto de minerales no se pueden observar mediante luz reflejada, pero en el análisis microscópico de roca triturada ya se mencionan los minerales de roca que se presentan en estas secciones pulidas.

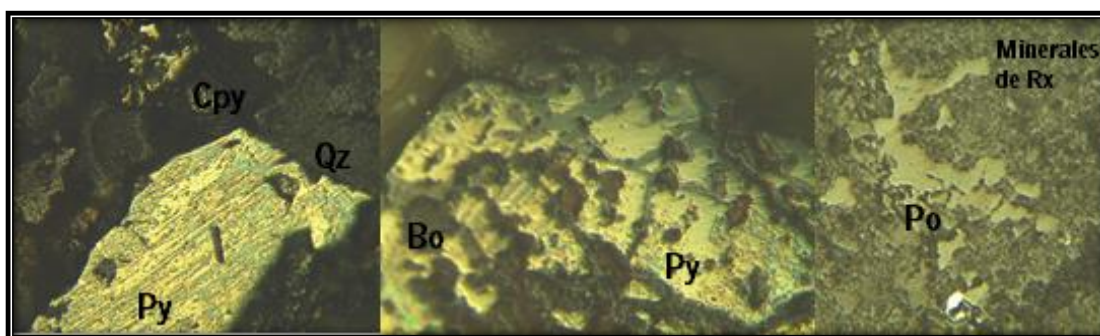


Figura 32. Minerales de secciones pulidas, Pirita (Py), Calcopirita (Cpy), Pirrotina (Po), y Bornita (Bo).

Fuente: Enríquez, 2014

Los análisis mineralógicos realizados se pueden contrastar con investigaciones que comprueban que el oro de Nambija aparece dentro de vetas de cuarzo localmente acompañado por carbonato, feldespato potásico, clorita y epidota; y pueden aparecer cantidades secundarias de pirita, menores de calcopirita y trazas de pirrotina, magnetita,

esfalerita, bornita y teluros, frecuentemente estos sulfuros están en un contenido menor al 1%. (PRODEMINCA, 2000) ^[17].

3.3.3. Difractometría de Rayos X

Se tomó 100 g de muestra pulverizada y se envió al laboratorio de PROINSTRA en la ciudad de Quito, para complementar el análisis mineralógico, los resultados se muestran en la Tabla 7.

Tabla 7. Mineralogía de la muestra de Nambija C. Norte mediante Difractometría de Rayos X.

Minerales	Porcentaje
Albita	3.15%
Cuarzo	10.76%
Andesina	3.00%
Montmorillonita	12.76%
Moscovita 2M1	0.59%
Pengita	0.27%
Augita Px	2.22%
Andradita	5.74%
Titanita	0.00%
Augita	20.75%
Vermiculita	1.78%
Anortita	0.01%
Enstatita	1.20%
Calcita	7.66%
Caolinita 2M	2.09%
Dickita (BAILEY)	8.91%
Moscovita-2M1	14.04%
Sodalita	2.91%
Natrolita	0.04%
Cordierita	2.21%

Fuente: Laboratorio PROINSTRA-Quito

De acuerdo a la lectura del Difractograma de Rayos X, se obtiene los minerales presentes en la muestra.

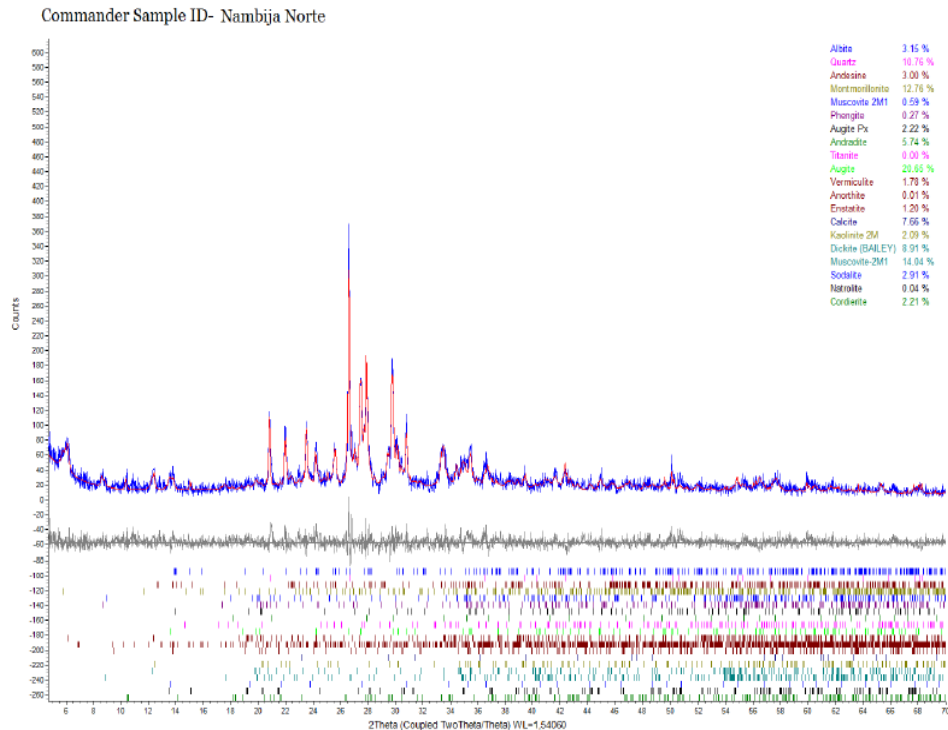


Figura 33. Difractograma de Rayos X de la muestra de Nambija C. Norte
Fuente: Laboratorio PROINSTRA-Quito

En este análisis se muestra que la mayoría de minerales que existen son el cuarzo, y una gran variedad de silicatos como augita, enstatita (píroxenos, inosilicatos); moscovita, pengita, vermiculita (micas, filosilicatos); caolinita, montmorillonita, dickita (minerales arcillosos, filosilicatos). También se encuentra en menor proporción calcita (carbonato) y andradita (granate, nesosilicato), y en pequeñas cantidades minerales como albita, andesina, anortita (plagioclasas, tectosilicatos), cordierita (ciclosilicato), sodalita, y natrolita (tectosilicato).

Estos resultados contribuyen a la mineralogía, ya que proporcionan el nombre exacto de los minerales, y complementan los análisis realizados anteriormente.

3.4. Análisis granulométrico.

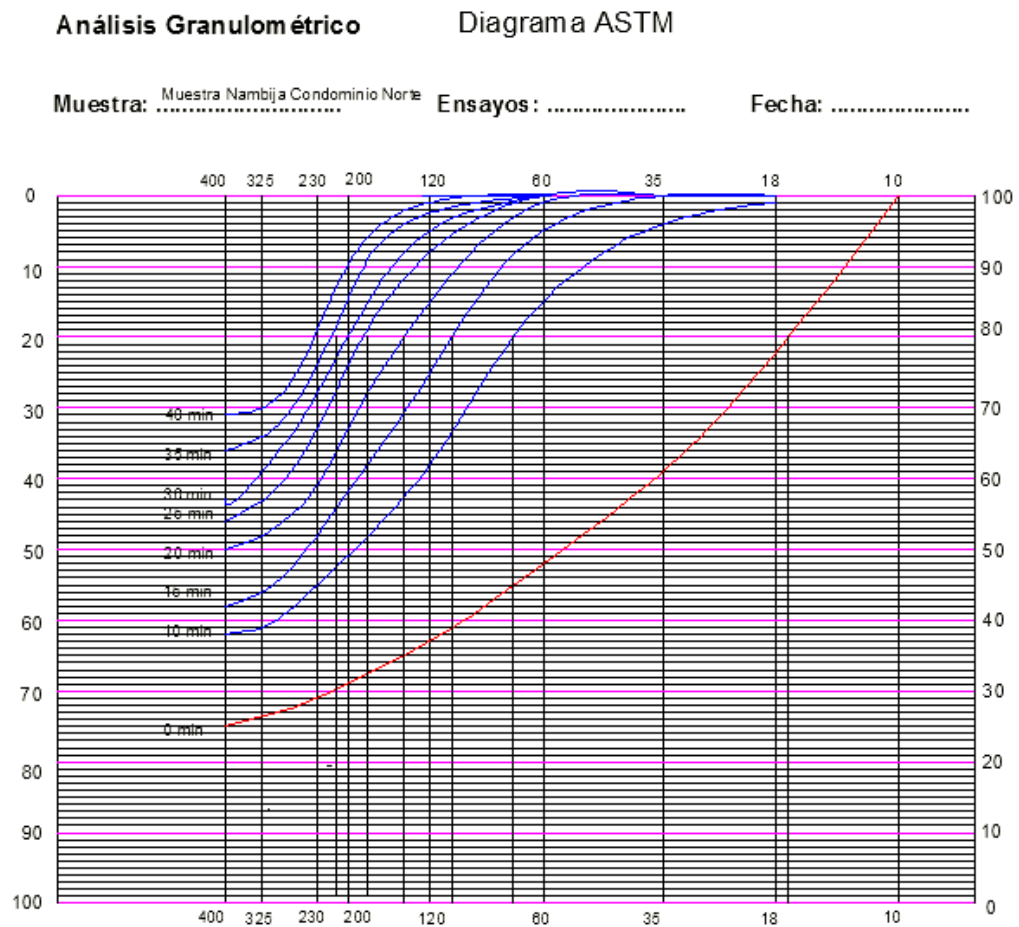


Figura 34. Curvas granulométricas.

Fuente: Enríquez, 2014

El análisis granulométrico es importante para conocer la distribución de tamaño de grano del material. Inicialmente, a 0 minutos de molienda el material tiene una granulometría de 17.8 mallas, que es un tamaño de grano muy grueso y se necesita del proceso de molienda para liberar el mineral de interés; para el análisis se han realizado moliendas de 10, 15, 20, 25, 30, 35 y 40 minutos.

A través de las curvas granulométricas, determinamos el d_{80} , es decir, el tamaño de grano del material en cada una de las moliendas (Figura 34). En este análisis se determinó los tiempos óptimos de molienda para los ensayos en cada uno de los procesos. Para mesa vibratoria se escogió tres granulometrías menores a 200 mallas; a partir de la Figura 34, se puede ver que corresponden a las moliendas de 20, 25 y 30 minutos, y según las interpolaciones (Ver Anexo 3) son de 128.2; 170.6; 185.5 mallas respectivamente.

Para el Knelson se estableció moliendas de 25, 30 y 35 min, que según las interpolaciones corresponden a granulometrías de 170.6; 185.5 y 207 mallas.

Estos mallajes son comparados con otros análisis que han sido realizados a los mismos tiempos de molienda de 20, 25, 30 minutos y tienen mallas de 177.84; 209.14; y 234.68 correspondientemente (Armijos, 2011) ^[3]; estos números de malla son diferentes de los obtenidos en este estudio ya que el mineral pertenece a Nambija Condominio Sur y se puede notar que el mineral se libera con menos tiempo de molienda.

Tabla 8. Tiempos de molienda con su respectivo d_{80} .

Tiempos de molienda	Micrómetros μm	Número de malla
0 minutos	1 017.69	17.8
20 minutos	116.84	128.2
25 minutos	87.73	170.6
30 minutos	80.75	185.5
35 minutos	65.55	207

Fuente: Enríquez, 2014

3.5. Pruebas metalúrgicas mediante ensayos gravimétricos.

3.5.1. Mesa Vibratoria.

Los ensayos en mesa vibratoria se llevaron a cabo con las siguientes condiciones de operación:

Peso muestra: 3 000 g

Velocidad de vibración: 50

Malla: 128.2; 170.6; 185.5.

Tabla 9. Resultados de las pruebas metalúrgicas en Mesa Vibratoria.

Equipo Mesa Vibratoria				
Prueba	Número de mallas	Peso (g)	Rendimiento (%)	Ley (ppm)
1	128.2	787.46	20.19	1.04
2	170.6	435.85	19.44	1.80
3	185.5	411.40	15.90	1.56

Fuente: Enríquez, 2014.

En la mesa vibratoria se realizaron 3 ensayos con material de 128.2; 170.6; y 185.5 mallas, obteniendo los resultados de la Tabla 9 (Ver Anexo 4. Balances metalúrgicos). Se puede distinguir que a mayor número de malla, disminuye la cantidad en gramos del concentrado y el rendimiento del ensayo.

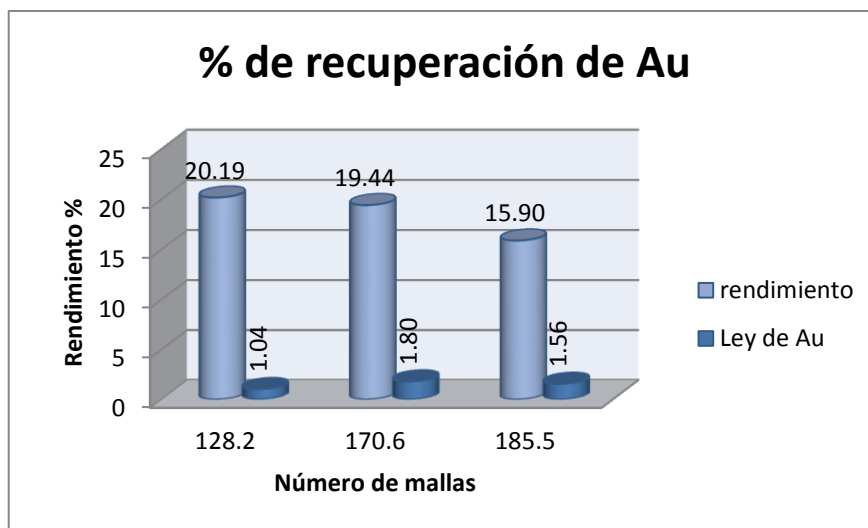


Figura 35. Porcentaje de recuperación de Au en mesa vibratoria.

Fuente: Enríquez, 2014.

El mejor rendimiento es de 20.19% con una ley de 1.04 ppm y se lo obtiene en el ensayo 1 con una malla de 128.2. En el ensayo 2, donde se trabaja a una malla de 170.6; el rendimiento baja con corta diferencia, debido a que baja considerablemente la cantidad de concentrado pero la ley alcanzada es casi el doble de la primera (1.80 ppm), por tanto este ensayo puede considerarse regular. En el ensayo 3, el rendimiento se considera muy bajo (15.9%), esto se da porque el número de malla 185.5 ya es una granulometría muy fina, en donde la mesa vibratoria difícilmente puede recuperar el oro. Por lo tanto, se deduce que el rendimiento aumenta, cuando la granulometría del material es mayor; esto se puede ver claramente en la Figura 35.

El porcentaje logrado de 20.19% es bajo en comparación a otro estudio en arenas cianuradas, donde se alcanza una recuperación de 55.63% con una ley de 8.07 g/ton. (Rodríguez, 1996) ^[18]. Aunque se trabaja con una misma malla, este mineral de Ponce Enríquez está asociado a sulfuros y tiene una ley de entrada de 3.39 ppm, lo que favorece la recuperación. En el caso de Nambija el comportamiento del mineral es distinto, se puede ver que la ley de Au aumenta de 1.04 a 1.80 ppm ya que el oro se va liberando, pero el peso del concentrado y el rendimiento disminuyen; en la malla 128.2, el rendimiento es un poco

mayor aunque la ley se diluye, ya que la granulometría es más gruesa y se recoge mayor cantidad de concentrado, lo cual no ayuda a mejorar el rendimiento del proceso.

3.5.2. Pruebas Metalúrgicas en el Concentrador Knelson.

3.5.2.1. Fase uno.

Las pruebas metalúrgicas en el Knelson se realizaron bajo las siguientes condiciones:

Peso muestra: 2 000 g

Fuerza de Gravedad: 60 G's

Malla: 170.6; 185.5; 207 mallas

Presión de agua: 1, 2, 3, 4 PSI.

En el concentrador Knelson, se han realizado 12 pruebas de concentración, con una alimentación de 2 kg de material en forma de pulpa, variando la granulometría del material (número de mallas) y la presión de agua.

El equipo posee dos conos, uno denominado cono de minerales en estado libre y el otro, cono de minerales sulfuros. En este caso se utilizó el cono de oro libre, dado que el oro de Nambija se encuentra en estado libre.

Tabla 10. Resultados de pruebas gravimétricas en concentrador Knelson.

Prueba	Peso (g)	# malla	Presión (PSI)	Ley de Au (ppm)	Rendimiento (%)
1	85.5	170.6	1	5.92	18.76
2	66.45	170.6	2	6.71	16.52
3	62.25	170.6	3	4.70	11.30
4	55.4	170.6	4	6.64	13.65
5	92.8	185.5	1	4.68	16.09
6	74.9	185.5	2	5.05	14.03
7	55.05	185.5	3	11.06	22.58
8	47.35	185.5	4	5.31	9.33
9	100.2	207	1	1.95	7.25
10	67.55	207	2	4.99	12.51
11	53.25	207	3	7.49	16.52
12	44.3	207	4	8.16	13.41

Fuente: Enríquez, 2014

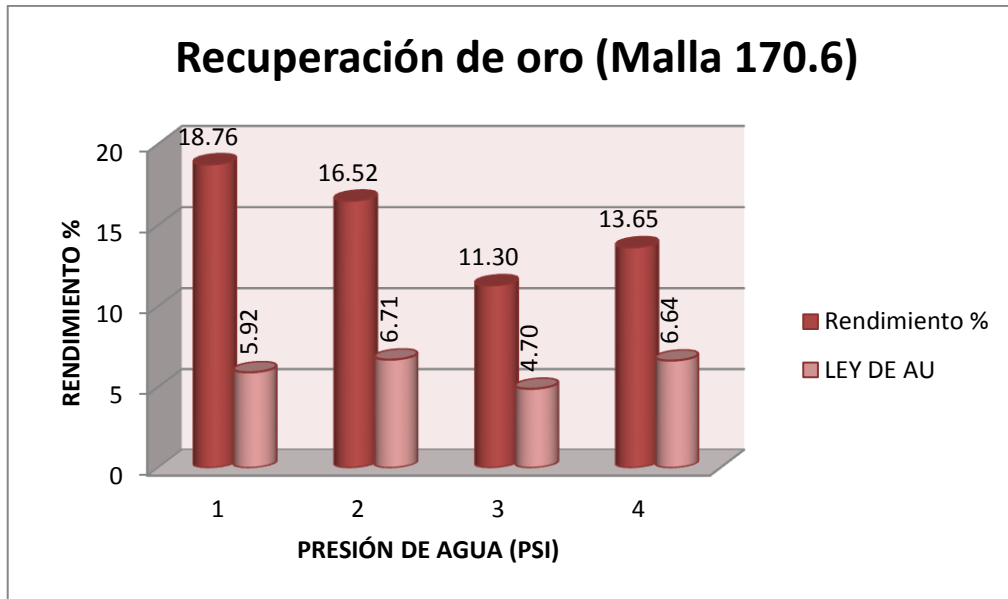


Figura 36. Recuperación de oro en Knelson con una granulometría de 170.6 mallas.
Fuente: Enríquez, 2014

En el gráfico 36, se detallan las recuperaciones obtenidas con una malla de 170.6; a diferentes presiones, mostrando que a menor presión de alimentación de agua en el equipo, aumenta la recuperación de Au. Se puede observar a una presión de agua de 1 PSI se alcanzó mayor recuperación 18.76% y una ley de 5.92 ppm, luego a 2 PSI, disminuye la recuperación a 16.52% mejorando la ley a 6.7 ppm; a 3 PSI existe una variación con una recuperación de 11.3% y la ley 4.7, diferenciándose de los demás ensayos ligeramente, y a 4 PSI nuevamente aumenta la recuperación a 13.65% y una ley de 6.64 ppm.

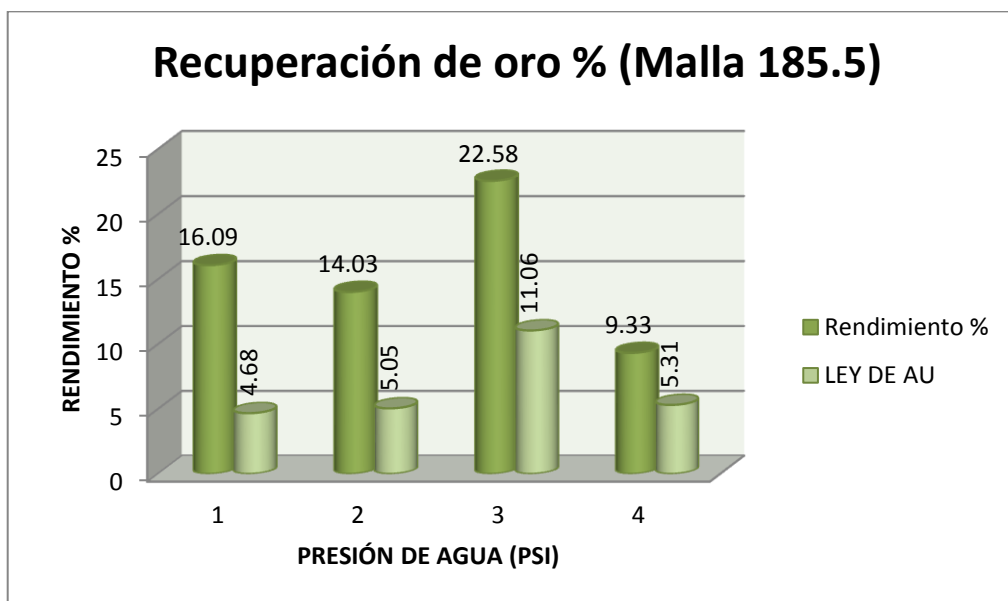


Figura 37. Recuperación de oro en Knelson con una granulometría de 185.5 mallas.
Fuente: Enríquez, 2014

Respecto a la malla 185.5, se puede ver en la Figura 37, que la tendencia es parecida a la de 170.6 mallas. En el primer ensayo se logra una recuperación de 16.09%, y ley de 4.68 ppm, en el ensayo 2, la recuperación disminuye a 14.03% y ley aumenta a 5.05; en el ensayo 4 la recuperación es de 9.33% y la ley de 5.31. El ensayo 3 se diferencia de los demás ya que alcanza la mayor recuperación 22.58% de todos los ensayos con una presión de agua de 3 PSI y una ley de 11.06 ppm que es relativamente alta.

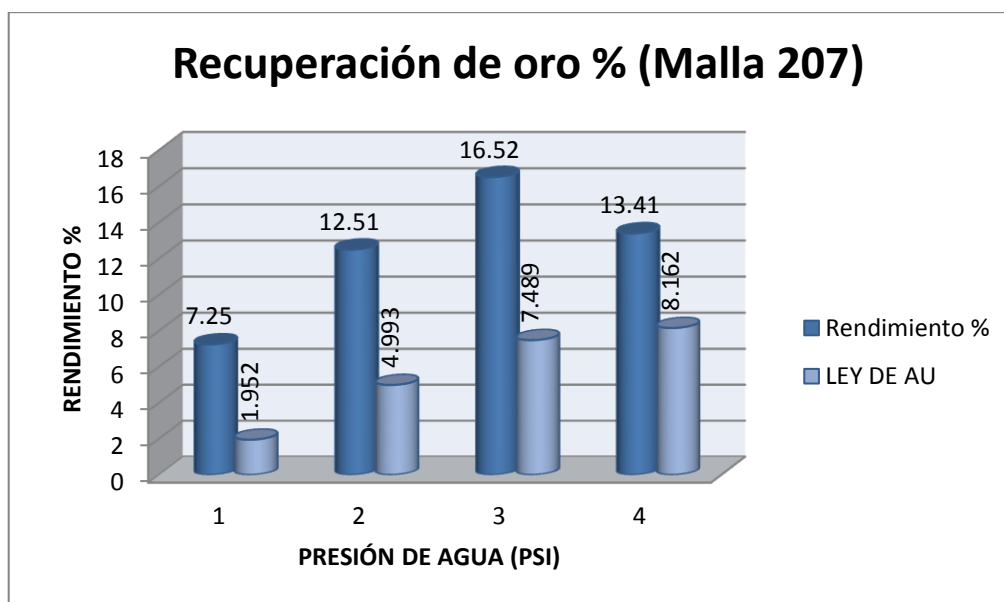


Figura 38. Recuperación de oro en Knelson con una granulometría de 207 mallas.

Fuente: Enríquez, 2014

En la malla 207, las recuperaciones aumentan desde el ensayo de 1 PSI hasta el de 3 PSI, siendo la mayor recuperación de 16.51%, como se muestra en la Figura 38. A 1 PSI, se tiene un rendimiento muy bajo de 7.25% y una ley de 1.95 ppm; a 2 PSI el rendimiento y la ley de Au aumentan a 12.51%, y 4.99 ppm; a 3 PSI sigue creciendo el rendimiento hasta su punto máximo de 16.52% con una ley de 7.489 ppm y por último en el ensayo 4 disminuye el rendimiento a 13.41% y la ley sigue aumentando a 8.16 ppm. Deduciendo que las leyes de oro aumentan secuencialmente al aumentar la presión de agua; esto quiere decir, que en estos ensayos donde tenemos una granulometría muy fina, las partículas de oro más finas son atrapadas a mayor presión de agua. (Ver Anexo 5. Cálculos de los balances metalúrgicos).

De estos tres gráficos se puede observar, que el mejor rendimiento de los 12 ensayos para el Knelson es de 22.58% con una ley de 11.06 ppm, y se obtiene con una granulometría de 185.5 mallas y una presión de agua de 3 PSI. Se ha logrado concentrar 8 veces la ley de entrada por lo que esta recuperación puede considerarse muy buena, en comparación al

estudio realizado en un concentrador Knelson Falcon (Aramburú, Nuñez, Azanero, Figueroa & Gagliuffi, 2010) ^[1], donde se alcanzó una recuperación de 17.76% a 200 mallas y a 3 PSI, alcanzando una ley de concentrado 4 veces mayor a la ley de entrada.

3.5.2.2. Fase 2.

Para poder mejorar estos resultados, se procedió a tomar los relaves de 6 de las pruebas con mejores porcentajes en el primer ensayo, para ensayar nuevamente en el equipo. Alcanzando los siguientes resultados:

Tabla 11. Rendimiento del concentrador Knelson con doble ensayo.

Peso	Malla	Presión de agua (PSI)	Rendimiento (%)	Ley de Au (ppm)
76.1	170.2	1	50.37	5.31
68.7	170.2	2	45.68	5.04
92.8	185.5	1	26.49	3.06
60.9	185.5	3	33.08	7.64
53.95	207	3	31.84	6.23
47.6	207	4	23.69	6.36

Fuente: Enríquez, 2014

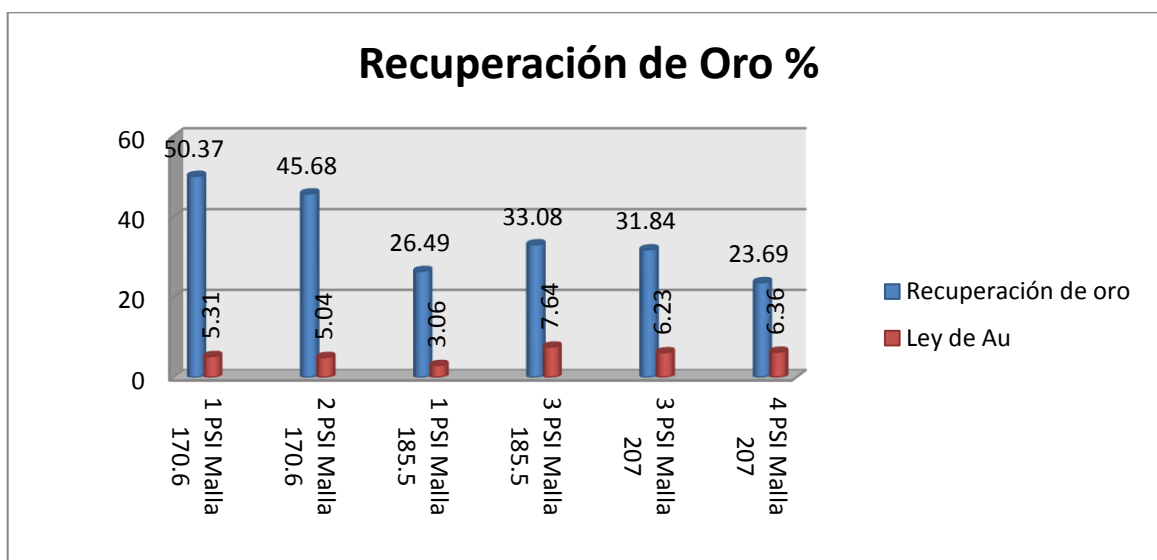


Figura 39. Recuperación de Au final en el concentrador Knelson

Fuente: Enríquez, 2014

En la segunda fase se tomó los dos mejores ensayos de cada una de las mallas de la fase anterior; en la malla de 170.6 se tomó los relaves de los ensayos a 1 PSI y 2 PSI, a 185.5 se tomó los ensayos a 1 y 3 psi; y en la malla 207 se tomó los ensayos a 3 y 4 PSI. (Ver Anexo 6).

Al pasar los relaves de los mejores seis ensayos iniciales, nuevamente en el concentrador en las mismas condiciones; en el ensayo 1 y 2 con la malla de 170.6 a 1 PSI se logra llegar a un rendimiento de 50.37%, y una ley de 5.31 ppm; a 2 PSI, disminuye el rendimiento a 45.68%, con una ley de 5.04 ppm. En el ensayo 3 y 4, a la malla de 185.5; a 1 PSI se obtuvo un rendimiento de 26.49% y una ley de 3.06 ppm y a 3 PSI, aumenta la recuperación a 33.08% y una ley de 7.64 ppm. En el ensayo 5 y 6 con la malla 207, a 3 PSI vuelve a disminuir la recuperación a 31.84% con una ley de 6.23 ppm y a 4 PSI, se obtuvo la menor recuperación de todas las pruebas, 23.69% y una ley de 6.36 ppm (Ver Figura 39).

Por lo tanto el mejor rendimiento logrado en el concentrador Knelson a 1 PSI y 170.6 mallas es de 50.37% y una ley de 5.306 ppm y se puede considerar como muy buena recuperación, en comparación a otras investigaciones donde el mejor rendimiento alcanzado es de 33.66% (Aramburú, Vidal et al., 2009) [2], con 60 G's y 3 PSI; y en el caso del concentrador Falcon que recupera partículas ultra finas, que se logra una recuperación de 42.68% en la primera etapa y de 64.87% en la segunda etapa, con 200 G's y 2.5 PSI. (Palomino & Ramos, 2008)[14].

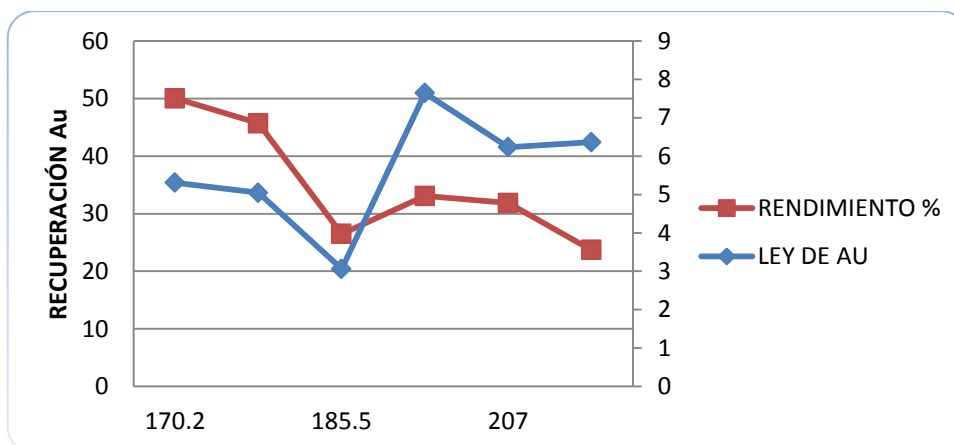


Figura 40. Tendencia del rendimiento y la ley de Au en la segunda fase.

Fuente: Enríquez, 2014

En la Figura 40 se observa que el rendimiento tiene una tendencia a disminuir cuando el Nro. de malla aumenta, siendo 50.37% el rendimiento mayor, a un 1 PSI y 170.2 mallas; por otro lado, la ley de Au se comporta de una manera irregular, alcanzando un máximo de 7.64 ppm en la malla 185.5, con un rendimiento más bajo.

6.4.3 Método combinado Mesa-Knelson.

Tabla 12. Resultados de las pruebas realizadas con la combinación de los procesos en mesa vibratoria y Knelson.

Equipo	Rendimiento (%)	Ley (ppm)	Peso (g) Concentrado
Mesa vibratoria	14.37	1.29	2 021.5
Knelson 1	54.42	16.99	103.75
Knelson 2	63.42	11.02	186.35

Fuente: Enríquez, 2014

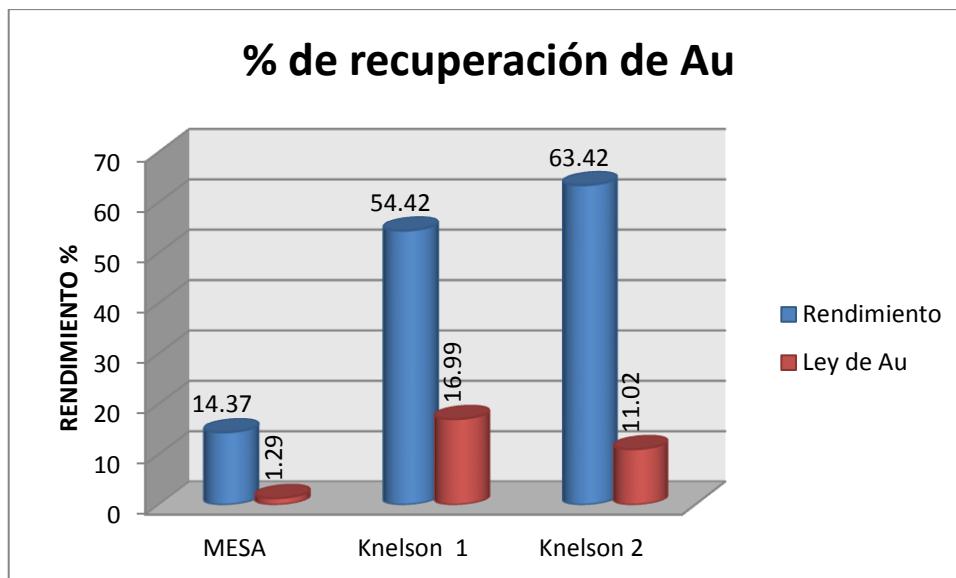


Figura 41. Recuperación de Au en el método combinado.

Fuente: Enríquez, 2014

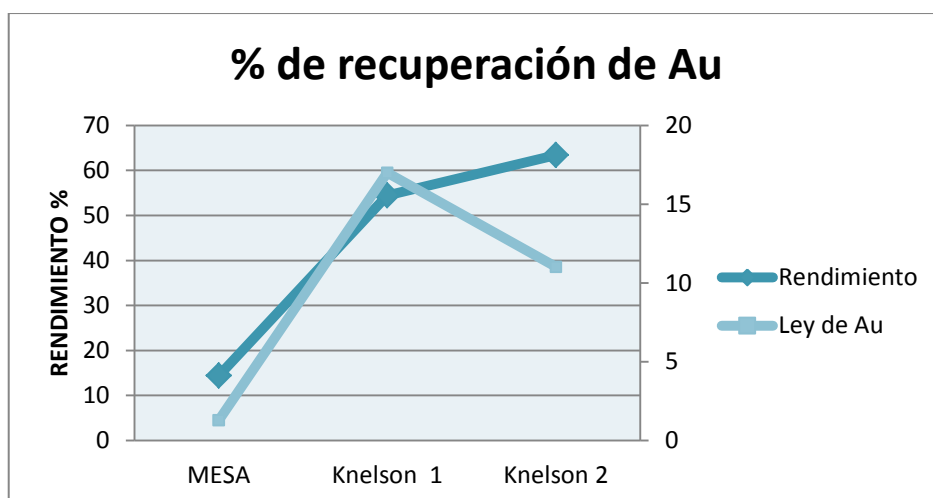


Figura 42. Tendencia de la recuperación de Au y ley de Au.

Fuente: Enríquez, 2014.

En esta combinación de procesos se realizó una pre-concentración en la mesa vibratoria, se ensayó 13.5 kg de material obteniendo 2.021 kg de concentrado con una recuperación de 14.36% y una ley de 1.29 ppm. Este concentrado pasa en forma secuencial al Knelson, obteniendo una recuperación de 54.42% y una ley de 16.99 ppm, para luego pasar este relave en el equipo nuevamente, alcanzando una recuperación de 63.42% con una ley recalculada de 11.02 ppm (Ver Anexo 7). En los gráficos 41 y 42 se observa que con este proceso se logra aumentar el rendimiento en cada una de las fases hasta llegar a un máximo de 63.42%, mientras que la ley 11.02 ppm en relación a la ley inicial, se ha logrado concentrar 8.5 veces.

Esta concentración es muy buena y se puede contrastar con otro estudio donde han utilizado el mismo equipo, (Valderrama, Santander, Ossandon & Olgún, 2012)^[20]; en el cual alcanzan un rendimiento de 80.9% con una ley entrada de 56.0 ppm, sin embargo, en condiciones similares a la presente investigación; con una ley baja de alimentación de 3.4 ppm, el rendimiento alcanzado es de 46.7%; en todos los ensayos han concentrado de 4-10 veces la ley de entrada con mineral que contiene oro grueso liberado, parcialmente liberado y oro en inclusiones de limonita. También se puede comparar con estudios realizados por (López, 2008)^[10], que han alcanzado un 66.3% de recuperación en el proceso con una granulometría de 200 mallas.

CAPÍTULO IV
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

De la discusión de resultados del presente trabajo investigativo, se puede concluir:

- De acuerdo al análisis químico, la ley de cabeza del mineral de Nambija Condominio Norte, es de Au 1.3485 ppm; Ag 2.3 ppm; Pb 228 ppm; Cu 171 ppm; Fe 28 530 ppm; y Zn 2 398 ppm.
- El peso específico del material muestreado en Nambija Condominio Norte es de 2.71 g/cm³.
- Las roca de Nambija Condominio Norte son de tipo skarn, con tonalidades verdosas, donde predominan minerales como el cuarzo, piroxenos (augita, enstatita), micas (moscovita, pengita, vermiculita), granates (andradita), calcita, minerales arcillosos (montmorillonita, dickita), limonita, hematita, y epidota. También existen en menor proporción plagioclasas (andesina, albita, anortita), y trazas de pirita, calcopirita, bornita y pirrotina.
- Según el análisis granulométrico, las granulometrías óptimas para la mesa vibratoria fueron de 128.2; 170.6; 185.5 mallas, obtenidos con moliendas de 20, 25 y 30 minutos; y para el concentrador Knelson fueron de 170.6; 185.5 y 207 mallas que corresponden a moliendas de 25, 30 y 35 minutos respectivamente.
- El mejor rendimiento en el concentrador Knelson, a una malla de 185.5 y una presión de agua de 1 PSI, es de 50.37%, con una ley de 5.31 ppm.
- En la mesa vibratoria, con una granulometría de 128.2 mallas; se obtiene el mejor rendimiento que llega a 19.44% con una ley de 1.04 ppm.
- Al combinar ambos procesos, usando las mejores variables en el Knelson y en la mesa vibratoria, obtenemos una recuperación de 63.42%, con una ley de 11.02 ppm.

RECOMENDACIONES

- En investigaciones futuras, se debería realizar una determinación de la granulometría de las partículas de oro por malla, para determinar con exactitud en que rangos de malla se encuentra el mineral.
- Se debería probar el mineral con otros procesos de concentración gravimétrica, para determinar el comportamiento del mineral, por ejemplo aceleración diferencial, preconcentración con hidrociclón, helicoidal, etc.
- Se debería trabajar a más detalle los parámetros de concentración en la mesa vibratoria, como por ejemplo, inclinación de mesa, sacudidas por minuto, etc.
- Se debe trabajar con todos los parámetros de concentración en Knelson, como presión de alimentación, fuerzas G's, tamaño de grano, etc.
- Para determinar las granulometrías, se debe limpiar bien los tamices en el limpiador ultrasónico, y con el compresor de aire para obtener datos correctos en los pesos de los tamices.
- Se debe dejar reposar bien las muestras de los concentrados y relaves que contienen agua, al momento de realizar los ensayos gravimétricos, para evitar pérdidas considerables de material y errores en los balances metalúrgicos.
- Se recomienda usar la campana extractora para la digestión de las perlas de oro producto de la copelación.
- Se recomienda homogenizar todas las muestras en cada uno de los ensayos y en la pulverización de las muestras que se utilizaran en la fusión copelación, para tener resultados confiables.

BIBLIOGRAFÍA:

1. Aramburú V, Nuñez P, Azañero A, Figueroa M, Gagliuffi P. (2010). *Recuperación de oro y mercurio de los relaves del proceso de amalgamación con tecnología limpia*. Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG Vol. 13, N.º 25, 13-19 (2010) UNMSM ISSN: 1561-0888 (impreso) / 1628-8097 (electrónico). Piura- Perú.
2. Aramburú V, Nuñez P, Azañero A, Gagliuffi P, Sánchez L, Pérez J (2009). *Proceso metalúrgico alternativo para la minería aurífera artesanal*. Lima- Perú.
3. Armijos, I. (2011). Comportamiento del mineral de skarn aurífero del Yacimiento Fortuna I a ensayos de lixiviación con cianuro, de la compañía mineral Fortuna Gold Mining Corporation, ubicada en San Carlos de las Minas, Distrito Minero Nambija. Tesis de grado previo al título de Ingeniería Química. Universidad Técnica Particular de Loja. Loja- Ecuador.
4. Brescia, F; Arents, J; Meislich, H; Turk, A. (1969). *Fundamentos de Química, una moderna introducción*. Compañía Editorial Continental. SA.
5. Centro de Artígo. Artículo "Copelación, Proceso, Historia, Nuevo Mundo".
6. Durán, J. (2007). Contaminación por mercurio (Hg) en aguas y sedimentos de ríos que reciben efluentes de la minería de oro en los sectores de Nambija, Ponce Enríquez y Portovelo mediante muestreos en los sitios seleccionados. Escuela Politécnica Nacional.
7. Fuerstenau, M; Kenneth H. (2003). *Principles of mineral processing*. Colorado: Society for Mining, Metallurgy.
8. Jiménez, M. (2009). Análisis de metales en aceites lubricantes automotrices usados por espectroscopía de absorción atómica.
9. Lobato, A. (2011). *Introducción a la metalurgia*. Perú.
10. López, C. (2008). Concentración centrífuga – Fundamentos y avances, Prueba ORG. Universidad de Chile – Departamento Ingeniería de Minas Taller PROCEMIN.

11. Ministerio de recursos naturales y energéticos. (1987). *Informe de prefactibilidad geológico metalogénico de La Zona Sur del Yacimiento Aurífero de Nambija*.
12. Paladines, A. (1989). *Zonificación Geotectónica y Metalogenia del Ecuador*. Mañana Editores. Quito, Ecuador.
13. Paladines A; Soto, J. (2010). *Geología y yacimientos minerales del Ecuador*. Editorial UTPL. Loja, Ecuador.
14. Palomino A, Ramos O (2008). Evaluación en la recuperación del oro y plata a partir de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo. Tesis previa al título de ingeniero metalúrgico. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima-Perú.
15. Portal del Instituto de investigaciones mineras de la Universidad Nacional de San Juan. Argentina.
16. Portal Minero. Manual General de Minería y Metalurgia, 1ra Edición; Minas, Concentradoras, Refinerías, fundiciones Portal Minero Ediciones: Chile, 2006.
17. PRODEMINCA, Proyecto de Desarrollo Minero y Control Ambiental. (2000). Evaluación de los distritos mineros del Ecuador. *Depósitos porfídicos y Epi-Mesotermales relacionados con intrusiones de la Cordillera del Cóndor*. Ministerio de Geología y Minas. Volumen 5. Quito- Ecuador.
18. Rodríguez, B. (1996). Estudio mineralúrgico de concentración gravimétrica y de flotación para la recuperación de oro a partir de arenas cianuradas de la compañía Orenas S.A. Tesis de grado previo a la obtención de título de ingeniero de minas. Escuela Superior Politécnica del Litoral. Guayaquil-Ecuador.
19. Rosenberg, J. (1969). *Teorías y problemas de Química General*. 5ta edición en castellano. Panamá: Mc Graw-Hill.
20. Valderrama L, Santander M, Ossandon J, Olgún D. (2012). *Recuperación de oro grueso en concentrador centrífugo Knelson*. Revista de la Facultad de Ingeniería. Departamento de Metalurgia, Universidad de Atacama Chile.
21. Villares, F. (2011). Depósitos de tipo skarn.

CAPÍTULO V
ANEXOS

Anexo 1. Cálculo del peso específico del material

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

Ensayo	Peso del picnómetro vacío (g) P_1	Peso del picnómetro+ muestra (g) P_2	Peso del picnómetro+ muestra+ agua (g) P_4	Peso del picnómetro+agua (g) P_3	Peso específico (g/cm ³)
1	9.63	10.04	16.66	16.4	2.733
2	9.63	10.47	16.93	16.4	2.709
3	9.63	10.52	16.96	16.4	2.696
				PROMEDIO	2.712

Ensayo 1:

$$Pe = \frac{10.04 - 9.63}{(16.4 - 9.63) - (16.66 - 10.04)} = \frac{0.41}{0.15} = 2.733$$

Ensayo 2:

$$Pe = \frac{10.47 - 9.63}{(16.4 - 9.63) - (16.93 - 10.47)} = \frac{0.84}{0.31} = 2.709$$

Ensayo 3:

$$Pe = \frac{10.52 - 9.63}{(16.4 - 9.63) - (16.96 - 10.52)} = \frac{0.89}{0.33} = 2.696$$

$$Pe = \frac{2.733 + 2.709 + 2.696}{3} = 2.712 \text{ g/cm}^3$$

Anexo 2. Cálculos para el funcionamiento del molino:

Volumen del molino:

Diámetro externo: 0.238 m

Diámetro interno: 0.18 m

Altura= 0.25 m

$$V = \pi \cdot r^2 \cdot h$$

$$V = \pi(0.9 \text{ m})^2 x (0.25) = 0.00636 \text{ m}^3$$

Velocidad crítica del molino:

$$tc = \frac{42.3}{\sqrt{D}}$$

$$tc = \frac{42.3}{\sqrt{0.238 \text{ m}}} = 86.7 \text{ rpm}$$

La velocidad crítica del molino es 86.7 rpm y experimentalmente $t_c = 70$ rpm

Carga de molienda:

Las bolas de acero pesan 4 500 kg para un m^3 , entonces para determinar el peso de carga en el molino que posee un volumen de 0.0065 m^3 . Calculamos x.

$$x = \frac{0.0065 \text{ m}^3 \times 4 \text{ 500 kg}}{1 \text{ m}^3}$$

X = 28,62 kg de carga en todo el molino.

Teóricamente el molino debe ser llenado hasta un 40%, por tanto, determinamos el peso de las bolas para este coeficiente de llenado (0.4); de la siguiente manera:

29.25 kg (0.4) = 11.448 kg = 11 448 g, siendo este valor la carga de molienda.

Anexo 3. ENSAYOS GRANULOMÉTRICOS

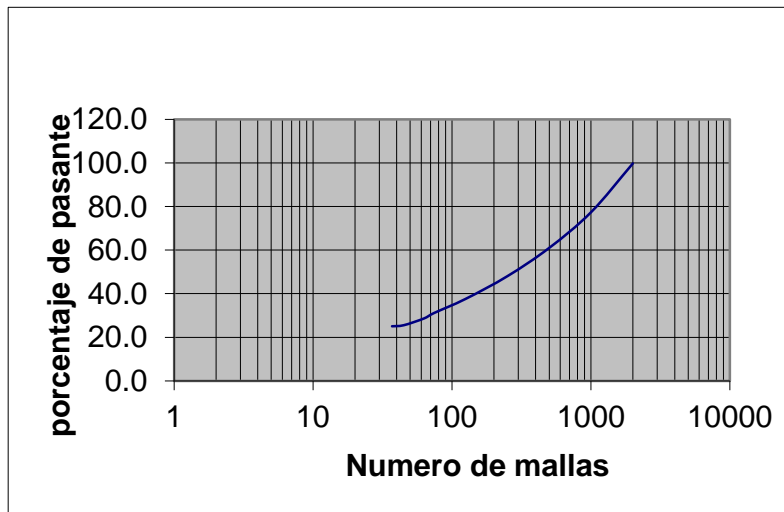
3.1 Determinación del d_{80} inicial del material

Granulometría inicial

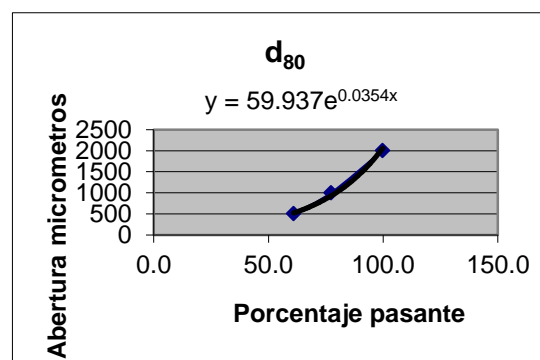
Nro. Malla	Abertura, μm	Peso, g	peso, %	Acumulado retenido %	Acumulado Pasante %
10	2000	0.60	0.24	0.24	99.8
18	1000	55.00	22.38	22.62	77.4
35	500	40.22	16.36	38.99	61.0
60	250	31.93	12.99	51.98	48.0
120	125	25.63	10.43	62.41	37.6
200	74	15.97	6.50	68.90	31.1
230	63	5.95	2.42	71.32	28.7
325	45	7.69	3.13	74.45	25.5
400	37	1.19	0.48	74.94	25.1
-400		0.15	0.06	75.00	25.0
Lamas		61.45	25.00	100.00	0.0
Total		245.78			

Cálculo del d_{80}

Curva granulométrica



abertura	%
2000	99.8
1000	77.4
500	61.0



Interpolación:

$$Y = Rta \cdot X^{exponente}$$

$Rta = 59.937$ $exponente = 0.0354$
 $80 = 1017.69$ **Micrómetros**

Interpolación			
b	18	1000	A
X		1017.69	E
d	16	1190	C

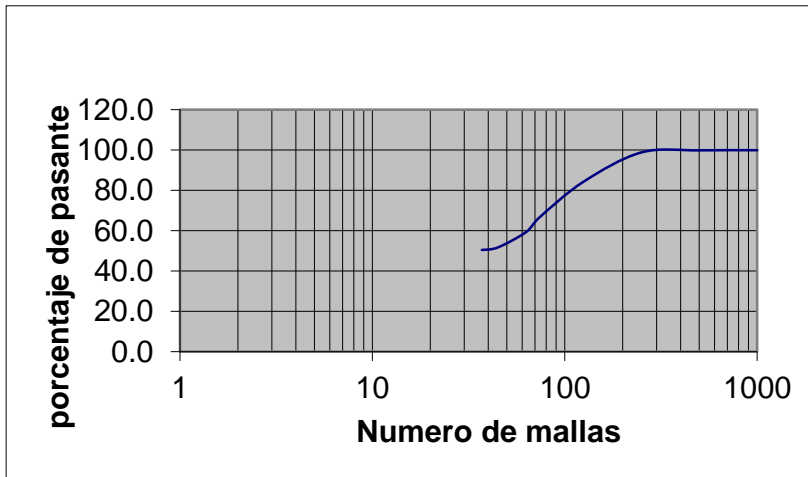
d_{80} (0 min): 17.8 mallas

3.2 Determinación del d_{80} a partir de la molienda de 20 min

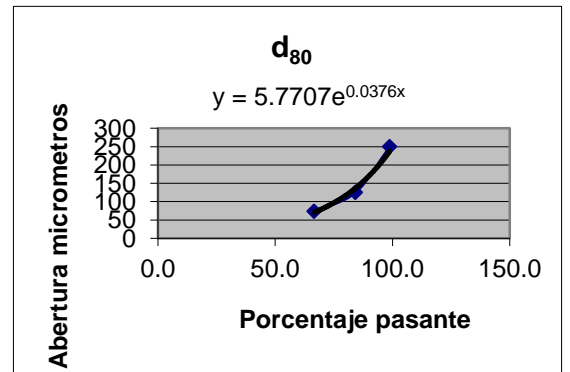
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Nro. Malla	Abertura, μm	Peso, g	peso, %	Acumulado retenido %	Acumulado Pasante %
10	2000	0.00	0.00	0.00	100.0
18	1000	0.28	0.11	0.11	99.9
35	500	0.17	0.07	0.18	99.8
60	250	2.52	1.02	1.20	98.8
120	125	35.93	14.53	15.73	84.3
200	74	43.48	17.59	33.32	66.7
230	63	18.04	7.30	40.62	59.4
325	45	18.89	7.64	48.26	51.7
400	37	3.23	1.31	49.57	50.4
-400		0.04	0.02	49.58	50.4
Lamas		124.65	50.42	100.00	0.0
Total		247.23		Cálculo del d_{80}	

Curva granulométrica



abertura	%
250	98.8
125	84.3
74	66.7



Interpolación:

$$Y = 80 + \frac{116.84 - 80}{125 - 105} \cdot (116.84 - 105) = 116.84 \text{ Micrómetros}$$

Interpolación			
B	140	105	A
X		116.84	E
D	120	125	C

$$y = 5.7707e^{0.0376x}$$

Coefficiente: 5.7707 exponente: 0.0376

d_{80} (20 min): 128.2 mallas

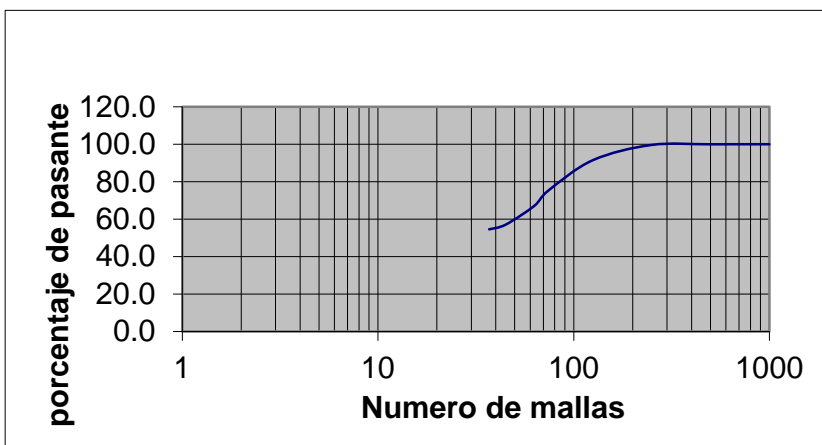
3.3 Determinación del d_{80} a partir de la molienda de 25 min

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

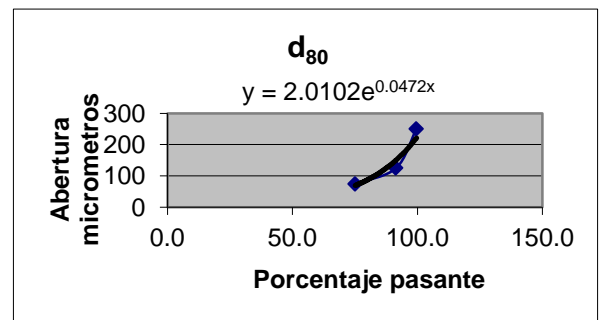
Nro. Malla	Abertura, μm	Peso, g	peso, %	Acumulado retenido %	Acumulado Pasante %
10	2000	0.00	0.00	0.00	100.0
18	1000	0.08	0.03	0.03	100.0
35	500	0.09	0.04	0.07	99.9
60	250	0.82	0.34	0.40	99.6
120	125	20.05	8.19	8.60	91.4
200	74	39.90	16.31	24.91	75.1
230	63	19.58	8.00	32.91	67.1
325	45	24.53	10.03	42.94	57.1
400	37	6.19	2.53	45.47	54.5
-400		1.30	0.53	46.00	54.0
Lamas		132.13	54.00	100.00	0.0
Total		244.67			

Cálculo del d_{80}

Curva granulométrica:



abertura	%
250	99.6
125	91.4
74	75.1



coeficiente exponente
2.0102 0.0472

Interpolación:

Rta 3.743
80 Y= 87.73 **Micrómetros**

Interpolación			
b	200	74	A
X		87.73	E
d	170	88	C

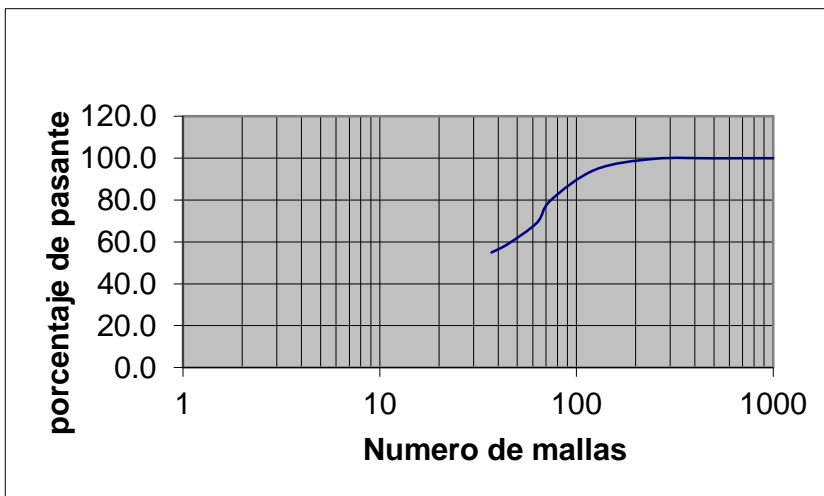
d_{80} (25 min): 170.6 mallas

3.4 Determinación del d_{80} a partir de la molienda de 30 min

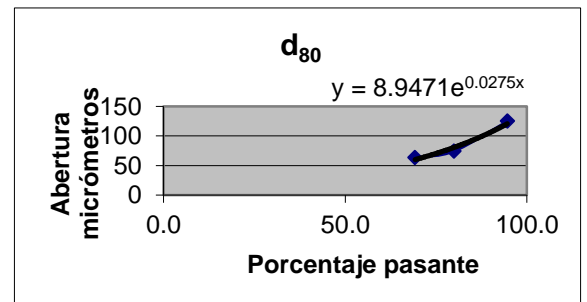
ANALISIS GRANULOMETRICO

Nro. Malla	Abertura, μm	Peso, g	peso, %	Acumulado retenido %	Acumulado Pasante %
10	2000	0.00	0.00	0.00	100.0
18	1000	0.04	0.02	0.02	100.0
35	500	0.13	0.05	0.07	99.9
60	250	0.55	0.22	0.29	99.7
120	125	12.64	5.16	5.45	94.6
200	74	35.95	14.66	20.11	79.9
230	63	26.23	10.70	30.81	69.2
325	45	24.74	10.09	40.90	59.1
400	37	10.11	4.12	45.02	55.0
-400		0.65	0.27	45.29	54.7
Lamas		134.15	54.71	100.00	0.0
Total		245.19		Cálculo del d_{80}	

Curva granulométrica:



abertura	%
125	94.6
74	79.9
63	69.2



coeficiente exponente
8.9471 0.0275

Interpolación:

80 Rta 3.743
Y= 80.75 **Micrómetros**

Interpolación			
b	200	74	A
X		80.75	E
d	170	88	C

d_{80} (30 min): 185.5 mallas

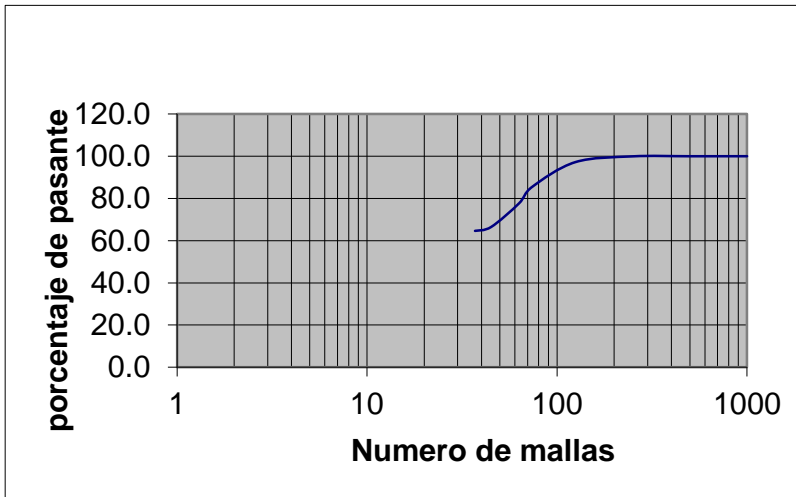
Determinación del d_{80} a partir de la molienda de 35 min

ANALISIS GRANULOMETRICO

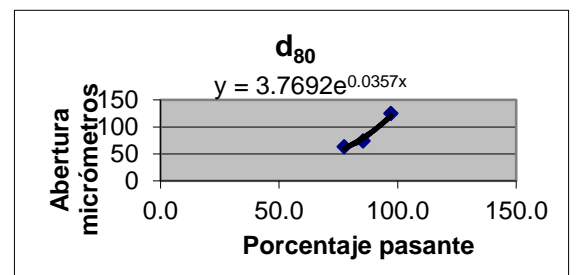
Nro. Malla	Abertura, μm	Peso, g	peso, %	Acumulado retenido %	Acumulado Pasante %
10	2000	0.00	0.00	0.00	100.0
18	1000	0.02	0.01	0.01	100.0
35	500	0.05	0.02	0.03	100.0
60	250	0.10	0.04	0.07	99.9
120	125	6.69	2.72	2.79	97.2
200	74	28.83	11.73	14.52	85.5
230	63	19.35	7.87	22.39	77.6
325	45	27.37	11.13	33.53	66.5
400	37	4.55	1.85	35.38	64.6
-400		0.81	0.33	35.71	64.3
Lamas		158.04	64.29	100.00	0.0
Total		245.81			

Calculo del d_{80} :

Curva granulométrica:



abertura	%
125	97.2
74	85.5
63	77.6



coeficiente exponente
3.7692 0.0357

Interpolación:

		Rta	3.743
80	Y=	65.55	Micrómetros
Interpolación			
b	200	63	A
X		65.55	E
d	230	74	C

d_{80} (35 min): 207.0 mallas

Anexo 4. Balances metalúrgicos de ensayos en mesa vibratoria

20 min (128.2 mallas) I			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	3	1.3485	4.0455
Concentrado	0.78746	1.032	0.81265872
Mixto	1.2926	4.726	6.1088276
Liviano	0.90266	0.836	0.75462376
E=C+M+L			RENDIMIENTO %
E=	4.0455		20.088
C+M+L	7.67611008		

20 min (128.2 mallas) II			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	3	1.3485	4.0455
Concentrado	0.78746	1.042	0.82053332
Mixto	1.2926	4.723	6.1049498
Liviano	0.90266	0.824	0.74379184
E=C+M+L			RENDIMIENTO %
E=	4.0455		20.283
C+M+L	7.66927496		

25 min (170.6 mallas) I			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	3	1.3485	4.0455
Concentrado	0.43585	1.806	0.7871451
Mixto	1.39395	0.945	1.31728275
Liviano	1.15194	0.83	0.9561102
E=C+M+L			RENDIMIENTO %
E=	4.0455		19.457
C+M+L	3.06053805		

25 min (170.6 mallas) II			
		Ley Au	
	Peso (kg)	(mg/kg)	mg Au
Entrada	3	1.3485	4.0455
Concentrado	0.43585	1.802	0.7854017
Mixto	1.39395	0.945	1.31728275
Liviano	1.15194	0.825	0.9503505
E=C+M+L			RENDIMIENTO %
E=	4.0455		19.414
C+M+L	3.05303495		

30 min (185.5 mallas) I			
		Ley Au	
	Peso (kg)	(mg/kg)	mg Au
Entrada	3	1.3485	4.0455
Concentrado	0.4114	1.571	0.6463094
Mixto	1.3174	0.934	1.2304516
Liviano	1.21304	0.818	0.99226672
E=C+M+L			RENDIMIENTO %
E=	4.0455		15.976
C+M+L	2.86902772		

30 min (185.5 mallas) I			
		Ley Au	
	Peso (kg)	(mg/kg)	mg Au
Entrada	3	1.3485	4.0455
Concentrado	0.4114	1.556	0.6401384
Mixto	1.3174	0.928	1.2225472
Liviano	1.21304	0.822	0.99711888
E=C+M+L			RENDIMIENTO %
E=	4.0455		15.823
C+M+L	2.85980448		

Anexo 5. Cálculo de rendimiento en ensayos de concentrador Knelson

Malla 170.6 (25 min de molienda)

1 PSI 25 min (I)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.0855	5.912	0.505476
Relave	1.888	0.968	1.827584
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		18.742
C+R=	2.33306		

1 PSI 25 min (II)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.0855	5.923	0.5064165
Relave	1.888	0.964	1.820032
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		18.777
C+R=	2.3264485		

2 PSI 25 min (I)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.06645	6.704	0.4454808
Relave	1.9246	1	1.9246
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		16.518
C+R=	2.3700808		

2 PSI 25 min (II)			
		Ley Au	
	Peso (kg)	(mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.06645	6.705	0.44554725
Relave	1.9246	0.994	1.9130524
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		16.520
C+R=	2.35859965		

3 PSI 25 min (I)			
		Ley Au	
	Peso (kg)	(mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.06225	4.904	0.305274
Relave	1.93775	0.794	1.5385735
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		11.319
C+R=	1.8438475		

3 PSI 25 min (II)			
		Ley Au	
	Peso (kg)	(mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.06225	4.889	0.30434025
Relave	1.788	0.8	1.4304
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		11.284
C+R=	1.73474025		

4 PSI 25 min (I)			
		Ley Au	
	Peso (kg)	(mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.0554	6.599	0.3655846
Relave	1.92095	0.879	1.68851505
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		13.555
C+R=	2.05409965		

4 PSI 25 min (II)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.0554	6.688	0.3705152
Relave	1.92095	0.875	1.68083125
E=C+R			RENDIMIENTO (%)
E=	2.697		13.738
C+R=	2.05134645		

Malla 185.5 (30 min de molienda)

1 PSI 30 min (I)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.0928	4.68	0.434304
Relave	1.88475	0.906	1.7075835
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		16.103
C+R=	2.1418875		

1 PSI 30 min (II)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.0928	4.671	0.4334688
Relave	1.88475	0.911	1.71700725
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		16.072
C+R=	2.15047605		

2 PSI 30 min (I)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.0749	5.052	0.3783948
Relave	1.84765	0.882	1.6296273
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		14.030
C+R=	2.0080221		

2 PSI 30 min (II)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.0749	5.041	0.3775709
Relave	1.84765	0.888	1.6407132
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		14.000
C+R=	2.0182841		

3 PSI 30 min (I)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.05505	10.97	0.6038985
Relave	1.9445	0.875	1.7014375
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		22.391
C+R=	2.305336		

3 PSI 30 min (II)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.05505	11.15	0.6138075
Relave	1.9445	0.855	1.6625475
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		22.759
C+R=	2.276355		

4 PSI 30 min (I)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.04735	5.301	0.25100235
Relave	1.9231	0.917	1.7634827
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		9.307
C+R=	2.01448505		

4 PSI 30 min (II)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.04735	5.323	0.25204405
Relave	1.9231	0.914	1.7577134
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		9.345
C+R=	2.00975745		

Malla 207 (35 min de molienda)

1 PSI 35 min (I)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.1002	1.941	0.1944882
Relave	1.8718	1.152	2.1563136
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		7.211
C+R=	2.3508018		

1 PSI 35 min (II)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.1002	1.962	0.1965924
Relave	1.8718	1.086	2.0327748
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		7.289
C+R=	2.2293672		

2 PSI 35 min (I)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.06755	4.988	0.3369394
Relave	1.8927	0.976	1.8472752
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		12.493
C+R=	2.1842146		

2 PSI 35 min (II)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.06755	4.998	0.3376149
Relave	1.8927	0.967	1.8302409
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		12.518
C+R=	2.1678558		

3 PSI 35 min (I)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.05325	7.489	0.39878925
Relave	1.94645	0.956	1.8608062
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		14.786
C+R=	2.25959545		

3 PSI 35 min (II)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.05325	7.489	0.39878925
Relave	1.94645	0.945	1.83939525
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		14.786
C+R=	2.2381845		

4 PSI 35 min (I)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.0443	8.159	0.3614437
Relave	1.9374	0.936	1.8134064
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		13.402
C+R=	2.1748501		

4 PSI 35 min (II)			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.3485	2.697
Concentrado	0.0443	8.165	0.3617095
Relave	1.9374	0.948	1.8366552
E=C+R			RENDIMIENTO %
E=	2.697		13.412
C+R=	2.1983647		

Anexo 6. Ley Recalculada para Knelson con doble ensayo.

1 PSI 25 min I				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	85.5	5.912	0.505476	29.15984087
B	76.1	4.905	0.3732705	21.53318532
A+B	161.6	5.43778775	0.8787465	50.69302618
R	1659.65	0.515	0.85471975	49.30697382
A+B+R	1821.25	0.95180027	1.73346625	100

1 PSI 25 min II				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	85.5	5.923	0.5064165	30.92488263
B	76.1	4.2675	0.30132818	18.40093766
A+B	156.11	5.174202	0.80774468	50.04058553
R	1659.65	0.5	0.829825	50.67417971
A+B+R	1815.76	0.9018646	1.63756968	100

2 PSI 25 min I				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	66.45	6.704	0.4454808	32.25070075
B	68.7	3.425	0.2352975	17.03442496
A+B	135.15	5.03720533	0.6807783	49.28512571
R	1648.3	0.425	0.7005275	50.71487429
A+B+R	1783.45	0.77451333	1.3813058	100

2 PSI 25 min II				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	66.45	6.705	0.44554725	27.47324302
B	68.7	3.445	0.2366715	14.59358942
A+B	135.15	5.04786349	0.68221875	42.06683244
R	1648.3	0.57	0.939531	57.93316756
A+B+R	1783.45	0.90933289	1.62174975	100

1 PSI 30 min I				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	92.8	4.68	0.434304	20.61116794
B	92.8	1.46	0.135488	6.429979743
A+B	185.6	3.07	0.569792	27.04114768
R	1618.25	0.95	1.5373375	72.95885232
A+B+R	1803.85	1.168129	2.1071295	100

1 PSI 30 min II				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	92.8	4.671	0.4334688	19.83941685
B	92.8	1.435	0.133168	6.094961075
A+B	185.6	3.053	0.5666368	25.93437793
R	1618.25	1	1.61825	74.06562207
A+B+R	1803.85	1.2112353	2.1848868	100

3 PSI 30 min I				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	55.05	10.97	0.6038985	22.49647409
B	60.9	4.545	0.2767905	10.31102133
A+B	115.95	7.59542044	0.880689	32.80749542
R	1639.75	1.1	1.803725	67.19250458
A+B+R	1755.7	1.52897078	2.684414	100

3 PSI 30 min II				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	55.05	11.15	0.6138075	22.9913979
B	60.9	4.545	0.2767905	10.36774644
A+B	115.95	7.68087969	0.890598	33.35914434
R	1639.75	1.085	1.77912875	66.64085566
A+B+R	1755.7	1.52060531	2.66972675	100

3 PSI 35 min I				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	53.25	7.489	0.39878925	19.51326117
B	53.95	4.95	0.2670525	13.06721577
A+B	107.2	6.21121035	0.66584175	32.58047694
R	1660.05	0.83	1.3778415	67.41952306
A+B+R	1767.25	1.15642	2.04368325	100

3 PSI 35 min II				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	53.25	7.489	0.39878925	18.49408395
B	53.95	5.0375	0.27177313	12.60363711
A+B	107.2	6.25524604	0.67056238	31.09772106
R	1660.05	0.895	1.48574475	68.90227894
A+B+R	1767.25	1.22014832	2.15630713	100

4 PSI 35 min I				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	44.3	8.159	0.3614437	15.678255
B	47.6	4.685	0.223006	9.673276735
A+B	91.9	6.35962677	0.5844497	25.35153173
R	1695.5	1.015	1.7209325	74.64846827
A+B+R	1787.4	1.28979646	2.3053822	100

4 PSI 35 min II				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	44.3	8.165	0.3617095	13.63282164
B	47.6	4.685	0.223006	8.405090333
A+B	91.9	6.36251904	0.5847155	22.03791197
R	1695.5	1.22	2.06851	77.96208803
A+B+R	1787.4	1.484405	2.6532255	100

Anexo 7. MÉTODO COMBINADO

Mesa Vibratoria:

20 min (128 mallas) I			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	13.5	1.3485	18.20475
Concentrado	2.02148	1.294	2.61579512
Mixto	7.41515	0.43325	3.212613738
Liviano	3.98738	0.261	1.04070618
E=C+M+L			RENDIMIENTO (%)
E=	18.20475		14.369
C+M+L	6.86911504		

Ensayo en Knelson 1

1 PSI 25 min (I) 170 #			
	Peso (kg)	Ley Au (mg/kg)	mg Au
Entrada	2	1.294	2.588
Concentrado	0.10375	16.99	1.7627125
Relave	1.86651	0.998	1.86277698
E=C+R			RENDIMIENTO (%)
E=	2.588		68.111
C+R=	3.62548948		

Ensayo en Knelson 2 (Ley recalculada)

1 PSI 25 min				
ENSAYOS	PESOS (g)	LEY (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	103.75	16.99	1.7627125	54.41786974
B	82.6	3.53	0.291578	9.001498329
A+B	186.35	11.0238288	2.0542905	63.41936807
R	1680.15	0.70525	1.184925788	36.58063193
A+B+R	1866.5	1.73544939	3.239216288	100

Anexo 8. MINERALOGÍA

Patrón gráfico para determinación de porcentaje de minerales

84

Geología práctica

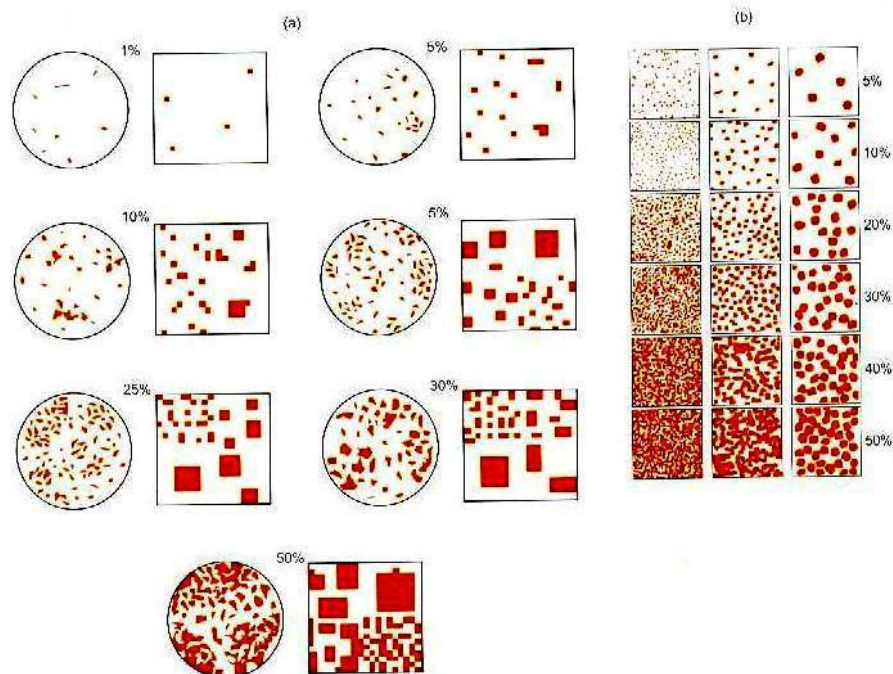
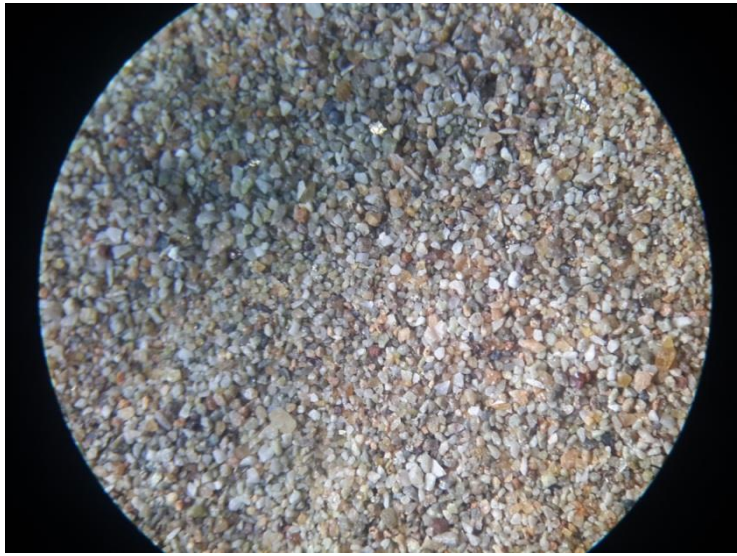
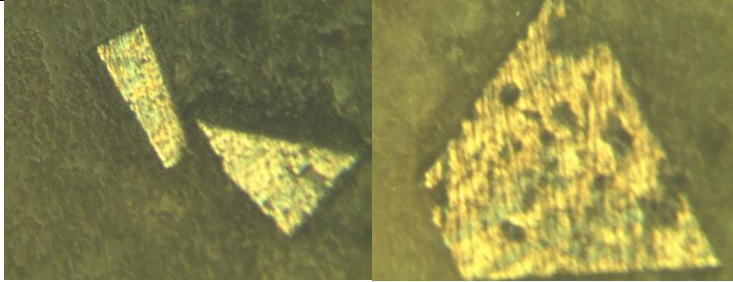
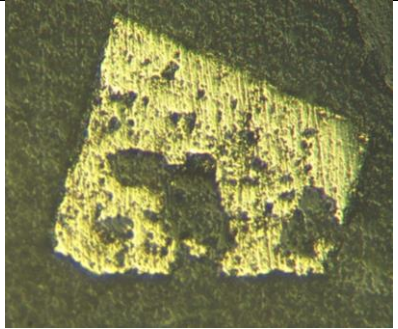
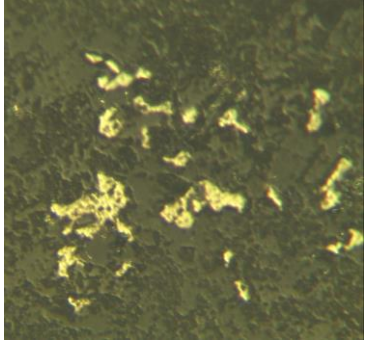
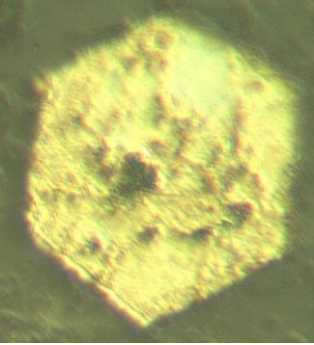
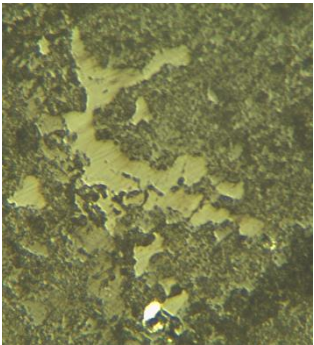


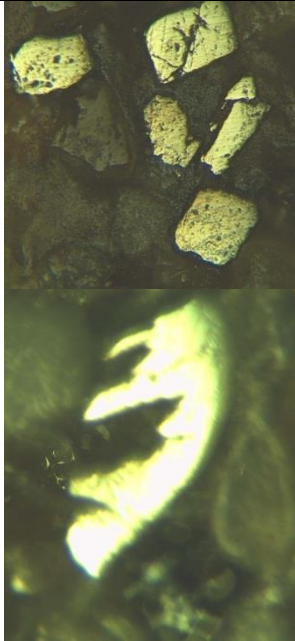
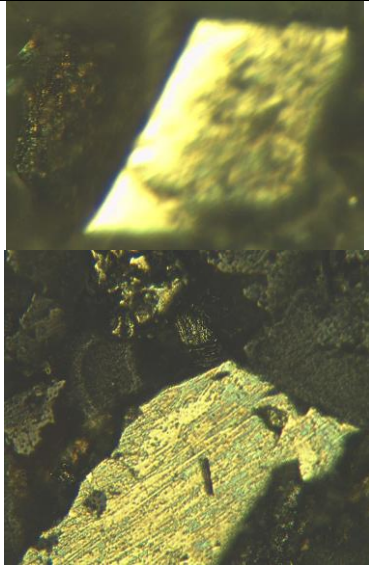
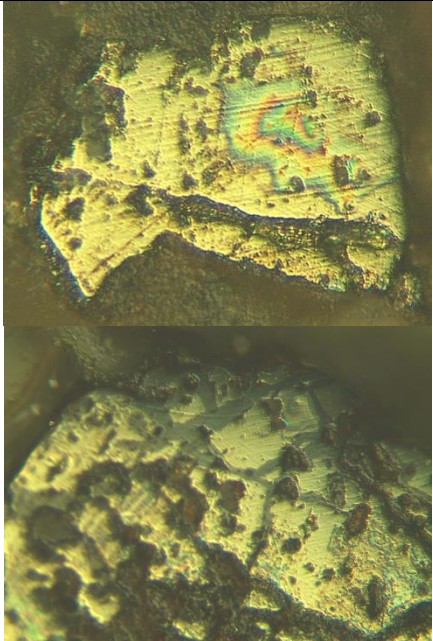
FIGURA 8.1 Diagramas de estimación de porcentajes en análisis modal. (a) Realizados por comparación visual (círculo) y mediante ordenador (cuadrados). (b) Estimación visual de porcentajes variando el tamaño de los componentes observados.

Fichas de mineralogía de muestras.

"RECUPERACIÓN DE ORO POR GRAVIMETRÍA DEL MINERAL PROVENIENTE DEL DISTRITO MINERO NAMBIJA "CONDominio NORTE"		
Alumna:	Yadira Marisol Enríquez Vera	
Titulación:	Ingeniería en Geología y Minas	
Tutor:	Mgs. Ing. Víctor Sanmartín Gutiérrez.	
Análisis Mineralógico de material de Nambija condominio norte		
COMPOSICIÓN MINERALÓGICA		
Muestra analizada	Mineral	Porcentaje
	Cuarzo	25%
	Granates	17%
	Limonita	15%
	Calcita	10%
	Hematita	10%
	Pirita	7%
	Epidota	5%
	Piroxeno	4%
	Plagioclasa	4%
	Olivino	3%
<p>Descripción: Roca metamórfica de skarn, donde predominan minerales como el cuarzo, granates de color marrón claro; amarillo y óxidos de hierro. Existe baja cantidad de pirita y minerales magnéticos.</p>		

"RECUPERACIÓN DE ORO POR GRAVIMETRÍA DEL MINERAL PROVENIENTE DEL DISTRITO MINERO NAMBIJA "CONDOMINIO NORTE"	
Alumna:	Yadira Marisol Enríquez Vera
Titulación:	Ingeniería en Geología y Minas
Tutor:	Mgs. Ing. Víctor Sanmartín Gutiérrez.
Análisis Mineralógico de material de Nambija Condominio Norte	
ANÁLISIS DE SECCIÓN PULIDA-ROCA	
SECCIÓN 1	
Mineral	Porcentaje
Pirita	2%
Pirrotina	5%
Bornita	1%
Minerales de roca	92%
FOTOGRAFÍAS	
	
Observación: Cristales eudrales de pirita que presenta diversas formas. No presenta maclado. Observación con objetivo 20x de aumento. Nicoles paralelos.	Observación: Pirita con inclusiones de bornita. Alrededor minerales de cuarzo y ganga.

“RECUPERACIÓN DE ORO POR GRAVIMETRÍA DEL MINERAL PROVENIENTE DEL DISTRITO MINERO NAMBIJA “CONDOMINIO NORTE”		
Alumna:	Yadira Marisol Enríquez Vera	
Titulación:	Ingeniería en Geología y Minas	
Tutor:	Ing. Víctor Sanmartín Gutiérrez.	
Análisis Mineralógico de material de Nambija Condominio Norte		
ANÁLISIS DE SECCIÓN PULIDA-ROCA		
SECCIÓN 2		
Mineral	Porcentaje	
Pirita	8%	
Pirrotina	12%	
Minerales de roca	80%	
FOTOGRAFÍAS		
		
Observación: Pirita que se encuentra diseminada, se ha formado luego de la pirrotina. Observación con objetivo 10x y nicoles paralelos.	Observación: Cristal euhedral de pirita mostrando su color característico y su isotropía. Observación con objetivo de alto aumento (50x) con luz reflejada y nicoles paralelos.	Observación: Pirrotina con formas irregulares. Posee dureza 4 y un pulido muy bueno. Observación con lente 10x y nicoles paralelos.

RECUPERACIÓN DE ORO POR GRAVIMETRÍA DEL MINERAL PROVENIENTE DEL DISTRITO NAMBIJA CONDOMINIO NORTE.		
Alumna:	Yadira Marisol Enríquez Vera	
Titulación:	Ingeniería en Geología y Minas	
Tutor:	Mgs. Ing. Víctor Sanmartín Gutiérrez.	
Análisis Mineralógico de material de Nambija Condominio Norte		
ANÁLISIS DE SECCIÓN PULIDA-SEDIMENTOS		
SECCIÓN 3		
Mineral	Porcentaje	
Pirita	30%	
Calcopirita	5%	
Pirrotina	5%	
Minerales de roca	60%	
FOTOGRAFÍAS		
		
Observación: La pirita muestra un poder de reflectividad muy alto.	Observación: Pirita y calcopirita. La calcopirita se encuentra en estado de oxidación.	Observación: Pirita con inclusiones de bornita. Observación con objetivo de aumento a 20x y nicols paralelos.

Análisis mineralógico con Difractometría de Rayos X.

Commander Sample ID- Nambija Norte

