



INSTITUTO POLITÉCNICO NACIONAL

ESCUELA SUPERIOR DE INGENIERIA QUIMICA E INDUSTRIAS EXTRACTIVAS

**“RECUPERACION GRAVIMETRICA DE Au EN EL PROCESO
DE FLOTACIÓN DE SULFUROS MASIVOS”**

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:

ING. EN METALÚRGIA Y MATERIALES

P R E S E N T A :

EDGARDO MANUEL ROBERTO

DIRECTOR. M. en C JESÚS SALVADOR MEZA ESPINOZA



Diciembre 2015



SECRETARÍA
DE
EDUCACIÓN PÚBLICA

INSTITUTO POLITÉCNICO NACIONAL
ESCUELA SUPERIOR DE INGENIERÍA QUÍMICA E INDUSTRIAS EXTRACTIVAS
DEPARTAMENTO DE EVALUACIÓN Y SEGUIMIENTO ACADÉMICO



T-079-14

México, D. F., 22 de junio del 2015.

Al C. Pasante:
EDGARDO MANUEL ROBERTO
PRESENTE

Boleta:
2004320251

Carrera:
IMM

Generación:
2003-2007

Los suscritos tenemos el agrado de informar a usted, que habiendo procedido a revisar el borrador de la modalidad de titulación correspondiente denominado:

"Recuperación gravimétrica de Au en el proceso de flotación de sulfuros masivos"

encontramos que el citado Trabajo de **Tesis Individual**, reúne los requisitos para autorizar el Examen Profesional y **PROCEDER A SU IMPRESIÓN** según el caso, debiendo tomar en consideración las indicaciones y correcciones que al respecto se le hicieron.

Atentamente

JURADO

M. en C. Jesús Salvador Meza Espinoza
Presidente

Dr. Elias Rangel Salinas
Secretario

M. en C. Humberto Ángel Concha Pérez
1er. Vocal

Dr. Ricardo Gerardo Sánchez Alvarado
2º Vocal

Dr. Ezequiel Cruz Sánchez
3er. Vocal

c.c.p.- Expediente
GATA/trcr



SECRETARÍA
DE
EDUCACIÓN PÚBLICA

INSTITUTO POLITÉCNICO NACIONAL
ESCUELA SUPERIOR DE INGENIERÍA QUÍMICA E INDUSTRIAS EXTRACTIVAS
DEPARTAMENTO DE EVALUACIÓN Y SEGUIMIENTO ACADÉMICO



T-079-14

México, D. F., 02 de julio del 2014.

Al C. Pasante:
EDGARDO MANUEL ROBERTO

Boleta: Carrera: Generación:
2004320251 IMM 2003-2007

Mediante el presente se hace de su conocimiento que este Departamento acepta que el C. M. en C. **Jesús Salvador Meza Espinoza**, sea orientador en el tema que propone usted desarrollar como prueba escrita en la opción **Tesis Individual**, con el título y contenido siguiente:

"Recuperación gravimétrica de Au en el proceso de flotación de sulfuros masivos".

Resumen.
Introducción.
I.- Generalidades.
II.- Desarrollo experimental.
III.- Resultados.
IV.- Análisis y discusión de resultados.
Conclusiones.
Bibliografía.
Anexos.

Se concede un plazo máximo de un año, a partir de esta fecha, para presentarlo a revisión por el Jurado asignado.

M. en C. **Humberto Ángel Concha Pérez**
Presidente de la Academia de
Metalurgia Extractiva.

M. en C. **Jesús Salvador Meza Espinoza**
Director de Tesis
Ced. Prof. 1415024

Lic. **Guillermo Alberto de la Torre Arteaga**
Jefe del Departamento de Evaluación y
Seguimiento Académico

Dr. **Ricardo Gerardo Sánchez Alvarado**
Subdirector Académico Interino

c. c. p.- Control Escolar.
GATA/rcr

Dedicatorias:

A mis padres.

Eleuterio Manuel García y Victoriana Roberto Ascencio que desde mi existencia me brindaron el amor de padres y supieron inculcarme los valores para ser la persona que soy.

A mis hermanos (as).

A mis hermanas Sandra, Alejandra Mireya, Cinthya y Luz María que me han mostrado sus cualidades y capacidades como mujer.

A mis hermanos Eleuterio y Marcos que espero ser ejemplo y de los que espero se desarrollen académicamente y sobresalgan en sus metas.

A mis amigos.

Jesús Vargas, L. Dante Meléndez, Pedro Román y David Moreno que me acompañaron en la preparación profesional, personal y han sabido brindarme su amistad.

Juan Manuel Navarrete López y Adalberto Gaspar León que tomaron caminos diferentes y aun así han sabido corroborar su amistad.

Ewald Cruz, Isael Carbajal, Salvador Sarabia y Antonio Cuevas por compartir retos, logros y momentos difíciles en mi instancia de Minera Tizapa.

Agradecimientos:

A mis padres.

Porque incondicionalmente me apoyaron con dedicación y esfuerzo, brindándome la oportunidad de desarrollarme profesionalmente aun con las limitaciones que se llegaron a presentar y que ellos supieron manejar.

A mis maestros (as).

Que a lo largo de toda mi formación supieron desempeñar su sabiduría para instruirme con los conocimientos en los que hoy puedo destacar, y reconocerles el valor de la enseñanza.

Al Profesor M.C. Salvador Meza Espinoza que fue parte de mi formación, por permitirme trabajar en este proyecto y apoyarme en la realización del mismo.

A los Ing's. Alfredo Ibarra Alvares y Mario Ochoa Rodríguez por darme la oportunidad de iniciarme como profesionista en el ámbito laboral.

Al Ing. Gabriel Santana Palomera por compartir parte de su experiencia, apoyarme en mis actividades profesionales y brindarme su amistad.

Al Sr Mario Cruz Lujano que ha sido compañero y ejemplo de superación en el trabajo.

Al Sr Salvador Sarabia Pedraza que ha sido compañero y amigo desde mi inicio profesional y me apoyo al desarrollo de este trabajo.

INDICE

RESUMEN.....	8
INTRODUCCION.....	9
Breve descripción del proceso.	10
Objetivo.	12
Metas.....	13
Hipótesis.....	13
I. GENERALIDADES.	14
1.1. El oro (Au) como elemento. ^[3]	14
1.2 Asociaciones del oro (Au). ^[4]	14
1.3. Antecedentes. ^[1]	15
1.4. Estudio de Oro libre (GRG) abril 2005 con mineral del yacimiento Tizapa. ^[2]	16
1.6. Procesamiento de minerales de oro (Au). ^[4]	20
1.7. Refinación del oro (Au). ^[4]	21
1.8. Algunas tendencias recientes en el procesamiento de minerales de oro (Au). ^[4]	22
1.9. Consideraciones teóricas para la recuperación de oro (Au) por métodos gravimétricos. ^[7]	23
1.9.1. Principios de la concentración gravimétrica. ^[7].....	24
1.9.2 Concentradores gravimétricos. ^[7].....	28
A). Pulsadoras o Jigs. ^[7]	29
B). Canales ahusados y conos. ^[7].....	38
C). Espirales. ^[7].....	40
D). Separación en corrientes longitudinales. ^[7].....	42
E). Concentradores centrífugos. ^[8]	44
2. DESARROLLO EXPERIMENTAL	52
2.1 Equipo y parámetros de operación.	52
2.2 Variables de experimentación.....	52
2.3 Metodología de experimentación.	53
3. ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS.....	56
A. Resultados.	56
A.1 Pruebas con muestras del flujo de colas de los Knelson XD-20 en planta...56	56

A.2 Pruebas con gruesos de remolienda de Zn.	56
a. Pruebas variando la gravedad (G's).....	56
b. Pruebas variando la alimentación.	56
A.3 Pruebas con colas de la columna de plomo.	57
a. Pruebas variando el flujo de agua de lavado.	57
b. Pruebas variando la alimentación.	57
B. Análisis y discusión.....	58
B.1 Pruebas con muestras del flujo de colas de los Knelson XD-20.	58
.....	58
.....	58
B.2 Pruebas con gruesos de remolienda de Zn	59
a. Pruebas variando la gravedad.	59
b. Pruebas variando la alimentación.	60
B.3 Pruebas con colas de la columna de plomo.	61
a. Pruebas variando el flujo del agua de lavado.	61
b. Pruebas variando la alimentación.	62
4. CONCLUSIONES.....	63
5. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	66
6. ANEXOS.	67

RESUMEN.

La importancia de la minería radica en el conjunto de beneficios que se desprenden de esta actividad, como la generación de empleos, divisas, las inversiones, el crecimiento en conjunto de esta actividad con su cadena de valor y la importante aportación al desarrollo cultural de nuestro país, los beneficios sociales de la minería se extienden en 24 de los 32 estados de la República donde existe minería gracias al rico potencial minero de México y que ocupa los primeros 10 lugares en la producción de 18 minerales en los que destaca como el principal productor de plata y el décimo productor de oro a nivel mundial.

Para la recuperación de Au a partir de minerales asociados y considerando que actualmente los yacimientos donde se extrae tienen leyes relativamente bajas que van desde 1 a 2 g/ton, los procesos más usados son la cianuración, concentración gravimétrica y la flotación. En algunos se usa la combinación de estos ya que un proceso por sí solo puede ser ineficiente y no se obtendría la recuperación esperada, la concentración gravimétrica juega un papel muy importante ya que aparte de ser un proceso ecológico tiene un alcance mayor que la flotación para partículas de mayor densidad y tamaño, y se puede emplear para concentrar a partir de leyes bajas a concentrados de mayor ley donde los procesos de refinación son más eficaces.

En el presente trabajo se pretende determinar si es posible recuperar Au gravimétricamente con muestras tomadas de los circuitos de flotación de una Unidad Minera. La experimentación será realizada con un concentrador centrífugo de la marca KNELSON, que consiste de un cono perforado con anillos internos y que gira a alta velocidad, la alimentación es introducida como pulpa en la parte central del cono formándose un flujo de volumen constante en los anillos internos, los cuales retienen las partículas más pesadas, mientras que las más ligeras son arrastradas por un flujo de agua hacia la parte superior del cono y enviadas al área de descarga de colas.

En la experimentación realizada se observó que al incrementar la fuerza centrífuga se puede obtener mayor recuperación de partículas finas, sin embargo los concentrados obtenidos no resultan de la calidad deseada por la compactación en el cono de partículas ligeras sin valor que se adhieren al cono por el mismo incremento gravitacional, para este problema se analizó también el incremento del flujo de agua en el sistema para contrabalancear la fuerza centrífuga y desprender del cono las partículas más ligeras que por lo general no tienen valores. Otra variable que se analizó fue el incremento de la alimentación y de la que se determinó que al incrementarse se obtiene mejores concentraciones obteniendo una recuperación máxima y que al continuar alimentando después de este punto no se tendrá mayor recuperación y la tendencia será a decrecer.

INTRODUCCION.

El proceso de concentración Au de Minera Tizapa es realizado por gravimetría-flotación. Los elementos beneficiados en orden de producción son Zn, Pb, Cu, Ag y Au. La flotación se realiza en tres etapas donde en un primer circuito se concentra Pb-Cu y se envía a una separación Pb-Cu, deprimiendo Pb y Flotando Cu, las colas de este circuito alimentan al circuito de Zn para la concentración del mismo, los valores obtenidos se muestran en el siguiente balance metalúrgico.

Producto	ENSAYE						DISTRIBUCION					
	Au	Ag	%				Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe
Cabeza	1.65	218	1.22	5.73	0.32	33.63	100	100	100	100	100	100
Conc Pb	26.29	3,847	21.92	11.91	4.22	21.82	61.81	68.44	69.69	8.05	51.70	2.51
Conc Zn	0.83	182	0.83	51.44	0.44	10.45	4.67	7.71	6.29	82.97	12.92	2.87
Conc Cu	17.30	9,718	11.20	1.78	25.71	24.03	3.82	16.23	3.34	0.11	29.56	0.26
Colas Finales	0.57	19	0.29	0.59	0.02	36.67	29.70	7.62	20.67	8.86	5.82	94.36

Balance metalúrgico.

Variable	Recuperación
Oro	70.297
Plata	92.381
Plomo	69.690
Zinc	82.971
Cobre	81.260

Recuperaciones vendibles

Por el método gravimétrico se recupera concentrado de Au con dos concentradores gravimétricos del tipo centrífugos (Knelson XD-20) donde la alimentación es la carga recirculante del circuito de molienda por lo que hay una pre-concentración incrementando la ley de Au con respecto a cabeza, concentrando leyes de 1200 g/ton Au en promedio.

Este concentrado es mixturado con el concentrado de Pb aportando en promedio un 20 % de la recuperación total de Au.

La concentración gravimétrica se tiene principalmente en el Au, en los demás elementos no se obtiene recuperaciones significativas, es por eso que éste trabajo se enfoca a recuperar al Au gravimétrico.

En base a los balances metalúrgicos un 30 % de Au no es recuperado y se envía a la presa de jales como colas finales, por lo que se pretende determinar si aún hay oro recuperable por el método de gravimetría.

Breve descripción del proceso.

a). Circuitos de Trituración y molienda: Se recibe mineral de la mina en una parrilla donde se pica con un martillo mecánico para hacer pasar las fracciones gruesas por debajo de 20" alimentando a una quebradora primaria que reducirá a un tamaño promedio de 4" y se almacenara en un stock pile para alimentar a la molienda. Con un set point de 113 ton/hr de alimentación a un molino de 20'X9' que opera de forma autógena (AG) se muele el mineral, con una criba a la salida del molino se clasifica los gruesos por arriba de 3/8" y se retornan al molino, las partículas a $-3/8"$ son enviadas a un hidrociclón D-20 con una dilución de 60% de sólidos y la clasificación de finos se envían a flotación mientras que los gruesos alimentan a la etapa de remolienda. En la etapa de Molinos de bolas se encuentran dos en circuito paralelo de 10.5' X 13', operan con bolas de 2", la descarga es diluida a 60% de sólidos y se envían a una batería de hidrociclones D-10 donde las partículas finas (90% a -200 mallas) se envían a flotación y las partículas gruesas retornan como carga recirculante al los Molinos de bolas. En la etapa de clasificación de los Molinos de bolas en los hidrociclones se distribuye un flujo que es el que alimenta un concentrador Knelson XD-20 previamente clasificado por una criba vibratoria de 10' x 5' con abertura de 9 mm y las colas de este retornan a la etapa de clasificación, esto es para cada Molino de bolas, como se observa en la figura 1.

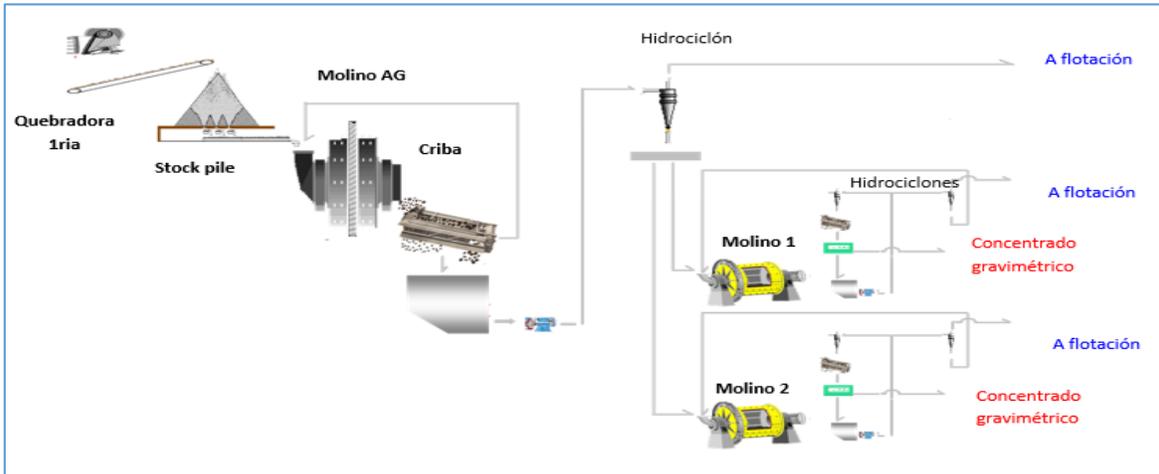


Fig. 1. Diagrama de molienda y concentradores Knelson XD – 20

b). Circuitos de flotación Pb-Cu y Zn: Después de la etapa de acondicionamiento se dosifica reactivo selectivo para las especies minerales de Galena y Calcopirita, este reactivo les cambia la polaridad (hidrofóbicos) y espumante para aumentar la

tensión superficial de la burbuja, entrando a la etapa de flotación llamada Pb-Cu, aquí por medio de celdas las cuales mezclan la pulpa con aire se lleva la selectividad del mineral de valor, obteniéndose un concentrado Galena-Calcopirita, la etapa subsiguiente es llevar acabo la separación Galena-Calcopirita, para obtener 2 concentrados esto se lleva acabo deprimiendo la Galena bajando el pH de la pulpa con SO₂ de 4 a 3, se obtiene 2 concentrados de Galena y Calcopirita, como se observa en la figura 2.

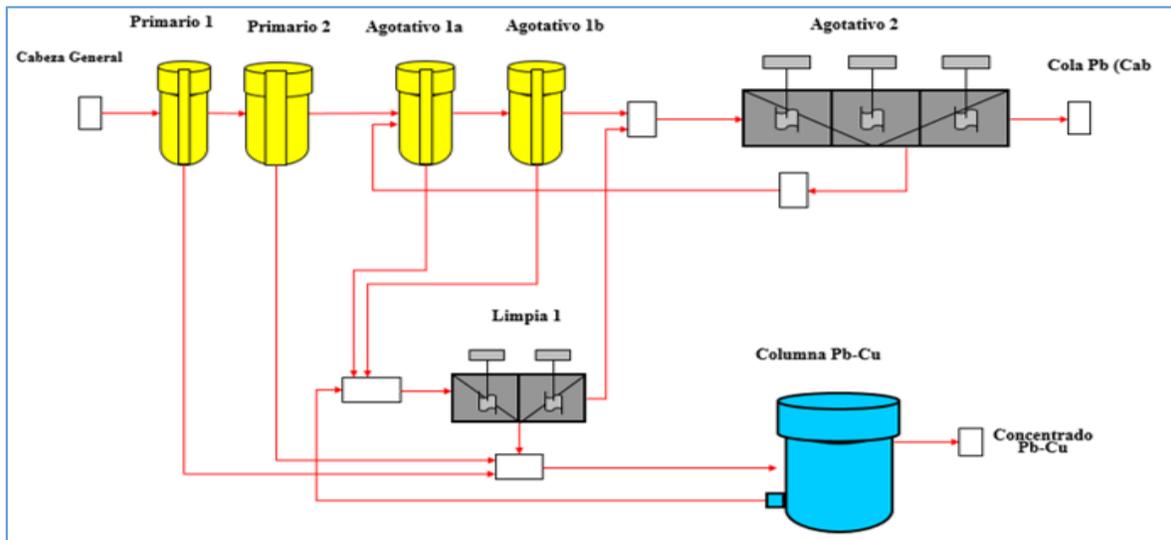


Fig. 2. Diagrama Circuito Pb – Cu

La tercera etapa se lleva acabo con el subproducto de la Flotación Plomo-Cobre, que es enviada al circuito de Zinc, en esta etapa se dosifica CaOH, para subir el pH de 6.5 a 8.0, así como sulfato de cobre, Xantato (isopropilico de sodio) y espumante, teniendo una etapa de acondicionamiento para después enviar a celdas de flotación las cuales mezclan la pulpa con aire y se lleva la selectividad del mineral de valor, Obteniéndose un concentrado de esfalerita, como se observa en la figura 3.

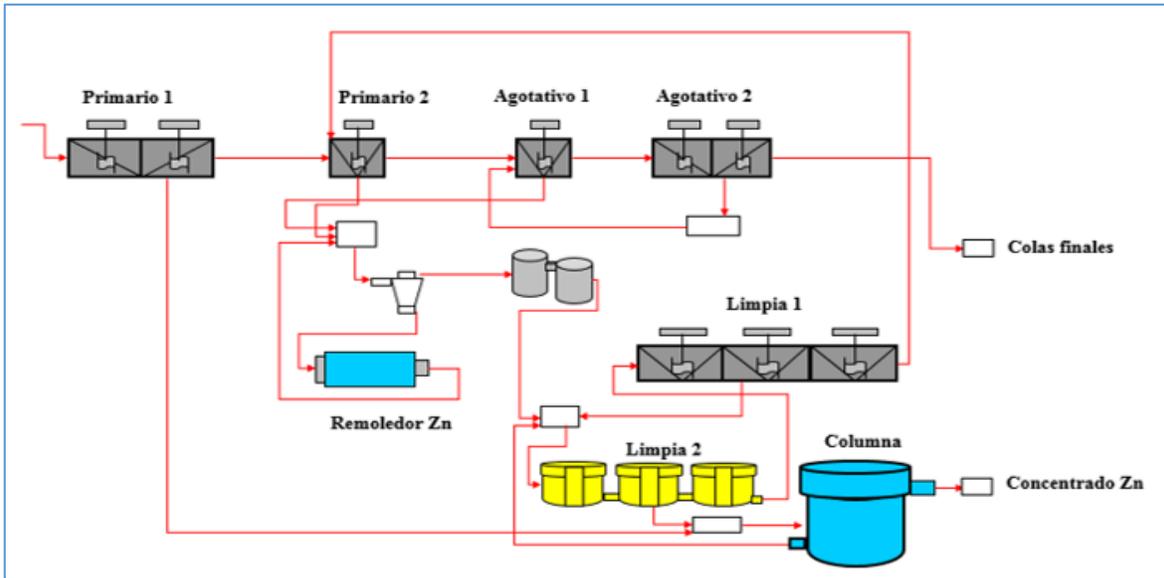


Fig. 2. Diagrama Circuito Zn

Justificación.

Actualmente en este proceso se recupera el 20 % Au por concentradores gravimétricos que operan a su máxima capacidad por lo que parte del Au gravimétrico es remolido y enviado a flotación donde se recupera otro 50% y donde se hace un compuesto de concentrado de plomo por flotación y concentrado gravimétrico resultando un promedio de 22% Pb y 25 g/ton Au. En base a muestreos realizados en concentradores Knelson XD-20 y flujos de flotación hay contenidos de oro que tienen una ley considerable para intentar recuperar en estos intermedios que generan una recirculante y que al final tienen una salida hacia las colas finales donde ya no se tiene un proceso para la recuperación de este oro. Por lo tanto en este trabajo se quiere determinar si aún es posible la recuperación de oro en dos principales flujos intermedios, colas de la columna de plomo y gruesos de remolienda de zinc usando un concentrador centrífugo de laboratorio (KC-MD3).

Objetivo.

El objetivo fundamental del presente trabajo es el de concentrar Au gravimétrico con muestras del proceso, promover la instalación de más concentradores gravimétricos que puedan incrementar la recuperación de Au sin afectar la flotación selectiva.

Metas.

Las principales metas que se plantearon son:

1. Verificar si es posible la concentración de Au gravimétrico con muestras tomadas de flotación.
2. Analizar las variables que tienen mayor influencia en partículas finas para la concentración gravimétrica con centrífugas.
3. Analizar con cual flujo de flotación que se propuso para este trabajo se puede lograr mejor concentración de Au.

Hipótesis.

Se planteó la siguiente hipótesis:

Es posible concentrar Au de los flujos de flotación gravimétricamente ya que se tiene una concentración gravimétrica en la etapa de molienda y el cual no se logra recuperar al 100%, observándose leyes considerables de Au en flujos de flotación recirculantes.

De esta manera podemos vislumbrar mejor la hipótesis planteada en base a las Tablas I y II, de balances de los concentradores XD-20 y ensayos de los flujos de flotación que se muestran a continuación.

Tabla I. Eficiencia de concentradores gravimétricos XD-20

	Alimentación	Solidos de Alimentación	Solidos Colas	Solidos Concentrado	Ley de cabeza	Ley de Concentrado	Ley de Cola	Recuperación de Au	Eficiencia (Au)
	Kg	%	%	g	g/T	g/T	g/T	g	%
Concentrador K1	10.000	63.34	48.06	16800.00	17.58	1105.00	12.10	18.56	31.54
Concentrador K2	10.000	65.88	55.10	16500.00	10.38	1234.00	7.39	20.36	29.04

Tabla II. Leyes de flujos intermedios en flotación

Corriente	Flujo masico	Leyes				
	T / Hr	Au (g/T)	Ag (g/T)	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)
Medios limpia 1 circuito Pb-Cu	44.88	3.05	302	3.40	11.98	0.52
Medios limpia 2 circuito Pb-Cu (columna)	18.20	5.57	722	6.33	8.36	1.16
Alimentacion a remolienda circuito de Zn	63.03	4.70	129	0.92	15.11	0.29
Gruesos de remolienda circuito de Zn	30.71	7.00	124	1.05	10.68	0.25

I. GENERALIDADES.

1.1. El oro (Au) como elemento. ^[3]

El oro es un elemento químico de número atómico 79, situado en el grupo 11 de la tabla periódica, es un metal precioso blando de color amarillo. Su símbolo es Au (del latín aurum, brillante amanecer). Es un metal de transición blando, brillante, amarillo, pesado, maleable y dúctil. El oro no reacciona con la mayoría de los productos químicos, pero es sensible al cloro y al agua regia.

1.2 Asociaciones del oro (Au). ^[4]

La mayoría de oro se produce como metal nativo, ciertos minerales son característicamente asociados con el oro, y los más importantes son la pirita (FeS_2), galena (PbS), arsenopirita ($FeAsS$), estibina (Sb_2S_3), pirrotita ($Fe_{1-x}S_2$) y calcopirita ($CuFeS_2$). Varios minerales de selenio y magnetita (Fe_3O_4) también pueden estar presente.

En Witwatersrand Sudáfrica, uraninita (UO_2), y en menor medida, thucholite (una mezcla variable de hidrocarburos, uraninita y sulfuros) están asociados con el mineral de oro; el uranio se recupera como un subproducto.

El oro tiene afinidad por telurio y forma dos principales minerales: calaverita ($AuTe_2$), y silvanita [$(Au, Au)Te_2$]. Fue en estos minerales que el telurio se descubrió primero. Por otra parte, se produce con paladio (Pd) como porpezita (Au que contiene 5-10% de Pd, y con el rodio como resinrhodite (Au, Rh). Ubicados en depósitos, puede estar presente como diminutas partículas o grandes pepitas. En ciertos minerales conocidos como minerales refractarios, el oro está asociado con minerales de sulfuros en un estado muy finamente dividido.



Fig. 4. Oro nativo y sulfuro masivo compuesto de Pirita, Arsenopirita, calcopirita, galena.

1.3. Antecedentes. [1]

Minera Tizapa se encuentra dentro del municipio de Zacazonapan en la posición Sur-oeste del Estado de México, a 67 km al Sur-oeste en línea recta de la ciudad de Toluca de Lerdo y a 4 km al Sur-este de la cabecera municipal de Zacazonapan. Tizapa se encuentra a los $19^{\circ}02'$ de latitud norte y $100^{\circ}13'$ de latitud oeste, la elevación de la obras de acceso al interior de la mina se encuentra a la elevación 1226 m.s.n.m., en la figura 5, se muestra la ubicación de la mina.

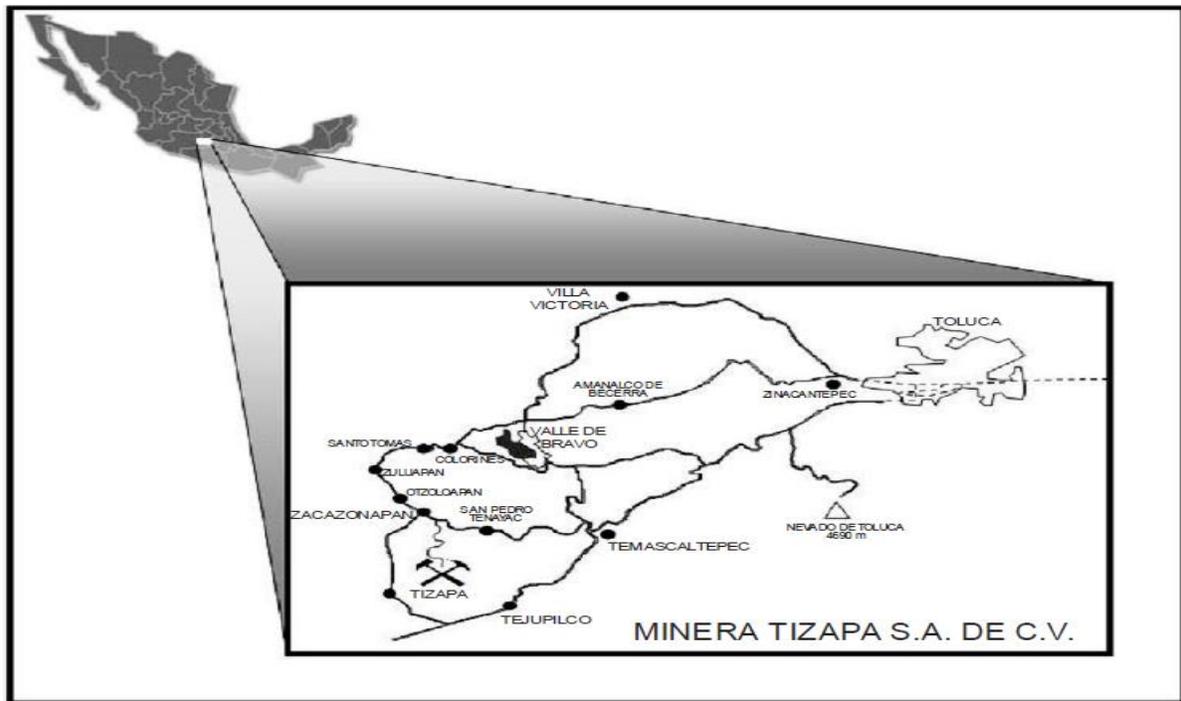


Fig. 5. Ubicación de la Mina

En agosto de 1994 se inician las operaciones en la planta concentradora con una capacidad de 240,000 toneladas por año y después de realizar dos ampliaciones la capacidad actual de la planta concentradora es de 800,000 toneladas por año.

El sulfuro más abundante en los mantos es la pirita que se presenta como un mosaico fracturado en cuyos intersticios están emplazados otros sulfuros, intercrecida con la esfalerita, exhibe reemplazamiento con parte de arsenopirita. El 78% de los sulfuros masivos es pirita. La esfalerita es el segundo mineral de sulfuro en abundancia, presentándose en cristales anhedrales diseminados en conjunto con pirita euedral, cristales anhedrales formando una matriz y alojando cristales de pirita, exhibe reemplazamiento de galena, tetraedrita-freibergita y como inclusiones globulares en la pirita. La esfalerita presenta contactos irregulares con la galena y reemplaza parcialmente a la pirita. El 12% de los sulfuros es esfalerita. La galena es la mena principal de plomo, se presenta como cristales anhedrales ocupando los intersticios, intercrecida mutuamente con la esfalerita y en ocasiones reemplazando a la calcopirita y también como inclusiones globulares en la pirita. El 2.1% de los sulfuros es galena. La calcopirita es el sulfuro que se presenta en menor cantidad de los sulfuros hasta ahora mencionados, presentándose como cristales anhedrales, ocupando los intersticios en los cristales de pirita y reemplazando a la pirita. Los principales minerales de ganga son: cuarzo, sericita, muscovita, clorita, biotita, grafito, calcita, rutilo, turmalina y arsenopirita. El yacimiento de sulfuros masivos de esta mina vulcano sedimentario Zn (zinc) – Pb (plomo) – Cu (cobre) con valores de Au y Ag. El yacimiento se formó a partir de fluidos hidrotermales por debajo del piso marino, estos fluidos viajaron a través de fracturas transportando sulfuros ricos en Fe, Zn, Pb, Cu, As y sulfonales de Ag.

1.4. Estudio de Oro libre (GRG) abril 2005 con mineral del yacimiento Tizapa. ^[2]

Una muestra de mineral del yacimiento Tizapa, se caracterizó para determinar su contenido de oro gravimétrico recuperable (GRG). Esta prueba se desarrolla en la Universidad McGill con muestra de un yacimiento donde se determina la cantidad total de GRG en relación a su distribución por tamaño en las etapas de la prueba (Woodcock, 1993; Laplante et al, 2001). El GRG es progresivamente liberada y recuperada en tres etapas, donde las colas de la primera etapa alimentan a la segunda etapa y estas colas a la tercera etapa. En base al balance metalúrgico de toda la etapa de recuperación de GRG (Tabla 1 Anexos) la ley del concentrado está en función del tamaño de partículas, para las tres etapas la relación observada es diferente a cualquier otro estudio ya que normalmente se tiene mayor concentración

con la disminución del tamaño de las partículas. La ley del concentrado es relativamente constante, y ligeramente inferior en el tamaño grueso por lo que el estudio puede decir que no hay gran diferencia entre el GRG fino y grueso, como se muestra en la figura 6.

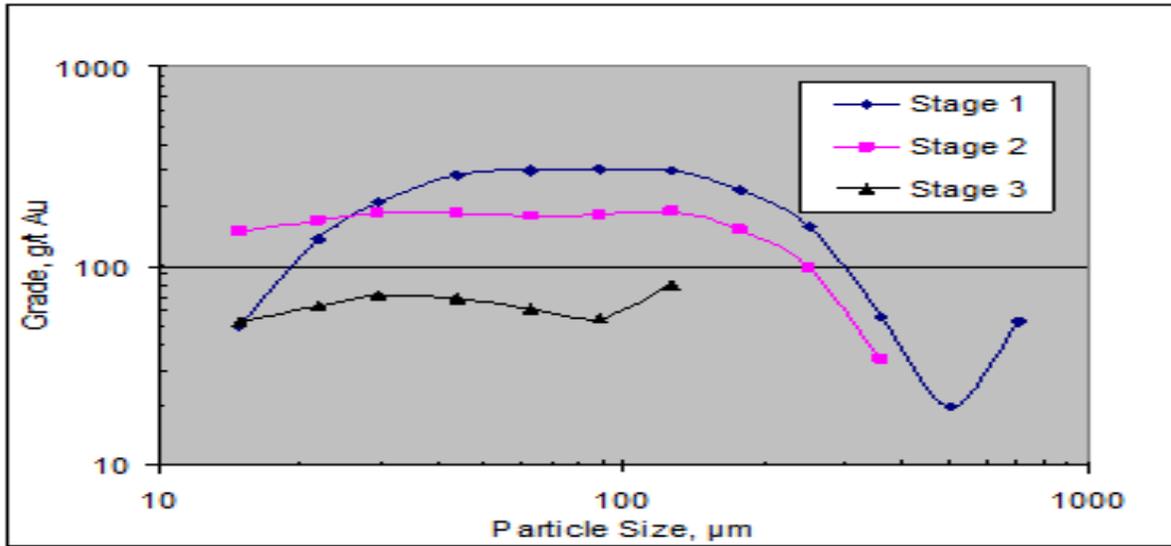


Fig. 6. Ensaye de Au en concentrados de las etapas 1, 2 y 3.

La figura 7, muestra que la cantidad de GRG está relacionado con el tamaño de partícula en una correlación muy débilmente parabólica que sugiere que más GRG sería liberado con molienda más fina.

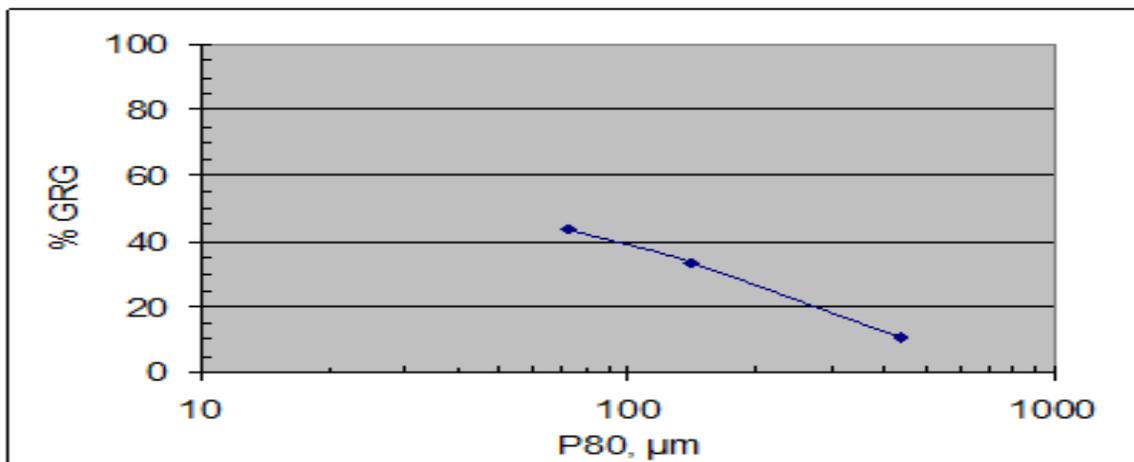


Fig. 7. % de GRG como función de la molienda P80

La distribución de GRG por tamaños se representa gráficamente en la figura 8, usando el 100% de la cantidad de total de GRG en la muestra de mineral.

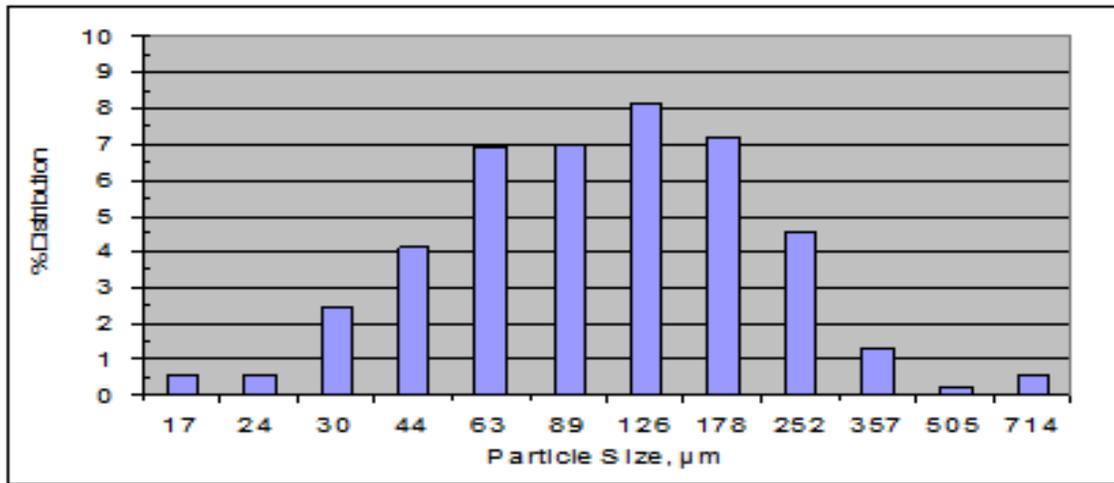


Fig. 8. Distribución de GRG en varias clases de tamaños

Las recuperaciones son generalmente insignificantes por debajo de 25μ y se observan mejor a tamaños de 25 a 200μ (excepto la etapa 3). Las etapas 2 y 3 muestran un aumento en la recuperación de la fracción más gruesa de tamaño, debido a que las fracciones más gruesas no se recuperan en la etapa 1 debido a la alta densidad de la ganga como se muestra en la figura 9.

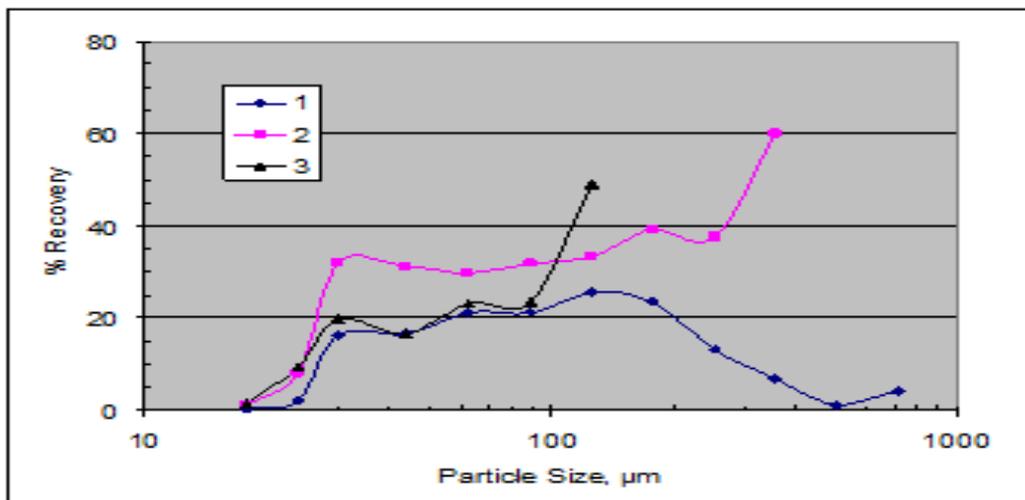


Figura 9. Recuperación de ORG en función del tamaño de partícula en las etapas 1, 2 y 3

1.5. Acontecimientos de primeras técnicas de recuperación de oro (Au).^[5]

La fiebre del oro de California fue un fenómeno social ocurrido en Estados Unidos entre 1848 y 1855. Los gambusinos que acudieron a las fiebres del oro se ayudaron de técnicas para el lavado del oro, mostrado en la figura 10. El bateo de oro era en la antigüedad una de las pocas técnicas que existían para recoger este preciado metal, siendo la batea una especie de plato amplio o sartén sin mango, pueden ser lisas o con escalones en el interior para facilitar la separación de la arena previamente pasando por una criba de sedimentación para separar las fracciones más gruesas de las más finas, Tras la separación, será la fracción más fina la que se utilice. Colocando esta parte sobre el recipiente, se deberá hacer pasar el agua por la misma para que arrastre las partículas menos pesadas y las pepitas de oro queden en su centro. La forma más común como lo hacían los gambusinos era sumergiendo ligeramente la batea para que entre agua y mediante leves movimientos circulares se provoca que el agua vaya saliendo poco a poco.

Cuando se agotó el oro de los ríos, los gambusinos comenzaron a asociarse para explorar otras fuentes del mineral, recurriendo a la minería tradicional y desarrollando técnicas como la minería hidráulica que se reconoce como una técnica que emplea la presión del agua para desincrustar material rocoso, o mover sedimentos. Esta técnica fue utilizada en los Estados Unidos, en Nevada y California, para explotar el terreno durante la fiebre del oro de California de la segunda mitad del siglo XIX. La minería hidráulica había sido previamente desarrollada por los romanos. Llamada ruina montium, la técnica ayudaba a detectar oro gracias a chorros de alta presión, dirigidos desde un tanque situado hasta 250 m por encima del yacimiento.



Figura 10. Panning (Lavado del oro con batea).

1.6. Procesamiento de minerales de oro (Au).^[4]

El oro juega un papel central en el desarrollo de la metalurgia. Sin embargo, no hubo necesidad de ningún conocimiento químico o metalúrgico para recuperar el oro; ocurrió en la naturaleza en el estado nativo y simple panning (lavado de oro) fue suficiente para recoger las partículas brillantes y a veces pepitas. Esto debido a que el oro tiene una alta densidad (19.3 g/cm^3) el lavado se puede utilizar para separar fácilmente de la arena y de la grava con la que está asociado. En este método el material se mezcla con agua en un recipiente poco profundo y realizando un cuidadoso remolino las impurezas pueden ser lavadas, dejando el oro en el fondo. Sin embargo, esto requiere mucha paciencia y trabajo duro.

El oro colectado por panning (lavado de oro) o vetas ricas es fundido para recuperarlo como metal relativamente puro. Anteriormente con métodos primitivos, se obtuvo oro puro, solamente el que era de fácil acceso.

Como ha venido desarrollando la maquinaria se fue perfeccionando los procesos de extracción, la minería se extendió a los depósitos menos ricos en oro. Para los depósitos de baja ley, se desarrollaron otros métodos.

Los métodos para el tratamiento de la recuperación de oro a partir de minerales asociados con oro, depende del tipo de mineralización. La mayoría de los minerales de oro están comprendidos en tres clases principales:^[6]

1. Los minerales de oro en los cuales la oxidación de sulfuros es esencialmente completa. Generalmente el oro está presente libre y el resto del oro ocurre tanto en la matriz porosa de los productos de oxidación de los sulfuros y atrapado con la ganga. Esta clase de mineral generalmente es bajo en contenido de sulfuros. Para la recuperación del oro libre y el oro que ocurre en la matriz del óxido se usa el proceso de cianuración. La concentración gravimétrica puede ser usada para ayudar a la recuperación de partículas gruesas de oro. En el caso de una oxidación parcial, donde está presente una mayor cantidad de sulfuros, se recomienda una combinación de los procesos de cianuración y flotación para la recuperación de oro atrapado en los sulfuros, y en casos particulares, una concentración gravimétrica incluida en el circuito de molienda para la recuperación del oro grueso en partículas.^[6]

2. Los minerales de oro en los cuales parte del oro está libre, ya sea en forma metálica o como una telurita, y el resto asociado con sulfuros tales como la pirita y arsenopirita y generalmente con ganga no-sulfurosa. La mayoría de la producción mundial de oro proviene de este tipo de minerales, los cuales son frecuentemente tratados con alguna combinación de los métodos de concentración tales como gravimetría, cianuración y flotación.^[6]

3. Los minerales que contienen su mayor valor como minerales de metales base, como el cobre, plomo y zinc. Estos minerales son generalmente considerados como minerales de metales base, pero pueden tener suficiente cantidad de oro de tal manera que influye en la selección de los reactivos de flotación.^[6]

1.7. Refinación del oro (Au).^[4]

Hay tres métodos para la refinación de oro. El proceso hidrometalúrgico es el más antiguo y depende del contenido de oro y el tipo de impurezas presente. Aunque la plata es soluble tanto en ácido nítrico y sulfúrico y el oro es insoluble, estos ácidos no pueden utilizarse para disolver la plata en aleaciones que contengan más del 25% de Au. Para las aleaciones de alto contenido en oro, el agua regia es por tanto utilizada. En tales aleaciones, el oro se lixivia, mientras que la plata forma un residuo insoluble. Además, el oro es soluble en agua regia, pero una aleación de oro y plata que contiene más del 85% de Ag no puede ser atacado debido a la formación de una capa de AgCl insoluble, que detiene el ataque. Por lo tanto, el agua regia en el proceso de lixiviación se utiliza sólo para lingotes de oro de alta refinación, donde el contenido de plata no equivale a más del 8%, o para los casos en que los lingotes contienen suficiente cobre que comiencen el ataque a pesar de la plata presente. El proceso de cloración se aplicó por primera vez en la Casa de Moneda de Sídney en Australia en 1867 por F. B. Miller. Se basa en el hecho de que el cloro se combina fácilmente con la plata y los metales básicos presentes, formación de cloruros, antes de que comience a atacar al oro. El proceso electrolítico fue inventado por Emil Wohlwill en 1874 en el Norddeutsche Affinerie en Hamburgo.

1.8. Algunas tendencias recientes en el procesamiento de minerales de oro (Au).^[4]

El proceso de cianuración se ha mantenido prácticamente sin cambios desde su descubrimiento, pero se han producido desarrollos de ingeniería enormes, por lo que es muy eficiente. Los desarrollos incluyen la introducción de la lixiviación en pilas, la aplicación de los llamados minerales refractarios, el uso mejorado de la tecnología carbono activado d, y la mayor atención prestada a la reducción de la contaminación. El aumento del precio del oro en la década de 1970 hizo posible la lixiviación de relaves antiguos que contienen pocas cantidades, 1 g/t de oro, gracias a nuevas tecnologías de extracción por lixiviación, la lixiviación de minerales con baja ley de cobre y uranio.

Minerales refractarios se tratan a menudo por el tostado seguido de lixiviación, pero esto podría ser un asunto costoso, así como las cuestiones ambientales. Un enfoque hidrometalúrgico resultó ser un éxito para este tipo de minerales, por ejemplo, para que el funcionamiento de atacar el oro en solución se utilizan autoclaves horizontales que operan de 160 a 180° C y 2000 KPa.

Minerales de oro que contienen material carbonáceo también se conocen como minerales refractarios y son difíciles de tratar, no sólo por parte del oro que está atado con la materia orgánica, sino también porque el oro disuelto se absorbe sobre el carbón presente en el mineral. Este problema fue resuelto por la oxidación acuosa usando cloro. La función principal de la cloración controlada es para oxidar materia orgánica antes de la cianuración.

Una planta en Carlin, Nevada, utiliza esta tecnología. Se encontró otra solución a este problema utilizando el proceso de carbono-en-leach como se describe a continuación.

Cianuración a presión alta de oxígeno ha sido recientemente utilizado comercialmente en el Murchison Mina consolidado cerca Gravelote en Sudáfrica.

El proceso ha sido desarrollado por Lurgi en Alemania usando autoclaves tubo de 1.5 kilómetros de largo y 5 cm de diámetro interior. La lixiviación se llevó a cabo a temperatura ambiente pero a presión de oxígeno de 5 MPa. Como resultado, el tiempo de residencia es sólo 15 min con recuperación del 85%. Cabe señalar que a una presión alta de oxígeno, se debe utilizar una concentración alta de cianuro para

lograr las altas velocidades de reacción. En la práctica, la solución de lixiviación es 0.2-0.5 % NaCN. Aunque las soluciones de cianuro son susceptibles a la oxidación, el tiempo de residencia corto insignificante a este inconveniente.

El proceso de carbono-en-leach es otra variación que fue desarrollado para evitar los problemas que se presentan cuando la lixiviación de minerales de oro que contienen material carbonoso, es decir baja recuperación debido a la absorción del cianuro de oro complejo en la materia orgánica.

En este proceso se añaden los gránulos de carbón durante la lixiviación del mineral de manera que cualquier oro disuelto, se mantiene inmediatamente por la materia carbonosa del mineral.

1.9. Consideraciones teóricas para la recuperación de oro (Au) por métodos gravimétricos. [7]

Los métodos de separación por gravedad se usan para tratar una gran variedad de materiales, que varían desde los sulfuros metálicos pesados hasta el carbón con una densidad relativa baja.

Estos métodos perdieron importancia en la primera mitad del siglo XX debido al desarrollo de flotación en espuma, el que permite el tratamiento selectivo de las menas complejas de bajo grado.

En los últimos años, muchas empresas han vuelto a evaluar los sistemas gravimétricos debido a los crecientes costos de reactivos de flotación, la relativa simplicidad de los procesos por gravimetría, y el hecho de que producen poca contaminación ambiental. Las técnicas gravimétricas han demostrado ser eficiente para la concentración de minerales cuando se acopla con la mejora de la tecnología de bombeo y de instrumentación en plantas de alta capacidad. En muchos casos, una alta proporción del cuerpo del mineral por lo menos se puede pre-concentrar eficazmente con económicos y ecológicamente aceptables sistemas de gravimétricos.

La separación por gravedad de minerales en tamaños más gruesos, tan pronto como se logra la liberación puede también tener ventajas significativas para su posterior tratamiento debido a menor contacto con la superficie, deshidratación más eficiente, y la ausencia de sustancias químicas que se adhieren, que podrían

interferir con las técnicas gravimétricas para recuperar residuos pesados con valores, por ejemplo las colas de flotación.

1.9.1. Principios de la concentración gravimétrica. [7]

Los métodos de separación gravimétrica separa minerales de diferente densidad relativa respondiendo a un movimiento, a la gravedad y a otras fuerzas como la viscosidad de un fluido que es lo que ejerce la última resistencia al movimiento. La sedimentación libre de las partículas en un fluido de volumen grande con respecto al volumen total de las partículas, la aglomeración de las partículas es despreciable. Para un buen dispersado de pulpas de mineral, la sedimentación libre predomina cuando el porcentaje de sólidos en peso es inferior a 15 %.

Considere una partícula esférica de diámetro d y la densidad D_s caer por gravedad en un fluido viscoso de densidad D_f bajo las condiciones libres de sedimentación.

La partícula se actúa sobre tres fuerzas: una fuerza gravitacional actuando hacia abajo, una fuerza de flotación ascendente debido al desplazamiento del fluido, y una fuerza de arrastre D actuando hacia arriba. La ecuación de movimiento de la partícula es:

$$mg - m'g - D = m \frac{dx}{dt} \quad (1)$$

Donde m es la masa de la partícula, m' es la masa del fluido desplazado, x es la velocidad de la partícula y g es la aceleración de la gravedad.

Cuando se alcanza la velocidad terminal $m \frac{dx}{dt} = 0$ entonces:

$$D = (m - m')g$$

Por lo tanto

$$D = \frac{\pi}{6}gd^3(D_s - D_f) \quad (2)$$

George Gabriel Stokes dice que la fuerza de arrastre sobre una partícula esférica se debe a la resistencia viscosa y dedujo la expresión:

$$D = 3\pi d\eta v \quad (3)$$

Donde n es la viscosidad del fluido y v es la velocidad terminal, entonces:

Sustituyendo (3) en (2)

$$3\pi d n v = \frac{\pi}{6} g d^3 (D_s - D_f)$$

$$\text{Ley de Stokes: } v = \frac{g d^2 (D_s - D_f)}{18n} \quad (4)$$

Newton supone que la fuerza de arrastre debe a la resistencia turbulenta y dedujo la expresión:

$$D = 0.055 \pi d^2 v^2 D_f \quad (5)$$

Sustituyendo (5) en (2)

$$\text{Ley de Newton: } v = \left[\frac{3gd(D_s - D_f)}{D_f} \right]^{\frac{1}{2}} \quad (6)$$

La ley de Stokes es válida para partículas por debajo de 50 μ de diámetro. El límite de tamaño superior se determina por el número de Reynolds adimensional.

La Ley de Newton se considera para partículas mayores de aproximadamente 0.5 cm de diámetro. Por lo tanto hay un rango intermedio de tamaños de partículas, que corresponden a rangos en la que la mayor parte de la clasificación es realizada en húmedo, en donde ni la ley se ajusta a los datos experimentales.

La ley de Stokes (4) para un fluido en particular, se puede simplificar a:

$$v = k_1 d^2 (D_s - D_f) \quad (7)$$

Y la Ley de Newton puede simplificarse a:

$$v = k_2 [d(D_s - D_f)]^{\frac{1}{2}} \quad (8)$$

Donde k_1 y k_2 son constantes

Ambas leyes muestran que la velocidad terminal de una partícula en un fluido en particular está en función solamente del tamaño de partícula y la densidad. Se puede observar que:

1. Si dos partículas tienen la misma densidad, entonces la partícula con el diámetro más grande tiene la mayor velocidad terminal.
2. Si dos partículas tienen el mismo diámetro de tamaño, entonces el más la partícula más pesada tendrá la velocidad terminal superior,

Consideremos dos partículas minerales de densidades D_a y D_b y diámetros d_a y d_b respectivamente, que cae en un fluido de densidad D_f , exactamente en la misma relación de asentamiento. Sus velocidades terminales deben de ser las mismas y por lo tanto a partir de la Ley de Stokes:

$$d_a^2(D_a - D_f) = d_b^2(D_b - D_f) \quad (9)$$

Relación de sedimentación libre para partículas pequeñas $\frac{d_a}{d_b} = \left[\frac{(D_b - D_f)}{(D_a - D_f)} \right]^{\frac{1}{2}}$ (10)

Esta expresión se conoce como sedimentación libre de dos minerales, es decir la relación del tamaño de partículas requerida para que dos minerales caigan en proporciones iguales

Del mismo modo a partir de la Ley de Newton la relación de sedimentación libre para partículas grandes es:

Relación de sedimentación libre para partículas grandes $\frac{d_a}{d_b} = \left[\frac{(D_b - D_f)}{(D_a - D_f)} \right]$ (11)

Sedimentación complicada. [7]

Cuando la proporción de sólidos en la pulpa aumenta, el efecto de desplazamiento de la partícula se hace más evidente y la relación de las partículas comienza a disminuir. El sistema comienza a comportarse como un líquido pesado donde la densidad de la pulpa sustituye a la del fluido líquido; cuando prevalecen estas condiciones obstaculizan la sedimentación, Debido a la alta densidad y la viscosidad de la pulpa una partícula puede caer en una separación complicada, la resistencia a la caída se debe principalmente a la turbulencia creada (Swanson, 1989), y una forma modificada de la ley de Newton se puede utilizar para determinar la disminución de la relación de sedimentación de las partículas.

$$v = k[d(Ds - Dp)]^{\frac{1}{2}} \quad (12)$$

Donde Dp es la densidad de la pulpa

Cuanto menor es la densidad de la partícula, más marcado es el efecto de la reducción de la densidad efectiva ($Ds - Dp$), y mayor es la reducción en la velocidad de la sedimentación, del mismo modo mayor es la reducción en la relación de sedimentación cada que aumenta la densidad de la pulpa. Esto es importante en el diseño del clasificador, afecta reduciendo a la relación de sedimentación por el efecto del tamaño, mientras que aumenta el efecto de densidad en la clasificación. Para una separación efectiva es indispensable que exista una marcada diferencia de densidad entre el mineral y la ganga, a partir del **criterio de concentración**, se tendrá idea sobre el tipo de separación posible:

$$\Delta D = \frac{D_h - D_f}{D_l - D_f}$$

$D_h =$ Densidad relativa del mineral pesado

$D_l =$ Densidad relativa del mineral ligero

$D_f =$ Densidad relativa del medio fluido

En términos generales cuando el cociente es mayor de 2.5 absoluto, entonces la separación gravimétrica es relativamente fácil. A medida que el valor del cociente disminuye, la eficiencia de la separación disminuye; a menos de 1.25 la concentración por gravedad por lo general no es comercialmente posible. El movimiento de un partícula dentro de un fluido depende no solamente de su densidad relativa, sino también de su tamaño, las partículas grandes serán más afectadas que las pequeñas, la eficiencia de los procesos gravimétricos por lo tanto aumenta con el tamaño de partícula y las partículas deben ser lo suficientemente gruesas para moverse de acuerdo a la ley de Newton. Las partículas más pequeñas que su movimiento es dominado principalmente por la fricción superficial, responden relativamente mal a los métodos gravimétricos de alta capacidad, en la práctica, es necesario el estrecho control del tamaño de la alimentación a los métodos

gravimétricos para reducir el efecto de tamaño y hacer que el movimiento relativo de las partículas dependa de la densidad relativa.

1.9.2 Concentradores gravimétricos. [7]

El proceso de separación en medio pesado se usa ampliamente para concentrar material triturado antes de la molienda.

La molienda es particularmente importante en que las partículas de alimentación deben tener el mayor grueso compatible con una liberación adecuada; en la mayoría de las operaciones se necesita la remolienda sucesiva de los medios. La molienda primaria se debe realizar en molinos de barras en circuito abierto siempre que sea posible, pero si se necesita una molienda fina, se debe usar la molienda en molino de bolas en circuito cerrado. Los separadores por gravedad son extremadamente sensitivos a la presencia de lamas, las cuales aumentan la viscosidad de la pulpa y por consiguiente el grado de separación y confunden el punto de corte visual. En la mayoría de los concentradores por gravedad eliminar la alimentación de la partículas menores de 10 μm y desviar esta fracción hacia las colas es una práctica común y esto ocasiona una considerable pérdida de valores, muchas de las veces el deslamado se efectúa con la ayuda de hidrociclones, aunque si se usan los clasificadores hidráulicos para preparar la alimentación, será preferible deslamar en esta etapa puesto que las fuerzas de corte que se producen en los hidrociclones tienden a degradar lo minerales quebradizos.

La alimentación a las **pulsadoras, conos y espirales** se criba, si es posible, antes de la separación y cada fracción se trata por separado.

Los procesos que utilizan la separación por capa fluyente como las mesas de sacudidas y los bastidores inclinados, siempre van precedidos de una buena clasificación hidráulica en hidroclasificadores de grifos múltiples. Aunque la mayor parte de la transportación de la pulpa se realiza por medio de bombas centrifugas y tubería, el flujo natural por gravedad se aprovecha todo lo posible; muchas de las antiguas concentradoras por gravedad se construyeron sobre las laderas de los cerros para lograrlo.

Uno de los aspectos más importantes en la operación de los circuitos gravimétricos es el correcto balance de agua. Casi todas las concentradoras por gravedad tienen una densidad óptima de pulpa en la alimentación y una desviación relativamente

pequeña de esta densidad origina una rápida declinación en la eficiencia. El control preciso de la densidad de pulpa es indispensable y esto es más importante en la alimentación cruda.

A). Pulsadoras o Jigs. ^[7]

Las pulsadoras normalmente se usan para concentrar material relativamente grueso y si la alimentación es conveniente y está bien clasificada por tamaños (por ejemplo 3-10 mm), no es difícil alcanzar una buena separación en los minerales con una gama mediante limitada de densidad relativa en la alimentación (por ejemplo, la fluorita, densidad relativa 3.2, a partir del cuarzo con 2.7). Cuando la diferencia en densidad relativa es grande, es posible una buena concentración con una gama más amplia, actualmente en las industrias del carbón, casiterita, tungsteno, oro, barita y menas de hierro, operan muchos circuitos con grandes pulsadoras. En la pulsadora, la separación de minerales de diferente densidad relativa se efectúa dentro de una capa o cama de mineral que se vuelve fluida por la corriente pulsatoria del agua para producir una estratificación.

En la carrera del impulso normalmente la capa se eleva como una masa y a medida que la velocidad disminuye, tiende a dilatarse, cayendo primero las partículas del fondo hasta que la capa total esta suelta. En la carrera de succión la carga de mineral se aproxima lentamente y esto se repite en cada carrera, generalmente variando la frecuencia entre 55-330 cm min^{-1} . Las partículas finas tienden a pasar a través de los intersticios después que las más grandes se han quedado inmóviles. El movimiento se obtiene usando una pulsadora de criba fija y pulsadora manual simple mostrada en la figura 11.

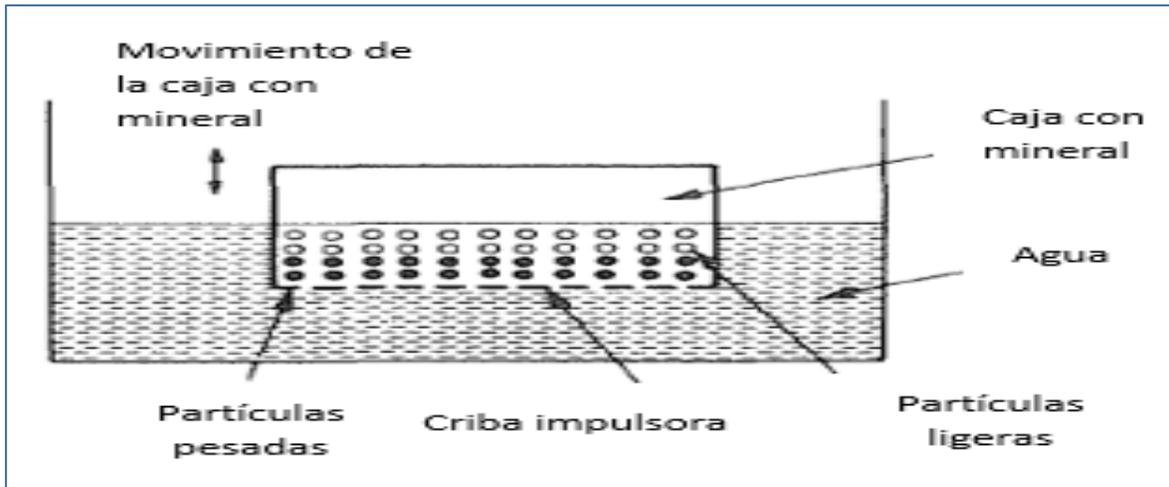


Figura 11. Pulsadora manual.

La acción pulsadora. La ecuación del movimiento de asentamiento de asentamiento en un fluido viscoso es:

$$m \frac{dy}{dx} = mg - m'g - D$$

m = masa del grano de mineral.

$$\frac{dy}{dx} = \text{aceleración.}$$

g = aceleración debida a la gravedad.

m' = masa del fluido desplazado.

D = resistencia del fluido debida al movimiento de la partícula.

De este modo la aceleración inicial de los granos de mineral es independiente del tamaño y depende solamente de las densidades del sólido y del fluido. Si la duración de la caída es bastante corta y la repetición bastante frecuente, teóricamente la distancia total recorrida por las partículas se ve más afectada por la aceleración diferencial inicial y por lo tanto por la densidad, que por su velocidad terminal y por el tamaño. En otras palabras que para separar partículas pequeñas de mineral pesado de las grandes partículas ligeras es necesario un corto ciclo de pulsado, como se muestra en la figura 12.

Aunque se usan carreras rápidas relativamente cortas para separar materiales finos se alcanza mejor control y mejor estratificación usando carreras más lentas y largas, especialmente con los mayores tamaños de partícula, por lo tanto es buena práctica cribar la alimentación de las pulsadoras en diferentes gamas de tamaño y tratarlos separadamente.



Figura 12. Aceleración inicial diferencial

Si las partículas de mineral se examinan después de un largo tiempo estas habrán alcanzado sus velocidades terminales y se estarán moviendo a una velocidad que dependerá de su gravedad específica y tamaño puesto que la alimentación es una masa flojamente empacada con agua intersticial que proporciona una suspensión muy espesa de alta densidad, prevalecen condiciones de asentamiento obstruido y la proporción del asentamiento de los minerales pesados hacia los ligeros es más alta que la correspondiente al libre asentamiento, figura 13. El flujo ascendente se puede ajustar de manera que venza la velocidad descendente de las partículas ligeras y llevándolas hacia afuera, lográndose así la separación. El flujo puede aumentar de manera que solamente asienten las grandes partículas pesadas, pero es evidente que no es posible separar las partículas grandes pesadas de las ligeras con velocidad terminal similar. El asentamiento obstruido tiene un marcado efecto sobre la separación de los minerales gruesos, por los cuales se deben de usar carreras más largas y más lentas, aunque en la práctica, con alimentaciones más gruesas, es improbable que las partículas mayores tengan tiempo para alcanzar la velocidad terminal. Al final de una carrera de la pulsadora, a medida que la capa se empieza a compactar, las partículas más grandes se entrelazan, permitiendo que los granos más pequeños se muevan hacia abajo a través de los intersticios por la influencia de la gravedad. Los granos finos no se pueden asentar tan rápidamente durante esta fase de escurrimiento de consolidación como durante la aceleración o suspensión inicial, pero si el escurrimiento de consolidación se hace durar bastante tiempo, el efecto es considerable, especialmente en la recuperación de los minerales finos pesados. En las pulsadoras las corrientes pulsatorias de agua son

causadas por un pistón que tiene un movimiento en forma de onda armónica. La velocidad vertical del flujo a través de la cama es proporcional a la velocidad del pistón, cuando esta *velocidad es mayor*, la *velocidad del flujo a través de la cama también lo es*, mostrado en la figura 14.

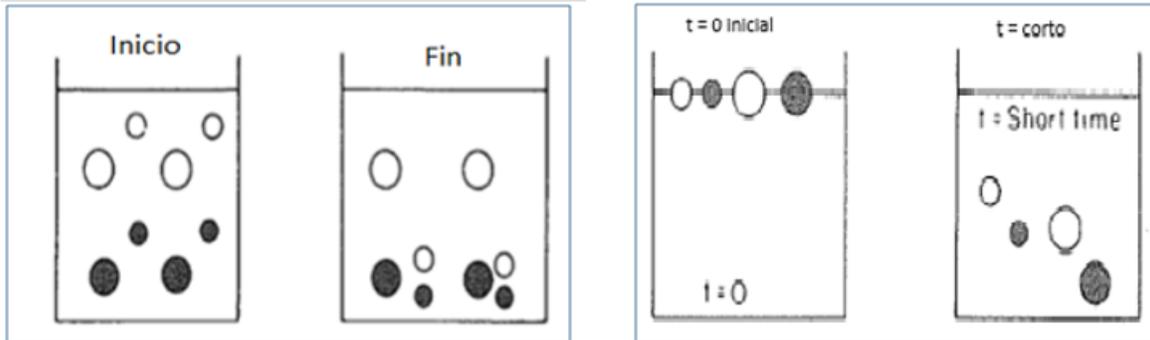


Figura 13. Ecurrimiento de consolidación y Asentamiento obstruido

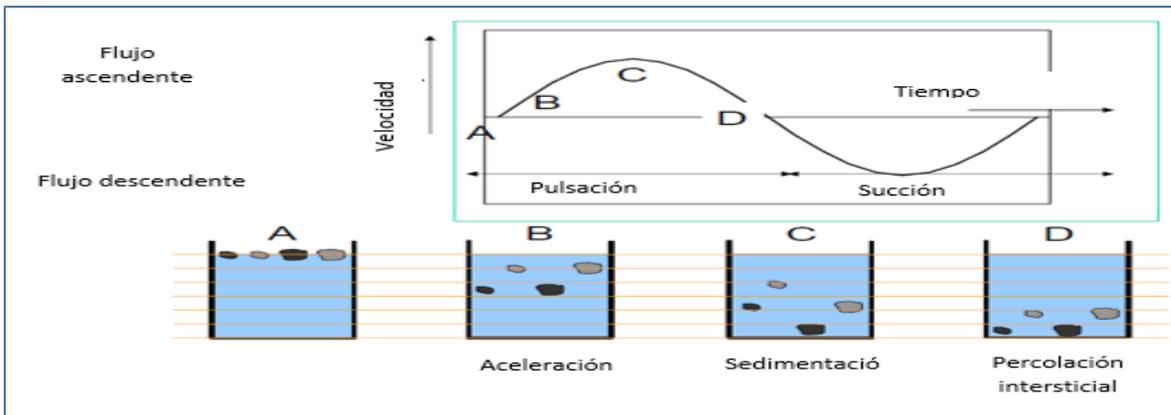


Figura 14. Ciclo de una pulsadora y fenómenos de sedimentación que interviene⁴

Principio de la pulsadora. [7]

En principio la pulsadora es un tanque abierto que se llena con agua, con una criba horizontal en la parte superior y provista con un grifo en el fondo o con un comportamiento de cuba para eliminar el concentrado. La cama de la pulsadora

consiste de una capa de partículas gruesas, pesadas o fondo de granza colocado sobre la criba de la pulsadora sobre la cual se alimenta la pulpa, la alimentación fluye a través del fondo de granza y la separación tiene lugar en la cama de la pulsadora de manera que los granos con alta gravedad específica penetran al fondo de granza y de la criba para ser sacados como concentrado, mientras que los granos ligeros son transportados por el fluido transversal para ser desechados como colas, como se muestra en la figura 15.

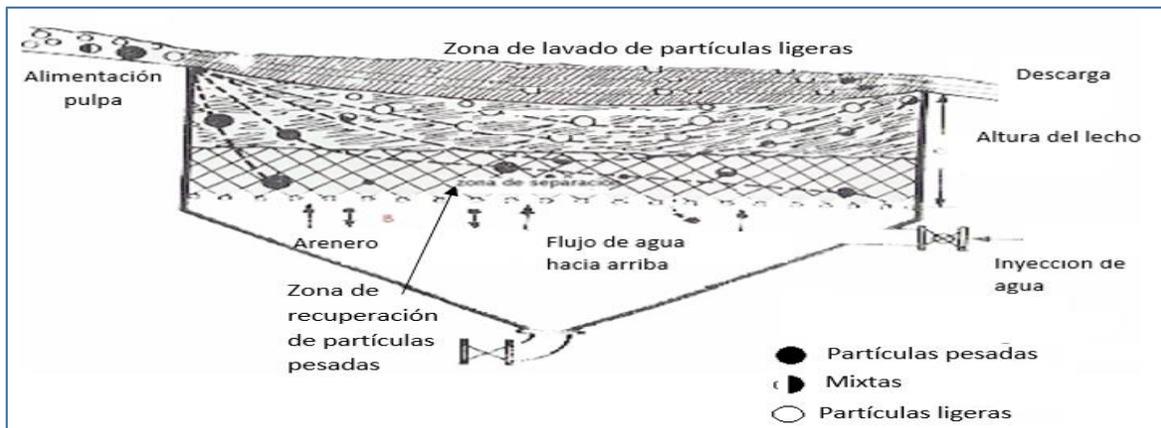


Figura 15. Pulsadora básica

El movimiento armónico producido por el impulsor excéntrico es suplementado por una gran cantidad de agua de la cuba que se suministra constantemente, la cual aumenta la velocidad del agua hacia arriba y la disminuye hacia abajo.

Pulsadora Harz. [7]

El pistón se mueve verticalmente hacia arriba y hacia abajo dentro de un compartimiento separado, dentro de la artesa o cuba están colocados en serie hasta cuatro compartimentos sucesivos. En los primeros se produce un concentrado de alto grado, sucesivamente se producen grados más bajos en los otros compartimentos y las colas derraman al compartimento final. Figura 16.

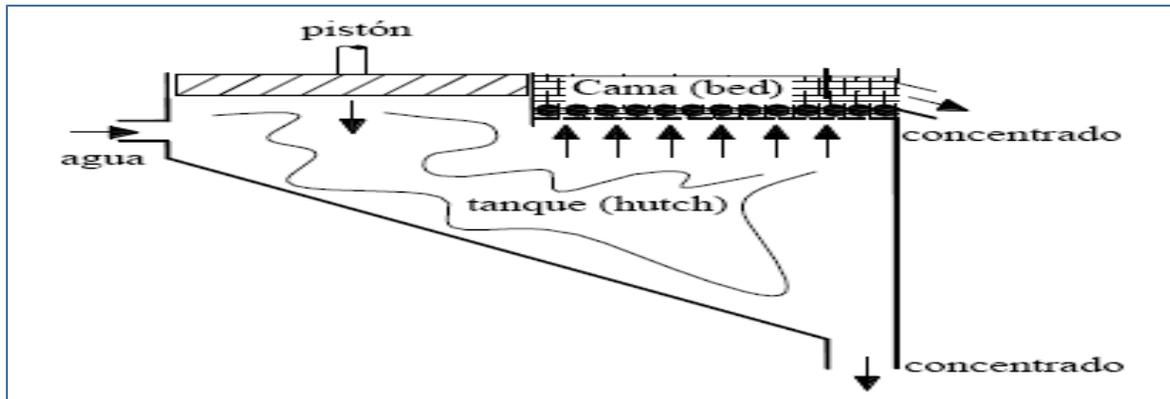


Figura 16. Pulsadora Harz.

Pulsadora de mineral Denver. [7]

Se usa mucho para extraer minerales pesados de los circuitos cerrados de molienda, evitando así la sobre molienda, la válvula de agua rotatoria se puede ajustar para abrir el ciclo de la pulsadora en cualquier parte que se desee la sincronización entre la válvula y los émbolos se alcanza por una banda reguladora de hule. Por medio de un ajuste apropiado de la válvula, se logra cualquier variación deseada, dese la completa neutralización de la carrera de succión con el agua hidráulica hasta un balance completo entre la succión y pulsación. Figura 17

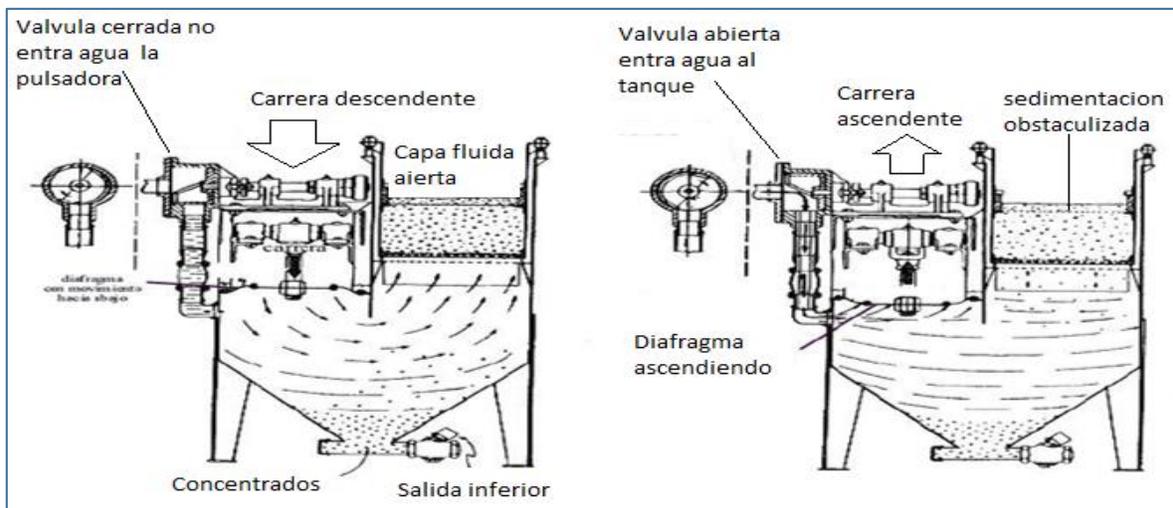


Figura 17. Pulsadora Denver

Pulsadora Baum. [7]

La pulsación es creada a través de aire a presión dentro de una cámara de aire, en lugar de un dispositivo mecánico. Por el hecho de conseguir ciclos de jig más apropiados con este sistema, se ha impuesto en la actualidad frente a los anteriores, figura 17. Recientemente se le han hecho modificaciones radicales en su diseño y operación, la nueva pulsadora resultante se le conoce como pulsadora **Batac**, Esta pulsadora funciona, al igual que la pulsadora tipo Baum, con aire a presión, pero elimina la cámara de aire lateral, puesto que las entradas de aire se encuentran por debajo de la criba, con lo cual la impulsión se aplica totalmente a la superficie de la pulsadora. Figura 18.

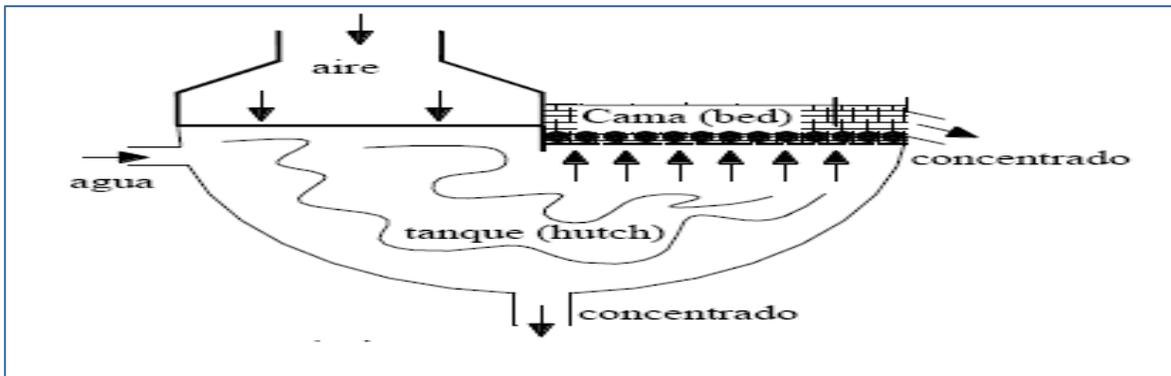


Figura 18. Pulsadora tipo Baum.

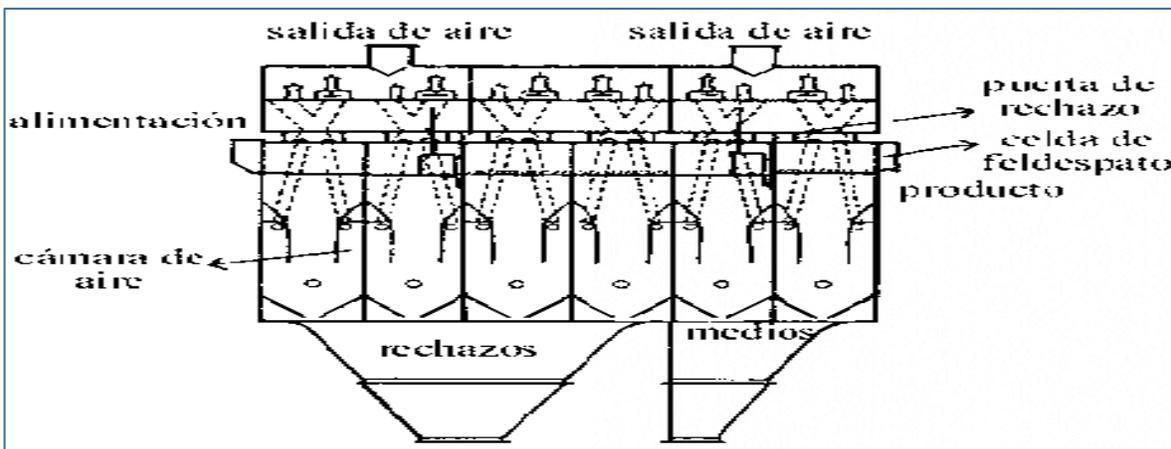


Figura 19. Pulsadora Batac

Pulsadora Delkor. [7]

Es una pulsadora que posee un cono inferior pulsante, unido al tanque a través de un diafragma de goma. La carrera de impulsión es más rápida que la carrera de succión con lo que la influencia sobre las partículas pequeñas densas es mayor. Por ello es adecuado en la concentración gravimétrica de arenas de placeres para obtener minerales pesados como diamantes, oro, titanio, tungsteno, hierro, etc. Figura 20.

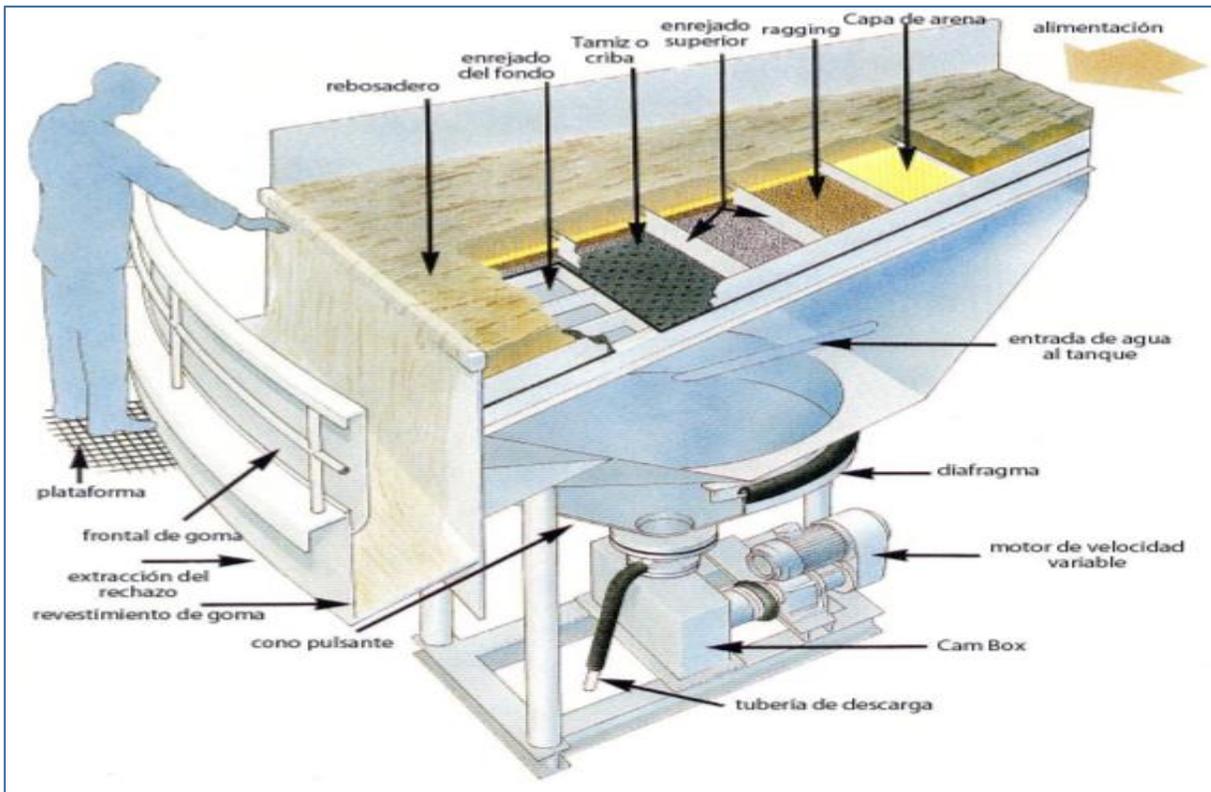


Figura 20. Pulsadora Delkor

Pulsadora Neumática Stump Air-Flow. [7]

Esta pulsadora es similar a los del tipo Baum, pero en lugar de emplear agua como fluido de separación se emplea aire. El flujo de aire pulsante atraviesa una mesa perforada con vibración, dotada de planchas de separación entre las cuales se encuentran las partículas de mármol que van a ofrecer resistencia al aire y una mejor distribución del flujo de aire a través de la mesa. Figura 21.

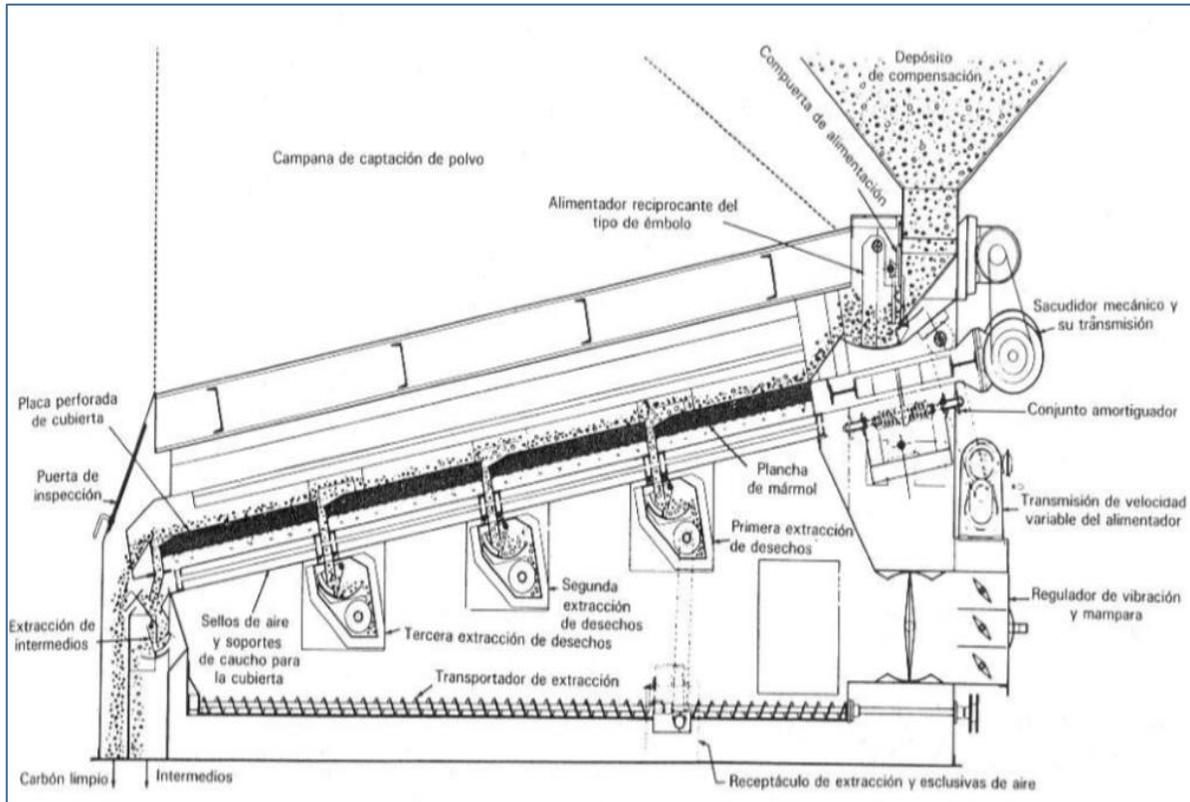


Figura 21. Pulsadora neumática Stump de Roberts & Schaefer (Kelly and Spottiswood, 1990)

Las pulsaciones del aire van a estratificar las partículas, de tal forma que las partículas pesadas se recogerán en el fondo a través de unas salidas dispuestas a lo largo de la mesa inclinada y las partículas ligeras (carbón) se recogerán en el extremo opuesto al de la alimentación como se muestra en la figura 22. Este equipo se emplea en la industria del carbón, y sobre todo en aquellos casos donde el agua escasee o se necesite un producto seco.

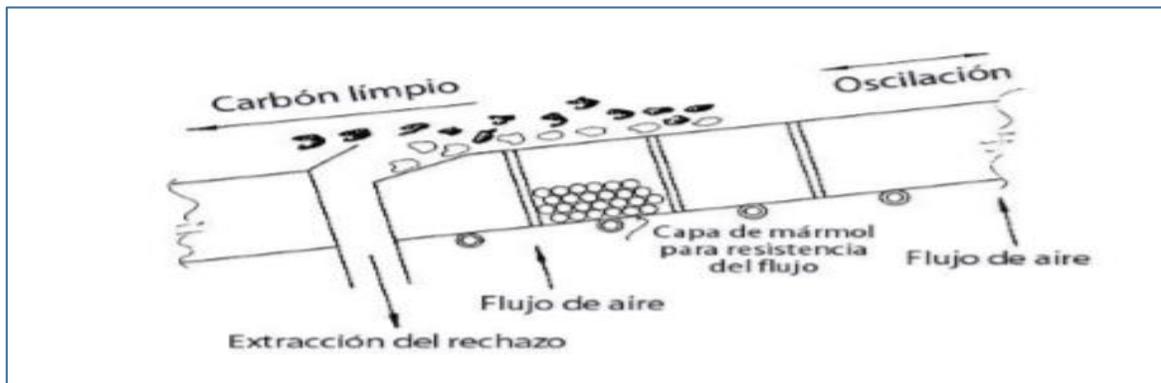


Figura 22. Corte esquemático de una pulsadora neumática

Pulsadora Kelsey. ^[7]

Esta pulsadora es radicalmente diferente a los comentados anteriormente pues combina la operación de una pulsadora convencional con la centrifugación. Descripción del funcionamiento: En la pulsadora Kelsey, la alimentación (25 a 40 % de sólidos) entra en una cámara principal que consiste en una criba circular montada verticalmente y una cama fluida de partículas. La cámara rota con una velocidad de 30 a 45 rpm, creando una fuerza gravitatoria de 80 g. Simultáneamente al giro de la cámara principal, se crean fuerzas de pulsación a través de inyecciones de agua de una cámara interior. Estas pulsaciones de agua van a permitir que se creen los fenómenos de sedimentación ya descritos anteriormente. Las partículas pesadas atravesarán la criba y se extraerán de la cámara interior a través de pequeños orificios, mientras que las partículas ligeras serán recogidas por la parte alta de la cámara principal como. Figura 23.

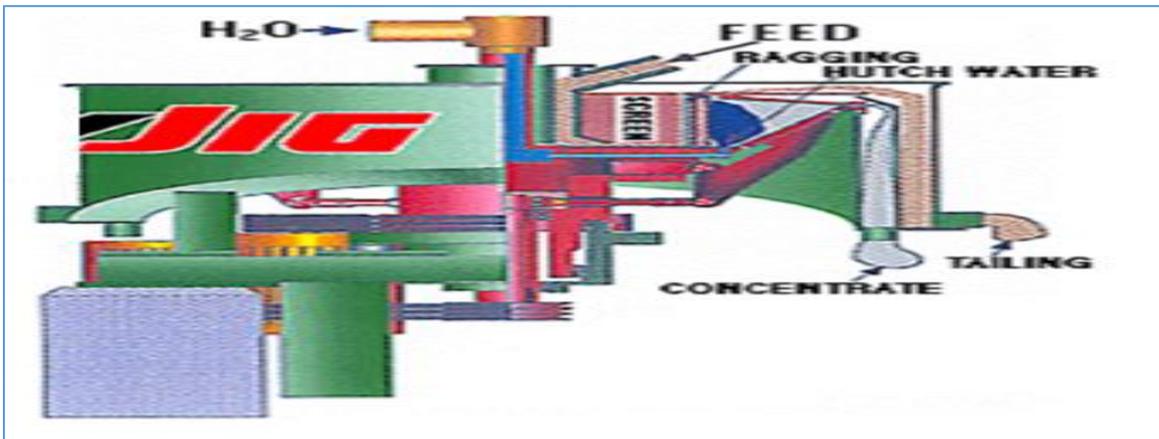


Figura 23. Pulsadora Kelsey

B). Canales ahusados y conos. ^[7]

Canales ahusados. ^[7]

Los canales ahusados se han usado por siglos para la separación de minerales pesados. Es una artesa inclinada de casi un metro de longitud estrechándose desde alrededor de 200 mm de ancho en el extremo de la alimentación hasta casi 25 mm de descarga. La pulpa con 50 y 65 % de sólidos entra suavemente y se estratifica a medida que esta descende; en el extremo de la descarga estos estratos se separan por medio de cortadores ajustables. Figura 24.

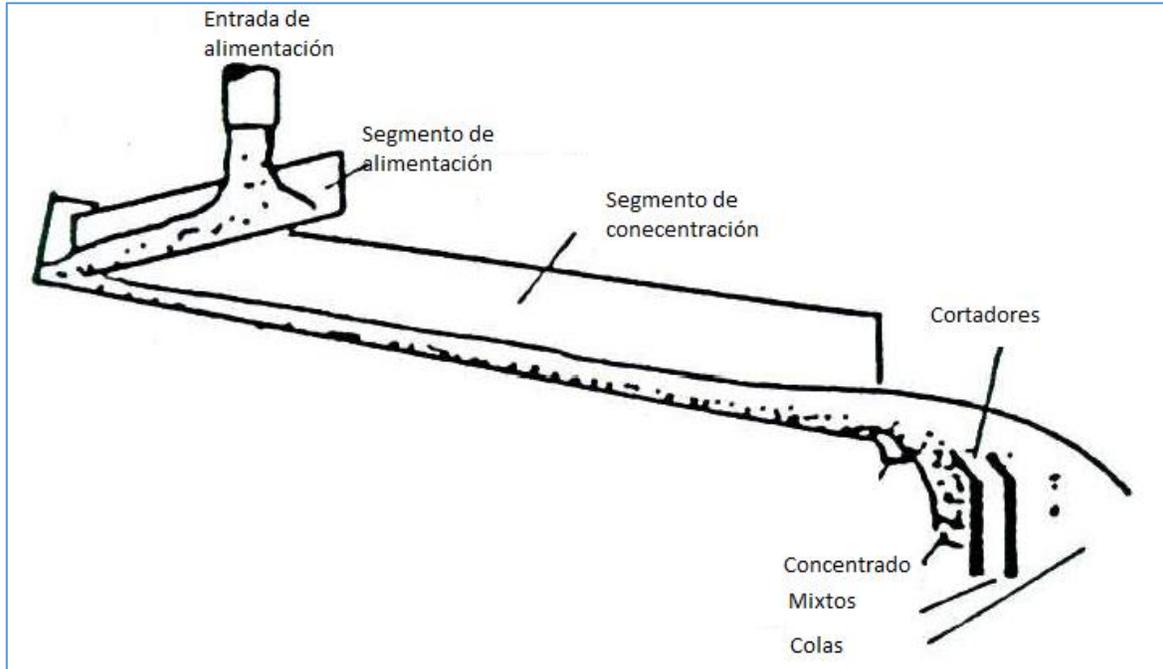


Figura 24. Canal ahusado

Cono Riechert. [7]

El cono Riechert es un aparato de concentración gravimétrica en húmedo, diseñado para aplicaciones de alta capacidad, su principio de operación es similar al de un canal contraído, pero el flujo de pulpa no se restringe ni influencia por el efecto de pared lateral que es ligeramente perjudicial para el efecto del canal ahusado. La unidad consiste de varias secciones de cono apiladas verticalmente para permitir varias capas de enriquecimiento. Los conos están hechos de fibra de vidrio y están montados en bastidores circulares de más de 6 metros de alto, cada cono es de 2 metros de diámetro y no hay parte móviles en la unidad. Una sección transversal a través de un sistema de conos Riechert. conos dobles y simples, junto con charolas, las cuales dirigen las fracciones de mineral pesado desde las áreas de decantación central de los conos hasta las cejas de colección externa y sirven también para un enriquecimiento adicional de la fracción, actuando como un separador de canal ahusado. Figura 25 y 26. La pulpa de alimentación se distribuye uniformemente de la periferia del cono las partículas pesadas se separan en el fondo de la capa. Este concentrado se extrae por una ranura anular en el fondo del cono de concentración

y la parte de la capa que fluye sobre la ranura constituye las colas. La eficiencia de este proceso de separación es relativamente baja y se repite varias veces dentro de una maquina simple para alcanzar un rendimiento efectivo.



Figura 25. Conos Reichert

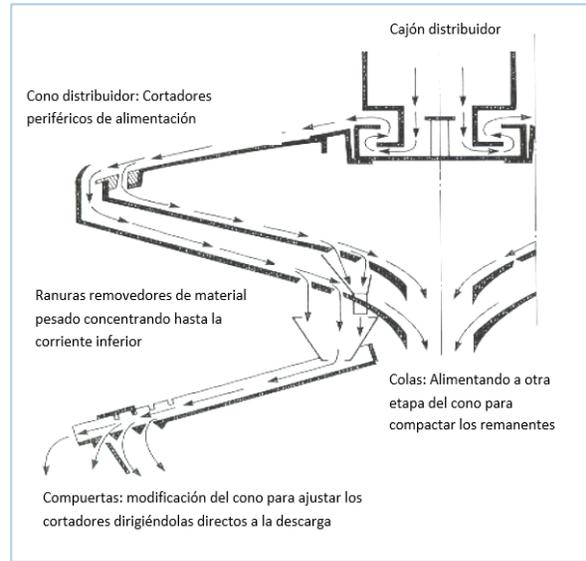


Figura 26. Características de un cono Reichert

C). Espirales. [7]

La espiral consiste de un canal helicoidal cilíndrico con sección transversal semicircular modificada. En la parte superior existe una caja destinada a recibir la alimentación en forma de pulpa. A medida que ella se escurre, las partículas más pesadas se encuentran en una faja a lo largo del lado interno del flujo de la pulpa y son removidas por aberturas localizadas en la parte más baja de su sección transversal. Figura 27.

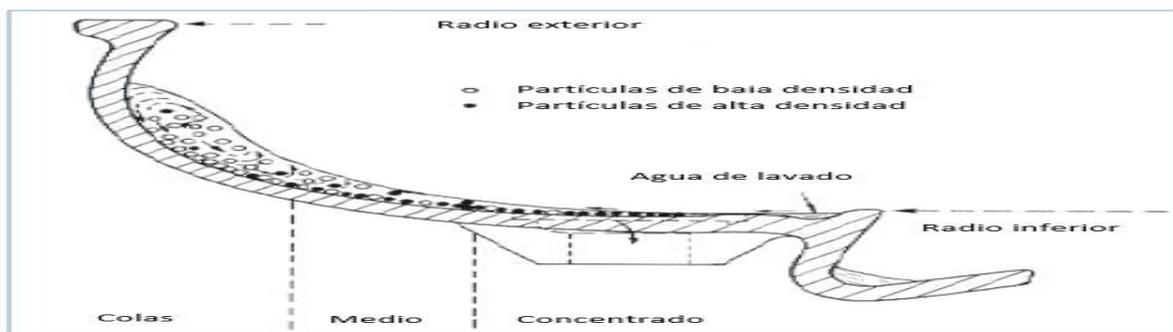


Figura 27. Sección transversal de la corriente en el espiral

Espirales Humphrey. [7]

En los espirales Humphrey existen dos aberturas para cada vuelta de la espiral, estas aberturas están provistas de un dispositivo que permite guiar los minerales pesados para obtener la separación deseada, a través de una regulación conveniente. Cada abertura es conectada a un tubo colector central, a través de mangueras de tal forma que se juntan los materiales recogidos en las diferentes aberturas en un único producto. En el extremo inferior del canal existe una caja destinada a recoger los minerales livianos que no son recogidos por las aberturas. La espiral original Humphrey presenta cinco vueltas completas de hélice, la cual es un conducto helicoidal conectado a una columna central que sirve también para la descarga del concentrado. Se fabrican en segmentos de 120° (3 segmentos forman una vuelta). Se construyen en fierro fundido (con o sin revestimiento de goma) y en fibra de vidrio (con revestimiento de goma. Se entregan en hélices simples o dobles, en ese caso se acoplan en 180° en torno a la columna central. Figura 28.



Figura 28. Espirales de múltiples retiradas

Las características operacionales de los espirales son:

- ✓ La capacidad de tratamiento de sólidos por espiral varía de 0.5 a 2.5 ton/h.
- ✓ El consumo de agua para cada espiral, incluyendo el agua de lavado varía de 50 a 110 L/min. Esta agua es normalmente recuperada y recirculada.
- ✓ El porcentaje de sólidos es de 20 a 30%, pulpas conteniendo sólidos de granulometría gruesa, pueden tener hasta 50% de sólidos.
- ✓ Los límites granulométricos de los minerales pesados contenidos en la pulpa pueden variar de 4 a 200 mallas.
- ✓ La diferencia de pesos específicos entre los minerales útiles y los minerales de ganga deben ser siempre mayores que 1.0.

D). Separación en corrientes longitudinales. ^[7]

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

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

Mesa vibratorias. ^[7]

Consiste de una cubierta ligeramente inclinada (A), con casi 25% en peso de sólidos, se introduce en la caja de alimentación y distribuye a lo largo de (C), el agua de lavado se escurre a lo largo del resto del lado de alimentación desde el canal (D). La mesa vibra longitudinalmente por medio del mecanismo (B), usando carrera lenta hacia adelante y un rápido retorno, lo que causa que las partículas minerales se arrastren lentamente a lo largo de la cubierta paralela a la dirección del

movimiento, figura 30. De este modo las partículas están sujetas a dos fuerzas; la debida al movimiento de la mesa y otra perpendicular a la anterior debida a la capa fluvente del agua. El efecto neto es que las partículas se mueven diagonalmente a través de la cubierta desde el extremo de la alimentación y como el efecto de la capa depende del tamaño y la densidad de las partículas, estas formaran un abanico sobre la mesa, las partículas más pequeñas y más pesadas viajan más alto hacia la artesa de concentrado en el extremo distante, mientras que las partículas más grandes y ligeras se lavan dentro de la artesa de las colas, las cuales corren a lo largo de la longitud de la mesa. Figura 31.

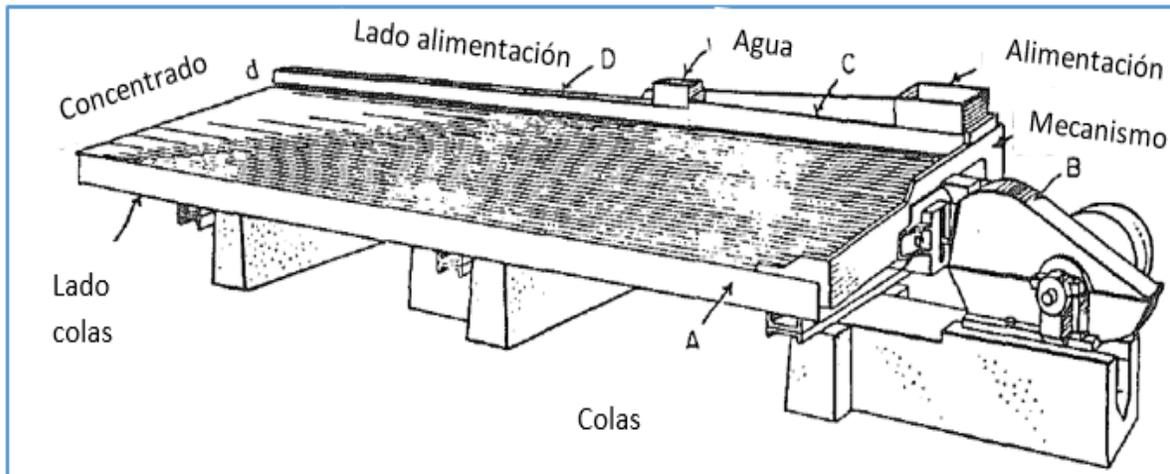


Figura 30. Mesa vibratoria

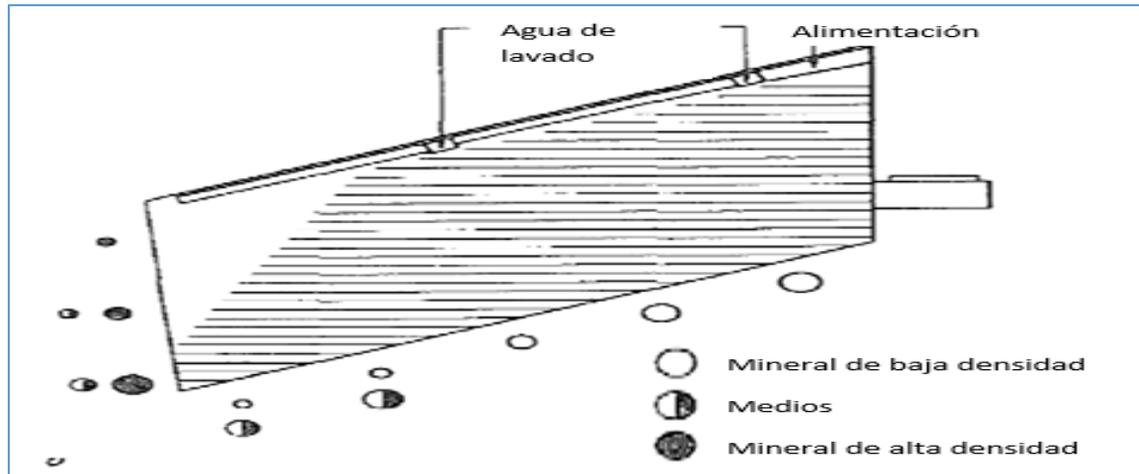


Figura 31. Distribución de los productos de la mesa

Mesa Wilfley.^[7]

La mesa Wilfley fue lanzada en 1895 y se constituyen el principal modelo de mesa vibratoria. Después de constatarse su eficiencia su uso se propagó y surgieron nuevos modelos.

La principal modificación de la mesa Wilfley fue el cubrimiento parcial del tablero con rifles paralelos al eje longitudinal, lo que permitió el tratamiento de alimentación gruesa y aumentó su capacidad. La mesa Wilfley dispone de un mecanismo que proporciona un movimiento de vibración lateral diferenciado en sentido transversal del flujo de la pulpa, que causa el desplazamiento de las partículas a lo largo de los rifles, esto se muestra en la figura 32.

Los rifles fueron introducidos con la siguiente finalidad:

- Formar cavidades donde ocurre la formación de lecho y estratificación por acción semejante a la encontrada en el jig.
- Ocultar las partículas pesadas para la transmisión de las vibraciones.
- Exponer a las partículas grandes y livianas al flujo transversal de agua de lavado, después de la estratificación.

Así, los rifles tienen las siguientes funciones:

- Retener las partículas pesadas en el fondo.
- Transmitir efectivamente la acción de estratificación de la mesa a la pulpa.
- Tornar el flujo turbulento para producir la separación de las partículas entre ellos.



Figura 32. Estratificación de las partículas dentro de los rifles

E). Concentradores centrífugos. ^[8]

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

Separadores centrífugos fueron desarrollados en la Unión Soviética en los años 50 y también fueron empleados en la China por veinte años para el tratamiento de yacimientos de menas de estaño y tungsteno. Solo después se prestó mayor atención al potencial de estos equipos en el Occidente. La utilización de concentradores centrífugos para el beneficiamiento de menas auríferas fue una novedad tecnológica introducida en la década del 80 en el Occidente, empleados inicialmente con menas aluvionares, posteriormente tuvieron su aplicación extendida a menas primarias.

La versatilidad de los concentradores centrífugos incluye:

- a) Modelos de capacidad variable.
- b) Porcentaje de sólidos en peso de la alimentación que varía de 20% a 40%.
- c) Mayor posibilidad de recuperación de finos, si se comparan con equipamientos convencionales de concentración gravitacional.
- d) Tienen un costo relativamente bajo de operación y de mantención.

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

Uso de concentradores centrífugos.

- Cuando los muestreos de un depósito aluvial indican presencia de oro libre.
- Cuando las pruebas metalúrgicas han confirmado la presencia de oro libre en circuitos de roca dura.
- Cuando se ha detectado la presencia de oro en las colas de los procesos de molienda.
- Cuando se ha detectado una alta cantidad de oro en la carga circulante.
- Un concentrador centrífugo no debe usarse para recuperar oro en los siguientes casos: si el oro es refractario; si el oro está encapsulado; si el oro no se encuentra en su estado libre (a menos que la gravedad específica global de la partícula que contiene el oro es alta en relación a la ganga).

Concentrador centrífugo Knelson. [9]

En la década del 80 aparecieron una serie de equipamientos para el beneficio de minerales que utilizan la fuerza centrífuga para efectuar la separación de los minerales valiosos. El más conocido de ellos fue el concentrador Knelson, que en poco tiempo obtuvo gran aceptación en la industria minera. Este concentrador recupera partículas de oro de tamaños que van desde $\frac{1}{4}$ " hasta aproximadamente un micrón. En estos concentradores el problema de compactación del mineral que pudiese originar la fuerza centrífuga, fue solucionado introduciendo agua a presión en el sistema, contrabalanceando la fuerza centrífuga en el cono de concentración. Durante la operación de estos concentradores todas las partículas están sujetas a una fuerza equivalente a 60 g, que es lo que permite que el concentrador pueda recuperar partículas finas.

El concentrador centrífugo Knelson consiste de un cono perforado con anillos internos y que gira a alta velocidad. La alimentación, que en general debe ser inferior a la malla 10 (1.7 mm), es introducida como pulpa (20-75% sólidos) por un conducto localizado en la parte central de la base del cono. Las partículas, al alcanzar la base del cono, son impulsadas para las paredes laterales por la acción de la fuerza centrífuga generada por la rotación del cono. Se forma un lecho de volumen constante en los anillos, los cuales retienen las partículas más pesadas, mientras que, las más livianas son expulsadas del lecho y arrastradas por arriba de los anillos para el área de descarga de relaves en la parte superior del cono. Figura 33.

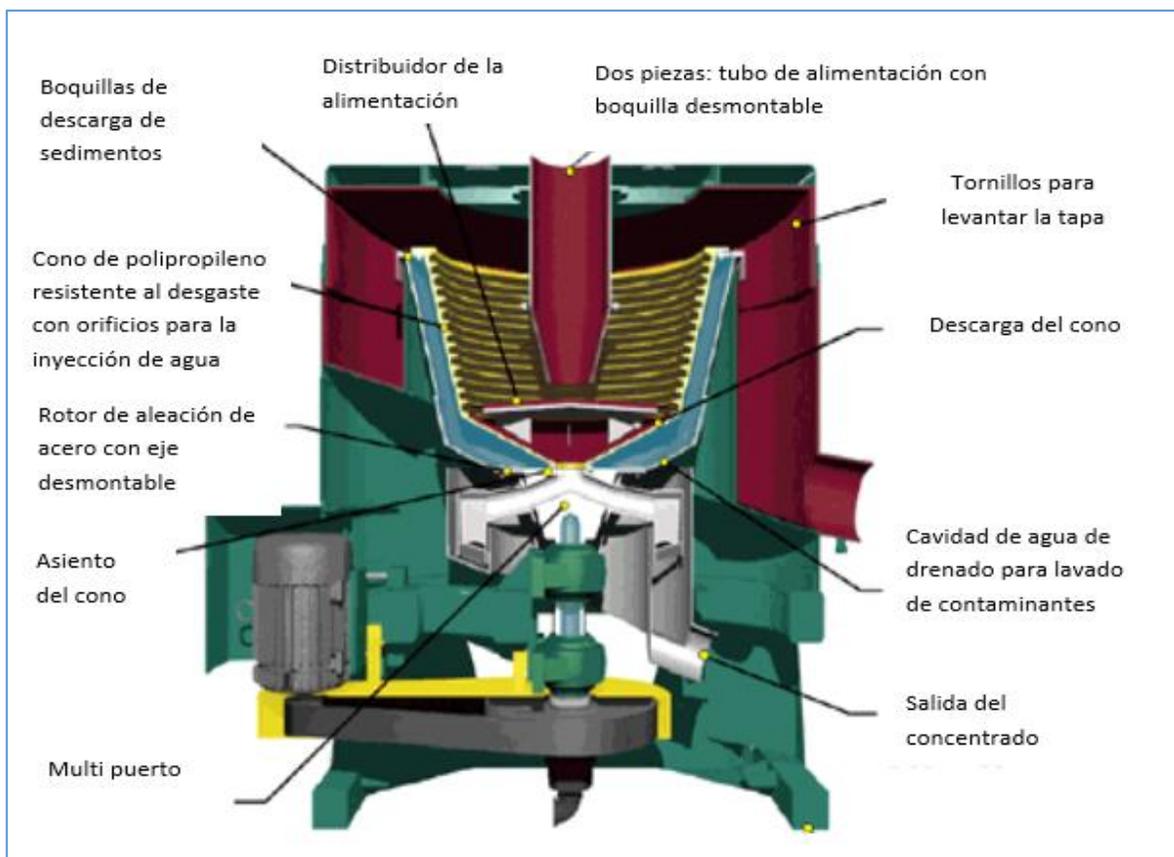


Figura 33. Esquema de concentrador Knelson

Hay una variación del campo centrífugo con la altura del cono. Así, en los anillos inferiores, hay una tendencia a recuperar las partículas mayores del mineral de mayor densidad, en cuanto a los anillos superiores, donde el radio del cono es mayor (es decir, mayor fuerza centrífuga), los minerales más finos aún pueden ser recuperados. La compactación del material del lecho se evita por la inyección de agua a través de los hoyos en los anillos. El agua es alimentada a partir de una camisa de agua fija externa al cono. Esta agua fluye por el lecho de concentrado permitiendo que las partículas más densas, inclusive finas, penetren en el lecho bajo la acción de la fuerza centrífuga, que incrementa varias veces la fuerza de gravedad dependiendo de la revoluciones por minuto. Al final de un periodo de operación el concentrado que queda en los anillos es colectado y se retira por el fondo del cono.

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

ensamble de perforaciones, de aproximadamente 800 μm de diámetro, los cuales son practicados en forma tangencial en la pared del cono y a la misma altura dentro de cada espacio inter-riffles. Esta agua de contrapresión desarrolla una fuerza que una vez ajustada, permite contrarrestar la fuerza resultante, a la cual están sometidas las partículas del lecho dentro del cono que está girando, de ese modo se asegura la fluidización del lecho. El agua se inyecta en dirección opuesta a la rotación del cono, lo cual hace que las partículas continúen en movimiento y se concentren las partículas pesadas. La duración del ciclo de concentración varía dependiendo de la aplicación. Figura 34.

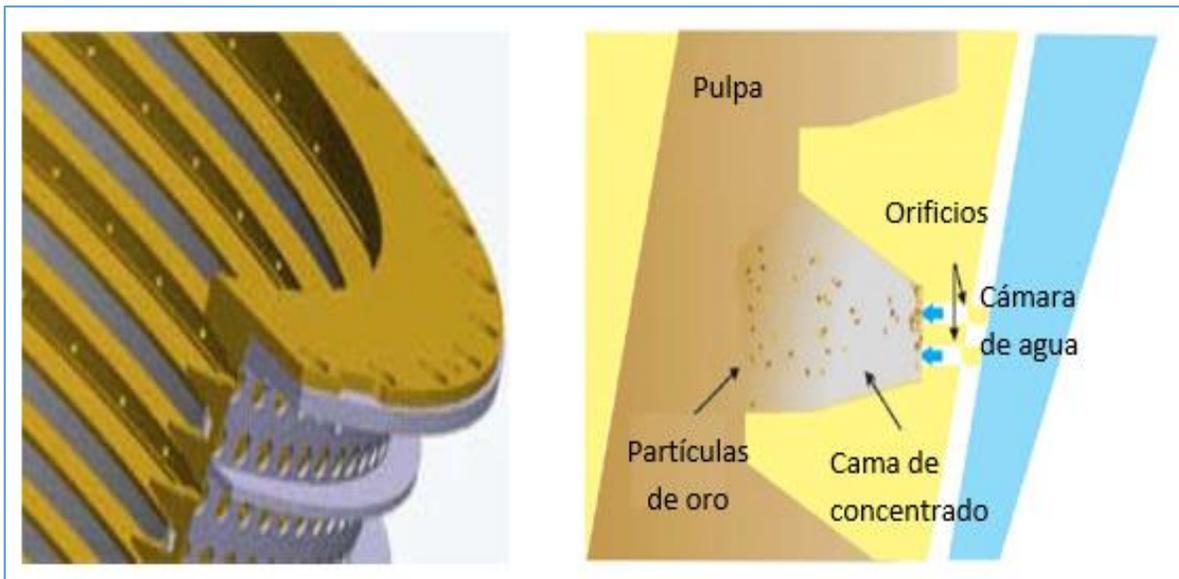


Figura 34. Inyección de agua al cono concentrador Knelson

Parámetros operacionales de un concentrador centrífugo Knelson.

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

Hay tres series de modelos Knelson:

1. Serie de descarga manual (MD), son equipos de escala piloto y de laboratorio.
 - KC-MD 3 (50 kg/h; 1/6 HP).
 - KC-MD 7.5 (1000 kg/h; 3/4 HP).

2. Serie de descarga central (CD), estas fueron las primeras unidades diseñadas para extraer el concentrado rápidamente, no en forma manual, y en un ambiente de completa seguridad.

- KC-CD 10 MS (2,5 ton/h; 1.5 HP)
- KC-CD 12 MS (6 ton/h; 2 HP)
- KC-CD 20 MS (25 ton/h; 7.5 HP)
- KC-CD 30 MS (60 ton/h; 15 HP)

3. Serie de servicio pesado (XD), Incorporado en 1997, el concentrador Knelson de la serie XD representa uno de los últimos avances en concentración centrífuga. La serie XD incorpora varias características nuevas de diseño ofreciendo mayor capacidad y mejor recuperación en un modelo fuerte y compacto.

- KC-XD20 (25 ton/h; 7,5 HP)**
- KC-XD30 (60 ton/h; 15 HP)
- KC-XD48 (150 ton/h; 40 HP)

Los modelos XD son especialmente diseñados para cubrir la demanda en los ambientes de circuitos de molienda de roca dura. Sin embargo son también apropiados para operaciones aluviales o para proyectos de retratamiento de relaves donde se presentan condiciones de acidez.

Concentrador centrífugo Falcon. [8]

El concentrador Falcon, al igual que el Knelson, es de origen canadiense. Este equipo presenta diferencias en relación al Knelson, principalmente en lo que se refiere a la velocidad de rotación. En el concentrador Falcon, el campo centrífugo es cerca de 5 veces mayor que el del concentrador Knelson. Consiste de un cono cilíndrico -cónico que gira a alta velocidad en el interior de una camisa fija cuya función es colectar el relave. La pulpa se alimenta en el fondo del cono, es acelerada y se va estratificando a medida que asciende en el rotor. Dependiendo del tipo de modelos de serie del concentrador que se trate (Serie SB o Serie C), las partículas serán sometidas a 200 g o 300 g, y el proceso de concentración en el cono se realizará de acuerdo a un procedimiento diferente, en forma discontinua o continua, figura 35. El concentrador se utiliza en la separación de un gran número de materiales: minerales de hierro, sulfuros, carbón, tantalio, metales nativos como oro, plata, níquel, cobre, cinc, estaño, etc. En el concentrador Falcon los parámetros operacionales son el porcentaje de sólidos en la alimentación, granulometría de la mena y el tiempo de operación. La geometría del rotor es un factor crítico en el

desempeño del equipamiento; dependiendo del tipo de mena (con mayor o menor densidad, por ejemplo), habría un rotor con geometría apropiada.

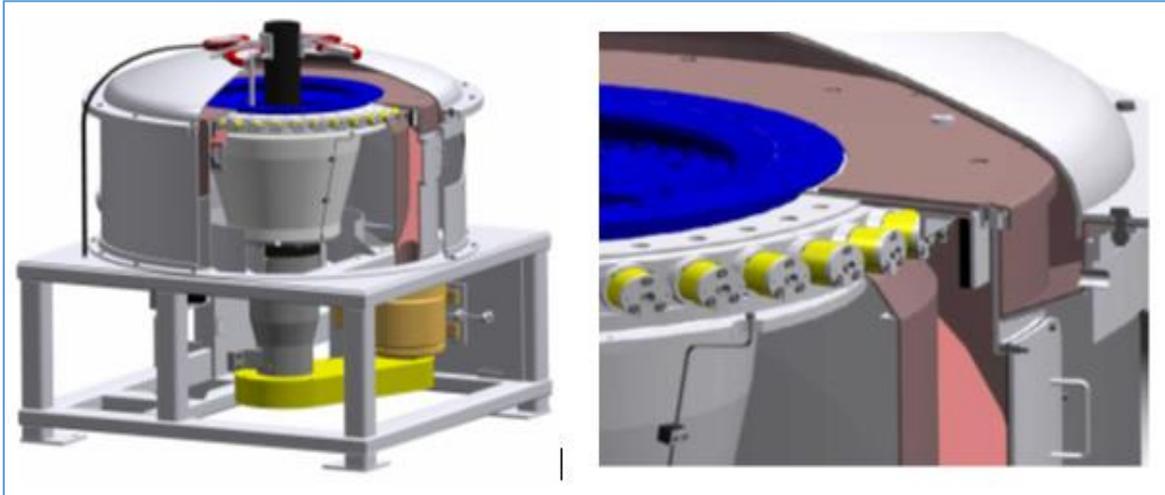


Figura 35. Concentrador Falcon modelo C y detalle de descarga de concentrado

Especificaciones de concentradores Falcon serie C.

Este modelo funciona en continuo, no utiliza agua de fluidización, este se usa cuando se requieren altas recuperaciones, se logran recuperaciones en peso de concentrado cerca de 40 %. Las partículas alimentadas son sometidas a una fuerza centrífuga de 300 g, el material asciende por la pared interna del cono que gira a gran velocidad, el concentrado es descargado en forma continua a través de una serie de tolvas en la parte superior del cono, las colas son eliminadas en forma continua durante el proceso.

III. Tabla de especificaciones de concentradores Falcon serie C.

	Capacidad de tratamiento de solidos	Motor
MODELO	T / Hr	HP
C 400	1 a 4.5	10
C 1000	5 a 27	20
C 2000	20 a 60	40
C 4000	45 a 100	100

Especificaciones de concentradores Falcon serie SB.

El Falcon SB es un concentrador discontinuo, utiliza agua de fluidización, con este equipo se obtienen concentrados de alta ley y se logran recuperaciones en peso de concentrado de cerca del 1%, figura 36. Las partículas alimentadas son sometidas a una fuerza centrífuga de 200 g, el material asciende por la pared interna del cono que gira a gran velocidad, el concentrado es retenido en los rifles de la parte superior del cono, las colas son eliminadas en forma continua durante el proceso, la alimentación se detiene, baja la velocidad del cono y el concentrado es descargado, figura 37.

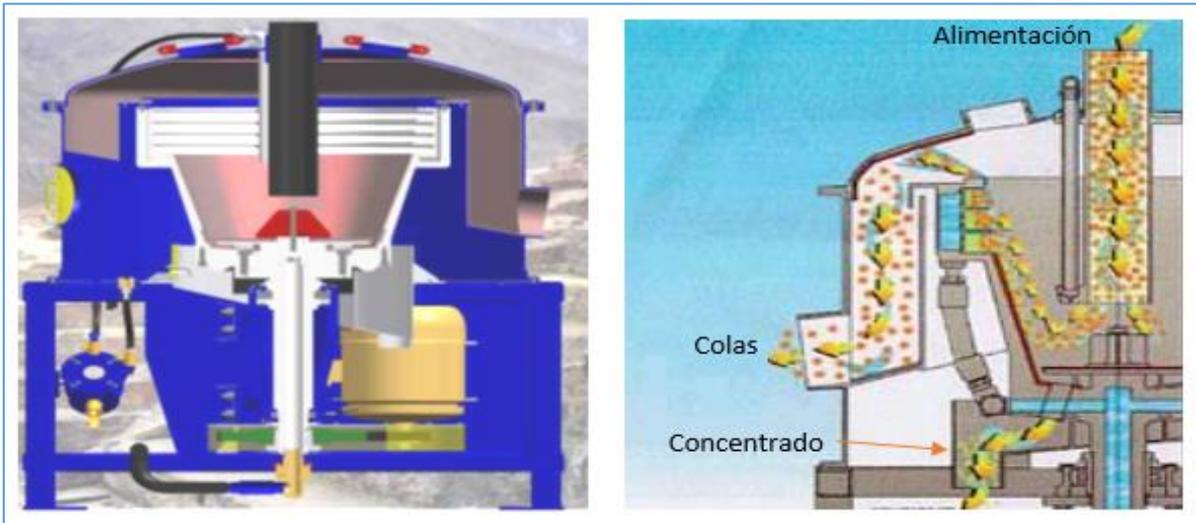


Figura 36. Concentrador Falcon serie SB

Figura 37. Esquema de la descarga del concentrado

Tabla IV. Especificaciones de serie Falcon SB.

	Capacidad de tratamiento de solidos	Motor	Agua de proceso
MODELO	T / Hr	HP	
SB 40	0 a 0.25	0.5	0.24 a 1.2
SB 250	1 a 8	3	1.8 a 2.7
SB 750	5 a 47	10	6 a 9
SB 1350	23 a 114	20	8 a 15
SB 2500	42 a 206	40	15 a 24
SB 5200	105 a 392	100	30 a 42

2. DESARROLLO EXPERIMENTAL

2.1 Equipo y parámetros de operación.

El equipo que se usara en este trabajo es un concentrador centrífugo de cono marca Knelson, modelo KC-MD3 para laboratorio. Figura 38.

Tabla V. Especificaciones del equipo KC-MD3.

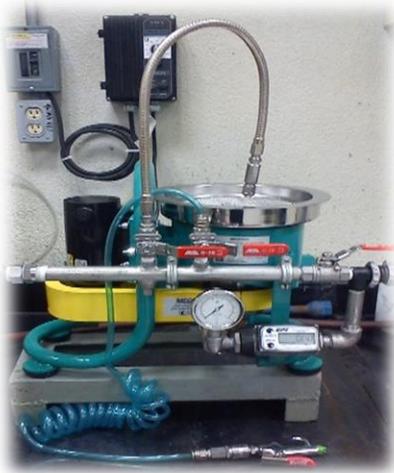


Figura 38. Concentrador KC-MD3

ESPECIFICACIONES DEL EQUIPO	
Alimentación	0-45 Kg/Hr
Flujo de agua de lavado	0.7 - 4.5 L/min
Solidos	0 - 75 %
Máximo flujo de alimentación	8.0 L/min
Tamaño de partícula	1.7 mm (-10 mallas)
Peso concentrado	80-150 g

2.2 Variables de experimentación.

Alimentación. Para estas pruebas preliminares la alimentación fue en pulpa observando que la alimentación no es constante por lo que se decide adicionar la alimentación en seco con un peso conocido y un flujo de agua conocido al alimentar el mineral.

Flujo de agua de lavado. Esta variable tiene la función de desprender a contracorriente las partículas ligeras que por arrastre se adhieren a la pared del cono concentrador

Incremento gravitacional (G's). El incremento de esta fuerza sobre todo en partículas finas ayuda a incrementar su gravimetría de las partículas pesadas, este incremento está en función de las revoluciones como se muestra en la Tabla VI.

Tabla VI. Incremento de gravimetría G's.

Relacion de variacion revoluciones e incremento de la gravedad		
%	rev	G's
50	1250	32
55	1375	40
63	1575	55
70	1750	69
80	2000	90
90	2250	120
100	2500	157

Tamaño de partícula. Esta no se considerara como variable de la experimentación ya que se pretende recuperar Au de los flujos actuales del proceso en los cuales ya existe una liberación previa y es una variable propia del proceso, el tamaño de partícula aproximado de estos flujos de muestra son de 124 micras las colas de los Knelson XD-20, 67 micras los gruesos del remolador y 58 micras las colas de la columna de plomo, los tres representados en P80 (Refiriéndose al 80% de las partículas que pasan por debajo de un cierto tamaño) . En la figura 39 se muestra la distribución por tamaños.

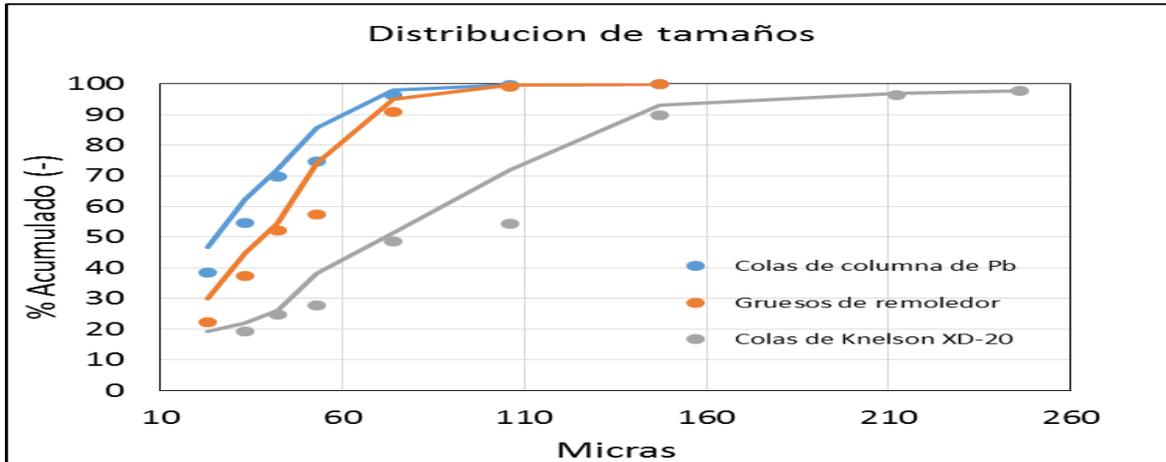


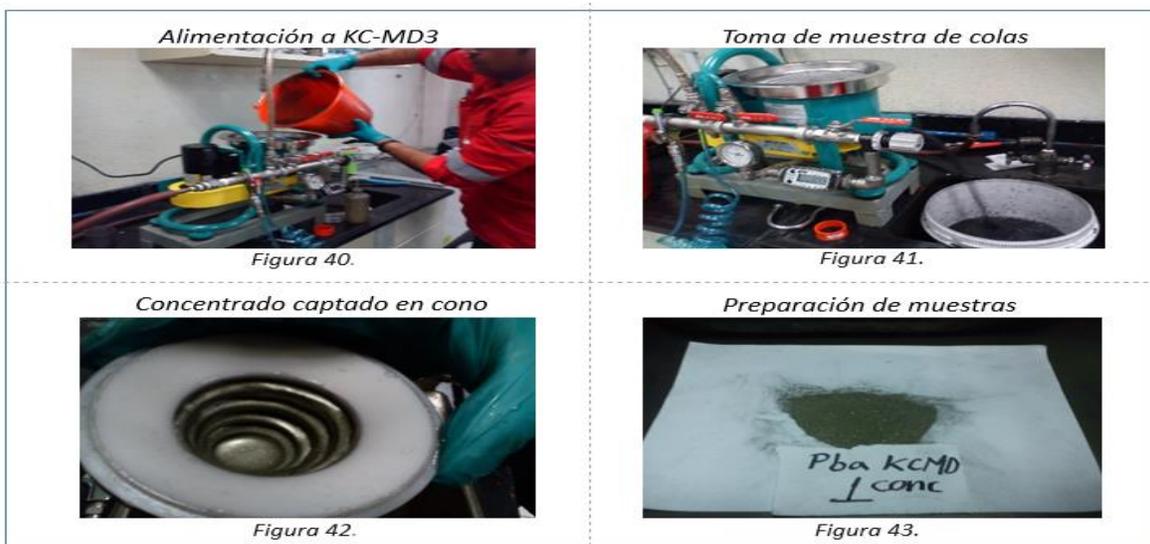
Figura 39. Distribución por tamaños de los flujos de colas de Kelson XD-20, Gruesos de remolador y colas de columna de plomo.

2.3 Metodología de experimentación.

De los balances metalúrgicos y de los muestreos de flujos de proceso se determinó realizar la experimentación con muestras de colas de concentradores XD-20 ensayando un promedio de 11 g/t Au, gruesos de remolador de Zn ensayando 7 g/t Au y colas de columna de Pb ensayando 5.57 g/t Au. Los pasos para la experimentación fueron los siguientes:

1. Preparar el Concentrador KC-MD3 con las condiciones de la experimentación, Flujo de agua de lavado y revoluciones para aumentar la gravedad (g).

2. Alimentar por la parte superior del concentrador en pulpa o muestra en seco como se muestra en la figura 40. La alimentación en pulpa no se logra adicionar de forma constante por lo que se recomienda alimentar un peso conocido en seco previamente adicionando agua con el mismo equipo.
3. Regular durante la concentración el flujo de agua de lavado que disminuye conforme se va saturando el cono.
4. Tomar cortes de muestras de colas captando toda la muestra, durante la etapa de concentración.
5. Recuperar el concentrado del cono.
6. Preparación de muestras de concentrados y colas para ensayos químicos:
 - Los concentrados se decantan y/o se filtran para eliminar el mayor contenido de agua.
 - En un horno de secado se elimina el agua y se pesan las muestras para realizar el balance metalúrgico.
 - Se desgrama y se homogeniza las muestras, en el caso de las colas se cuartea para obtener muestra representativa (± 50 gms).
 - Se pasa la muestra a $- 200$ mallas (54 micras) y se pulveriza el retenido para que pase por esta, quedando como se observa en la figura 43.



7. Determinación de ensayos químicos por el método de Vía Seca.

Objetivo: Fundir, copelar y apartar muestras para cuantificar la cantidad de oro y plata en muestras minerales.

Está basado en la propiedad que tiene el plomo en estado de fusión para colectar el oro y la plata (dore).

El plomo metálico que contiene el oro y la plata es separado por medio de la copelación la que consiste en aplicar calor al plomo colocándolo en una copela de ceniza de hueso, la cual absorbe la mayor parte del plomo y la otra cantidad se volatiliza.

El doré obtenido se pesa y coloca en un recipiente con ácido nítrico para la disolución de la plata, quedando sin disolver el oro que se decanta en un crisol para ser pesado, se resta la cantidad de oro a la cantidad de doré y se obtiene la plata.

Cálculos para determinar contenido de oro (Au)

Peso de la muestra = 10 g, Peso del botón (dore) = X g.

1 tonelada = 1 000 000 g = 1×10^6

$$\frac{mg \text{ Dore}}{Ton} = \frac{(\text{Peso botón dore g})(10^6)}{\text{Peso muestra g}}$$

$$\frac{g \text{ Dore}}{Ton} = \frac{\frac{mg \text{ dore}}{Ton}}{1000}$$

$$g_{Dore} = g_{Ag} + g_{Au}$$

Los elementos Pb, Cu, Zn y Fe son determinados por vía húmeda (volumetría y absorción atómica) únicamente como referencia ya que los ensayos de interés son la plata y principalmente el oro.

8. Realización de balances metalúrgicos.

3. ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS.

A. Resultados.

A.1 Pruebas con muestras del flujo de colas de los Knelson XD-20 en planta.

Se realizan estas pruebas manteniendo constante el flujo de agua de lavado en 2.5 Lt/min y la gravimetría en 40 G's, para evaluar el incremento de la alimentación en la concentración de estas muestras.

Tabla VII. Matiz experimental y resultados de pruebas con colas de Knelson XD-20.

Prueba	Flujo agua Lt/ min	RPM G's	Presion psi	Alimentación Kg	Ensaye g/T		Recuperación %	
					Au	Ag	Au	Ag
1	2.5	40	1.5	1.12	34.69	163	34.26	15.30
2	2.5	40	1.5	2.37	82.15	162	37.76	6.64
3	2.5	40	1.5	3.28	133.50	171	39.12	6.69
4	2.5	40	1.5	5.7	418.10	34	55.42	0.69

A.2 Pruebas con gruesos de remolienda de Zn.

a. Pruebas variando la gravedad (G's).

Se mantiene constante el flujo de agua de lavado en 4.5 Lt/min y la alimentación en 5 Kg, para evaluar el incremento de la gravimetría.

b. Pruebas variando la alimentación.

Se mantiene constante la gravimetría en 90 G's y el flujo de agua de lavado en 4.5 Lt/min, para evaluar el incremento de la alimentación.

Tabla VIII. Matiz experimental y resultados de pruebas con gruesos de remolienda.

Prueba	Flujo agua Lt/ min	RPM G's	Presion psi	Alimentación Kg	Ensaye g/T		Recuperación %	
					Au	Ag	Au	Ag
5	4.5	50	2.4	5	31.94	124	10.48	2.71
6	4.5	70	2.6	5	127.52	68	33.95	1.97
7	4.5	80	5.0	5	152.04	52	34.73	1.40
8	4.5	90	6.4	5	163.39	53	36.03	1.38
9	4.5	90	5.8	1	26.88	139	35.30	14.84
10	4.5	90	6.1	2	42.51	121	30.80	7.49
11	4.5	90	5.8	3	70.63	91	31.18	4.11
12	4.5	90	6.1	4	88.31	85	28.67	2.82
	4.5	90	5.0	5	152.04	52	34.73	1.40
13	4.5	90	6.1	6	163.39	53	31.86	1.15
14	4.5	90	7.0	10	297.36	33	35.14	0.45
15	4.5	90	7.0	14	248.31	32	23.03	0.32

A.3 Pruebas con colas de la columna de plomo.

a. Pruebas variando el flujo de agua de lavado.

Se mantiene constante la gravimetría en 90 G's y la alimentación en 5 Kg, para evaluar el incremento del flujo de agua de lavado.

b. Pruebas variando la alimentación.

Se mantiene constante la gravimetría en 90 G's y el flujo de agua de lavado en 6 Lt/min, para evaluar el incremento de la alimentación.

Tabla IX. Matriz experimental y resultados de pruebas con colas de columna de plomo..

Prueba	Flujo agua Lt/ min	RPM G's	Presion psi	Alimentación Kg	Ensaye g/T		Recuperación %	
					Au	Ag	Au	Ag
17	3.28	90	5.5	5	15.20	495	5.56	2.06
18	4.62	90	7.0	5	18.89	490	7.01	1.84
19	6.16	90	5.8	5	21.19	507	7.77	1.84
20	7.22	90	8.4	5	21.28	472	7.05	1.67
21	6.16	90	5.8	5	21.19	507	6.37	1.33
22	6.12	90	7.0	7	35.99	684	6.72	1.51
23	6.16	90	7.2	9	39.85	858	7.54	1.35
24	6.21	90	7.4	11	50.59	1017	7.67	1.01
25	6.12	90	7.4	13	61.99	919	7.04	0.92
26	6.11	90	7.4	15	63.43	899	5.95	0.72

B. Análisis y discusión.

B.1 Pruebas con muestras del flujo de colas de los Knelson XD-20.

En las pruebas 1, 2, 3 y 4 se puede determinar que la operación de los XD-20 no es suficiente para recuperar gran parte del Au gravimétrico ya que fue posible concentrar y recuperar de menos a más al incrementar la alimentación desde 1.12 a 5.70 Kg, cuando se alimenta de 3.28 Kg a 5.70 Kg se disparan la concentración y recuperación de 133.5 g/t y 39.12 % hasta 418.10 g/t y 55.42 %. Según la tendencia aún es posible incrementar la alimentación esperando que la concentración y recuperación incrementen según las Figuras 43 y 44.

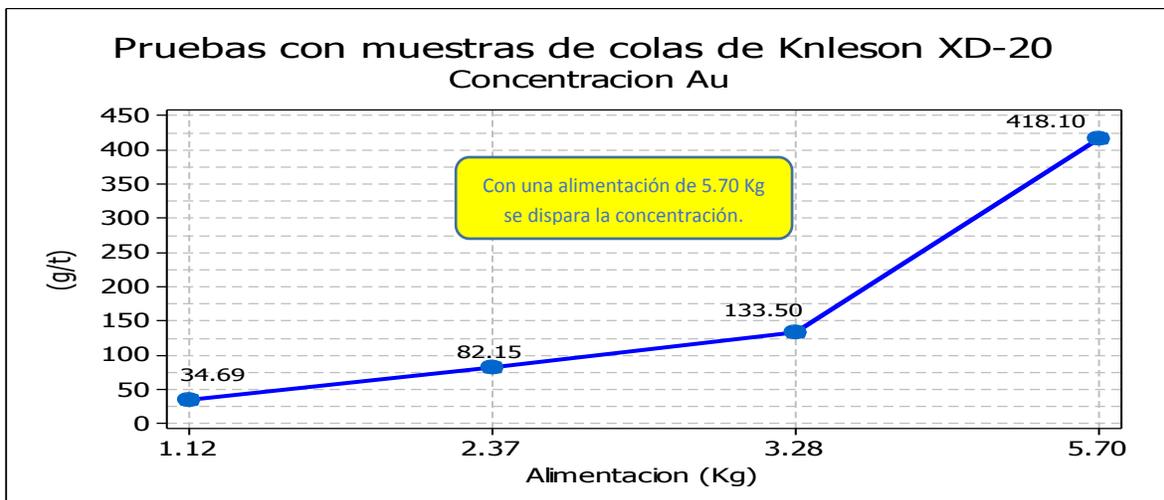


Figura 43. Concentración de Au con colas de KNELSON XD-20

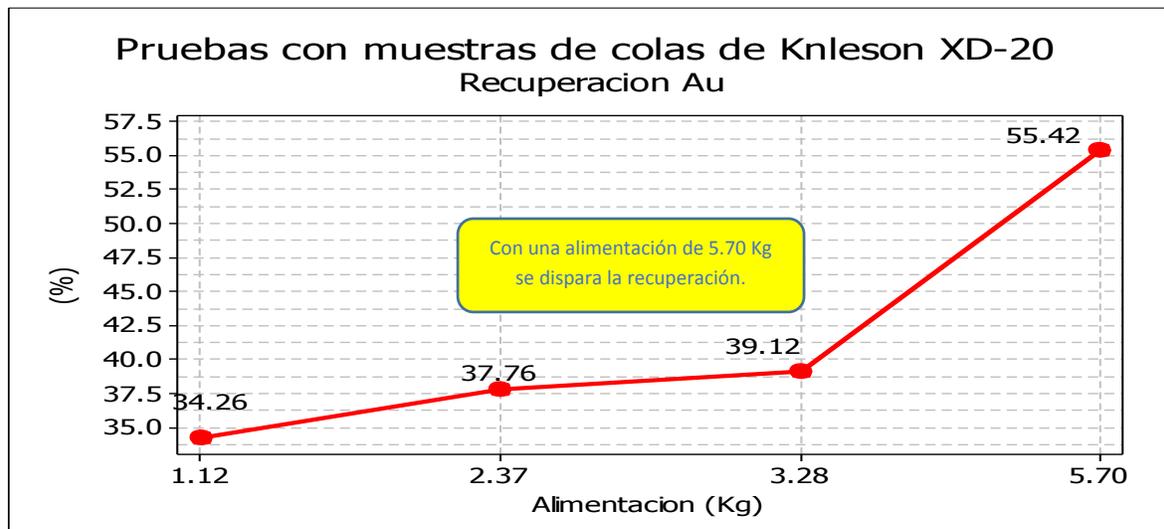


Figura 44. Recuperación de Au con colas de KNELSON XD-20

B.2 Pruebas con gruesos de remolienda de Zn

a. Pruebas variando la gravedad.

En las pruebas 5, 6, 7 y 8 se realizaron incrementando la gravimetría de 50, 70 80 y 90 G's, se usó un flujo de agua y una alimentación constante, 4.5 L/min y 5 Kg, se observa un incremento significativo en la concentración y recuperación de 31.94 g/t y 10.48 % hasta 127.52 g/t y 33.95% cuando incrementa de 50 a 70 G's, al incrementar por arriba de 70 G's la concentración y la recuperación tienen un incremento menor y con tendencia a ser constantes, resultando 163.39 g/t de concentración y 36.03 % de recuperación con una gravimetría final de 90 G's, esto se muestra en las figuras 45 y 46.

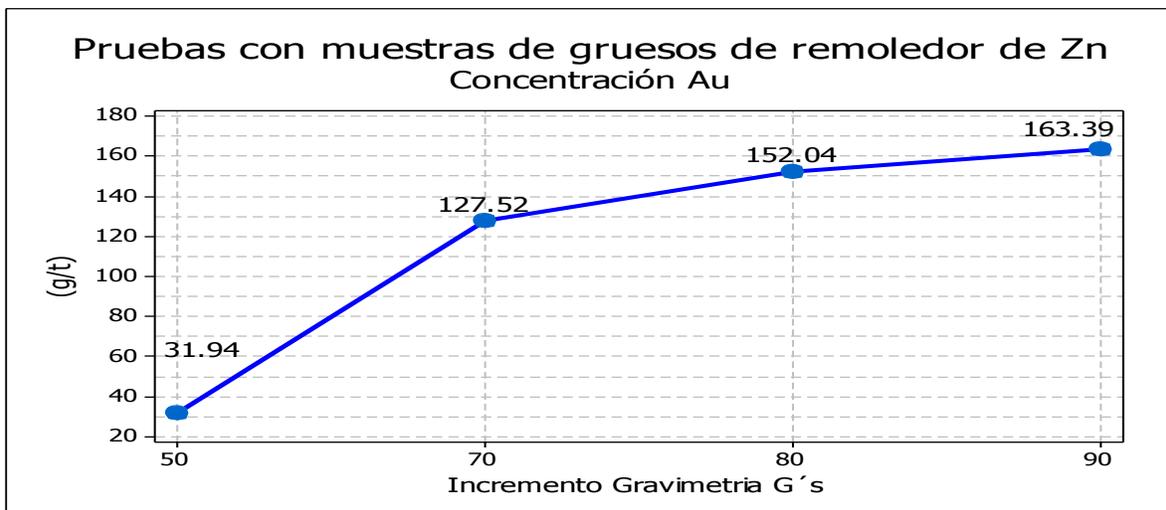


Figura 45. Concentración de Au con gruesos de remolador de zinc variando la gravedad.

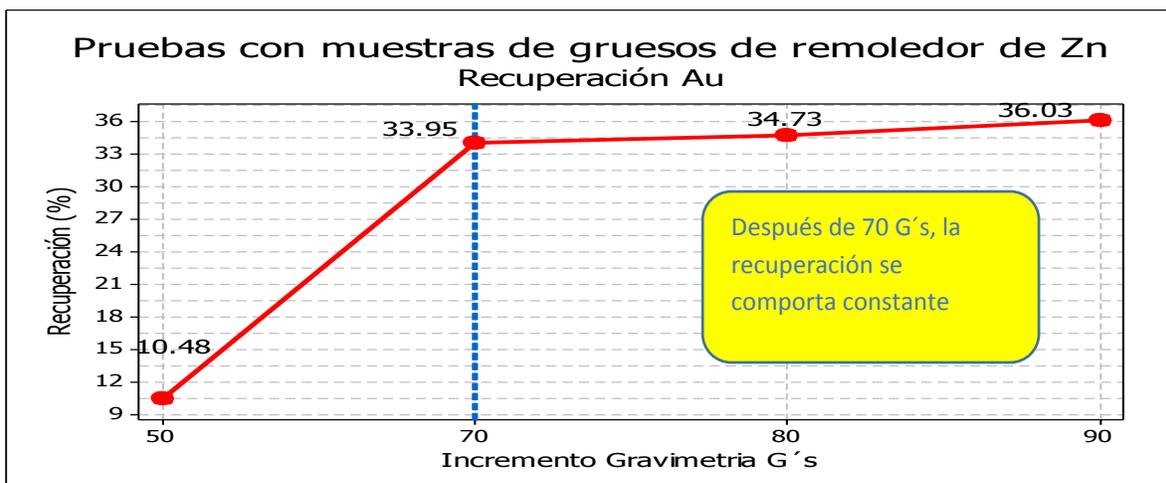


Figura 46. Recuperación de Au con gruesos de remolador de zinc variando la gravedad.

b. Pruebas variando la alimentación.

El incremento de la alimentación en las pruebas 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, y 15 donde las partículas son más finas, la fuerza gravimétrica con la que se trabajó fue de 90 G's y el flujo de agua de 4.5 L/min, la tendencia de la concentración incrementa con una alimentación de 1 a 10 kg, resultando 26.88 hasta 297.46 g/t y cae a 248.31 g/t cuando se alimenta a 14 Kg, figura 47. En el caso de la recuperación hasta una alimentación de 10 kg se puede decir que se mantiene constante y al aumentar a 14 Kg cae de 35.30 a 23.03%, esto debido a que sobrepasamos la capacidad de alimentación del equipo KC-MD3 como se observa en la figura 48.

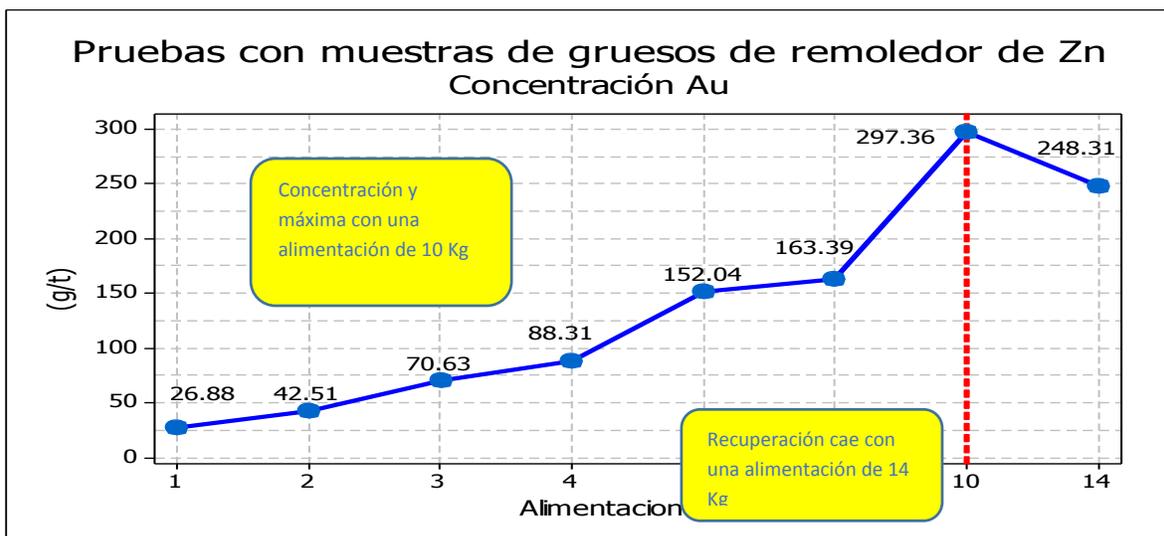


Figura 47. Concentración de Au con gruesos de remolador de zinc variando la alimentación.

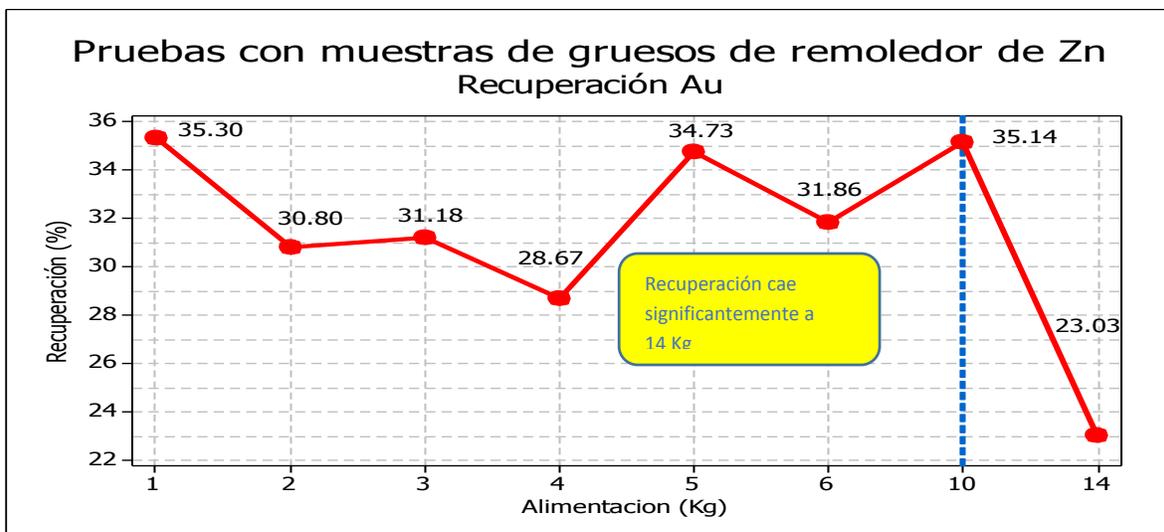


Figura 48. Recuperación de Au con gruesos de remolador de zinc variando la alimentación

B.3 Pruebas con colas de la columna de plomo.

a. Pruebas variando el flujo del agua de lavado.

En las pruebas 16, 17, 18 y 19 se maneja como variable el flujo de agua de lavado incrementando desde 3.28, 4.62, 6.16 y 7.22 L/min, la gravimetría se mantiene en 90 G's y la alimentación en 5 Kg. La concentración aumenta de 15.20 a 21.19 g/t adicionando agua de lavado de 3.28 a 6.16 L/min y al aumentar el flujo de agua a 7.22 L/min la concentración solo incrementa a 21.28 g/t, por lo que estas concentraciones no son significativas con estas muestras y estos parámetros, Figura 49. Las recuperaciones también resultan bajas con un incremento de 5.56 % hasta 7.77 % y teniendo una de caída de 7.05 % al aumentar el flujo de agua a 7.22 L/min, esto se observa en la figura 50.

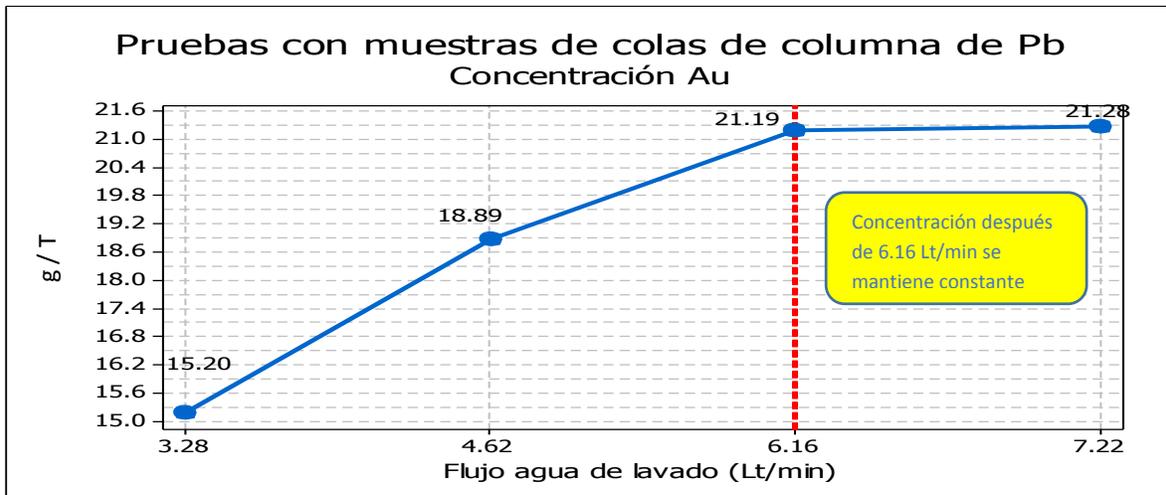


Figura 49. Concentración de Au con colas de columna de plomo variando el flujo de agua.

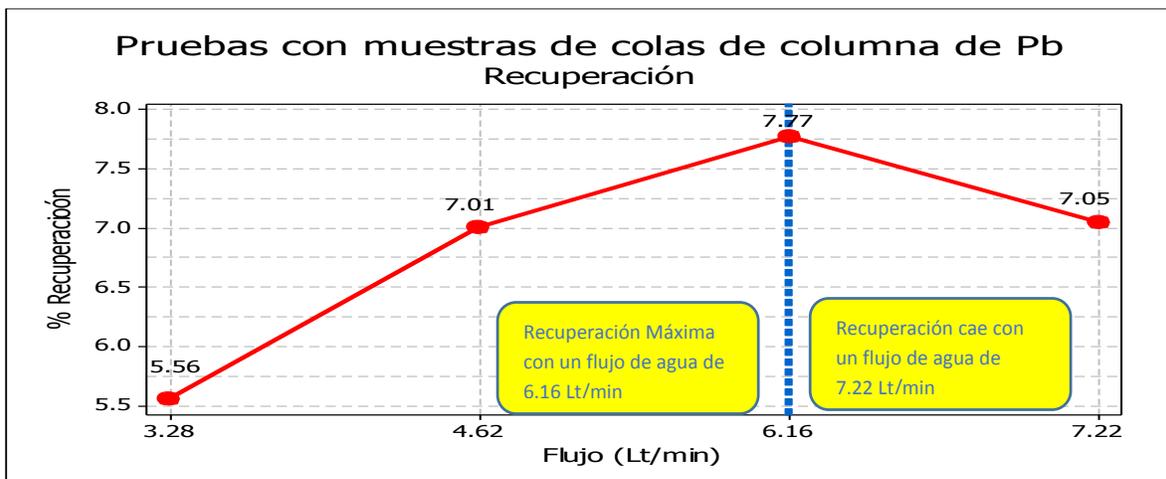


Figura 50. Recuperación de Au con colas de columna de plomo variando el flujo de agua.

b. Pruebas variando la alimentación.

En las pruebas 18, 20, 21, 22, 23 y 24 se manejó una variación en la alimentación de 5, 7, 9, 11, 13 y 15 Kg, se controla el flujo de agua de lavado para mantenerlo en 6 L/min, la gravimetría se mantiene en 90 G's, al incrementar la alimentación la tendencia de la concentración aumenta desde 21.19 hasta 61.99 g/t cuando se alimenta hasta 13 Kg y al incrementar a 15 Kg se tiene un mínimo incremento a 63.43 g/t, figura 51. La tendencia de la recuperación es a incrementarse de 6.37 hasta 7.54 % hasta una alimentación de 9 Kg y con 11 Kg solo incrementa hasta 7.67 %, siendo esta la máxima recuperación, a partir de esta alimentación comienza a descender a 7.04 % y cayendo hasta 5.95% cuando se alimenta 15 Kg, figura 52.

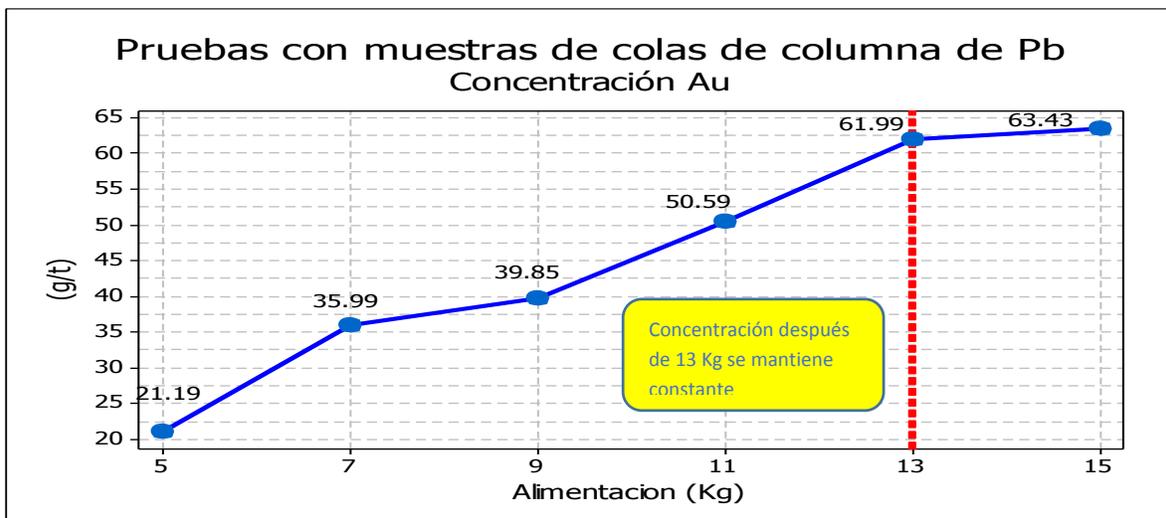


Figura 51. Concentración de Au con colas de columna de plomo variando alimentación.

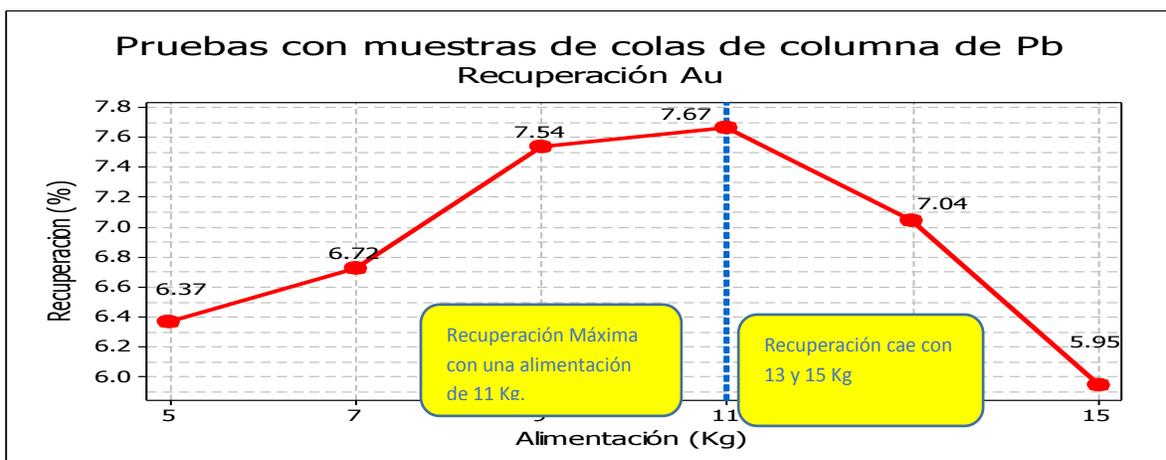


Figura 52. Recuperación de Au con colas de columna de plomo variando alimentación.

4. CONCLUSIONES.

Con este trabajo se puede concluir los siguientes puntos:

1. Las concentraciones de Au obtenidas en estas pruebas demuestran que aún es posible concentrar Au gravimétricamente.
2. Se tiene alta relación de concentración y recuperación con las muestras del flujo de las colas de los concentradores XD-20 debido a su baja capacidad (30 % de eficiencia en la recuperación de Au) y a que en la carga recirculante de los molinos de bolas se encuentra el mayor contenido de Au gravimétrico con un alto flujo volumétrico.
3. Con las muestras de gruesos de remolienda de Zn y colas de columna de Pb al aumentar la alimentación al concentrador hay una tendencia a incrementar la concentración y la recuperación habiendo un punto máximo de esta relación, y posterior a esta alimentación se tiene una caída, principalmente en la recuperación debido a sobrepasar la capacidad del equipo.
4. Para la concentración de partículas finas el incremento de G's (rpm) incrementa la gravimetría de las partículas pesadas, observándose en las pruebas con gruesos de remolienda de Zn que el incremento de 60 a 70 G's incrementa la relación concentración - recuperación significativamente y posterior a este incremento la recuperación se comporta constante y la concentración tiene un aumento de menor significancia, esto debido a que por la misma fuerza centrífuga las partículas de menor gravimetría comienzan a adherirse a las paredes del cono, restando capacidad para concentrar partículas de valor.
5. En las pruebas con colas de la columna de Pb al trabajar con una fuerza de 90 G's cuando se aumenta el flujo de agua de lavado, incrementa la concentración y recuperación por el desprendimiento de las partículas de menor densidad (gangas) que se adhieren por el incremento de la fuerza centrífuga, llegando a un punto donde al seguir incrementando esta adición de agua la concentración se comporta de forma constante y la recuperación cae estrepitosamente cuando el flujo de agua logra vencer la gravimetría de las partículas de valor y las arrastra hacia las colas.
6. En las pruebas con colas de columna de Pb el incremento del flujo de agua de lavado a 6 Lt/min tienen mayor concentración al incrementar la alimentación, teniendo una concentración máxima de 63.43 g/t, a diferencia de las pruebas donde se mantiene constante la alimentación con 5 Kg donde la máxima concentración es de 21.28 g/t.

7. Al exceder el flujo de agua de lavado se afecta a la concentración y a la recuperación, debido a que esta puede desprender partículas de valor que ya habían logrado vencer la fuerza de arrastre, esto se observa en el incremento de las pruebas con colas de Pb donde la recuperación de 7.77 % con 6.16 Lt/min cae a 7.05 % con 7.22 Lt/min
8. Para este trabajo, en relación al tamaño de partícula se tiene mayores concentraciones de Au con colas de los Knelson XD-20, en seguida los gruesos de remolienda de Zn y por ultimo las colas de la columna de Pb, las recuperaciones también se comportan en el mismo orden, las cuales son 418.10 g/t, 297.36 g/t y 61.99 g/t para las concentraciones y para la recuperaciones son de 55.42 %, 35.14 % y 7.77 %
9. Se requiere de menor incremento de G's (rpm) en partículas de mayor tamaño ya que estas tienen mayor gravimetría al combinarse con la propiedad de alta densidad, esto se observa con las pruebas con colas de los knelson XD-20 que tienen un P80 de 124 micras y se trabaja con una gravimetría de 40 G's, a diferencia de los gruesos del remolador de Zn con 67 micras y las colas de la columna de Pb con 58 micras y las mejores concentraciones resultan por arriba de 70 G's.
10. La alta densidad de las gangas afectan a la concentración de Au por gravimetría, para este trabajo el flujo del agua de lavado ayudan a limpiar el concentrado, esto se observa principalmente en las muestras con gruesos de remolienda de Zn y colas de columna de Pb.
11. La concentración gravimétrica es un proceso factible para intentar recuperar el 30 % del Au que se está perdiendo en este proceso.
12. Se debe de intentar recuperar gravimétricamente, principalmente en la etapa de molienda de bolas (carga recirculante), ya que en este punto la ley de Au y la granulometría son más adecuadas y de acuerdo a los resultados de estas pruebas es donde mayores concentraciones y recuperaciones se obtuvieron.
13. La recuperación en la etapa de remolienda de Zn (carga circulante) también se observa factible para intentar seguir recuperando Au gravimétrico, esto sin afectar el concentrado de Zn.
14. En el caso de las colas finales, se puede intentar realizar flotaciones agresivas de piritas auríferas para posteriormente realizar concentración gravimétrica.

15. Se observa menor relación de concentración – recuperación de Au con muestras de colas de columna de plomo, esto debido a menor ley y menor tamaño de partícula.

16. Cuando se tiene incrementos en los parámetros de gravimetría (G's), flujo de agua de lavado y alimentación, se debe de tener una fuerza resultante que permita la óptima concentración y recuperación ya que ambas tienden a caer cuando esta fuerza resultante pierde el equilibrio, al exceder la magnitud de un parámetro.

5. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.

1. Cuadernillo introductorio, propiedad y autoridad de Minera Tizapa S.A de C.V.
2. Report on the Characterization of Gravity Recoverable Gold in a Sample of Raglan Ore. Dr. André R. Laplante, April 5, 2004, 865 Gray Ce, Saint-Laurent, Montréal, QC, Canada H4M 2C5.
3. <http://es.wikipedia.org/wiki/Gambusino>.
4. Tecnología de procesamiento de minerales, tratamiento de menas y recuperación de minerales WILLS B.A. BSc PhD CEng MIMM, Escuela de minas de Camborne Cornwall, Ed. LIMUSA.
5. Advances in gold ore processing. Mike D. Adams. Mutis Liber Pty Ltd. Guilford, Western Australia. Series Editor B.A. Wills. Ed El Selvier.
6. El bateo, técnica milenaria para la búsqueda de oro | Suite101.net <http://suite101.net/article/el-bateo-tecnica-milenaria-para-la-busqueda-de-oro-a20414#ixzz2ABkDdPEX>
7. www.knelsongravitysolutions.com.
8. www.academia.edu/3805000_Concentraci3n_Centrifugos_Knelson_Falcon
.
9. Manual de productos químicos para la minería, Traducido por Ma. Elena Saucedo Loya, A. Giraldez, J. A. Gutierrez. Propiedad literaria de American Cyanamid Company. 1986.

6. ANEXOS.

A.1. Balance metalúrgico del estudio de liberación de GRG.

Size (μm)	First Stage: 100% -850 μm			Second Stage: 54.1% -75 μm			Third Stage: 82.3% -75 μm				Total	Total
	Stage	Rec.		Stage	Rec.		Stage	Rec.	Losses		Recov.	Recov.
	Recov.	Dist'n g/t		Recov.	Dist'n g/t		Recov.	Dist'n	g/t	g/t	g/t	%
850												
600	4.40	13.33	0.016								0.016	0.6
425	1.20	17.32	0.006	0.00	0.00	0.000					0.006	0.2
300	6.79	9.27	0.017	59.83	1.46	0.021					0.038	1.3
212	13.25	10.12	0.037	37.65	10.39	0.094	0.00	0.00	0.000	0.00	0.132	4.5
150	23.62	9.27	0.061	39.36	15.47	0.147	0.00	0.00	0.000	0.00	0.207	7.2
106	25.63	8.63	0.061	33.35	15.19	0.122	49.17	5.53	0.052	0.05	0.236	8.2
75	21.34	7.41	0.044	31.73	11.44	0.087	23.56	15.47	0.070	0.23	0.201	7.0
53	21.10	6.37	0.037	29.85	12.35	0.089	23.19	16.52	0.074	0.24	0.200	6.9
37	16.71	4.10	0.019	31.25	7.35	0.055	16.70	14.03	0.045	0.22	0.119	4.1
25	16.44	1.66	0.008	31.84	4.00	0.031	19.70	8.86	0.034	0.14	0.072	2.5
20	2.23	2.04	0.001	8.09	3.49	0.007	9.57	4.36	0.008	0.08	0.016	0.6
15	0.23	10.49	0.001	1.13	18.86	0.005	1.56	35.23	0.011	0.67	0.016	0.6
Total	10.7	100.0	0.31	25.5	100.0	0.658	15.1	100.0	0.293	1.63	1.26	43.6
O/A	10.7			22.7			10.1					
Yield	0.00200			0.00474			0.00466					
Grade	2.78	g/t		2.41	g/t		1.94	g/t				
Calc.:	2.89	g/t										

A.2. Análisis de distribución granulométrica alimentación a concentradores XD-20, colas de columna de plomo y gruesos de remolador.

ALIMENTACION KNELSON 1					
Malla	micras	peso (g)	% peso	% acumulado (+)	% acumulado (-)
6	3,327				
14	1,168	1	0.20	0.20	99.80
20	833	0.5	0.10	0.30	99.70
40	425	2	0.40	0.70	99.30
60	246	4.5	0.90	1.60	98.40
70	212	4	0.80	2.40	97.60
100	147	22.5	4.49	6.89	93.11
140	106	118.5	23.65	30.54	69.46
200	74	185	36.93	67.47	32.53
270	53	70.5	14.07	81.54	18.46
325	42	9.5	1.90	83.43	16.57
400	33	18.5	3.69	87.13	12.87
-400	-33	64.5	12.87	100.00	0.00
total		501	100.00		

124 Micras

COLAS DE COLUMNA Pb-Cu					
Malla	micras	peso (g)	% peso	% acumulado (+)	% acumulado (-)
6	3,327				
14	1,168				
20	833				
40	425				
60	246				
70	212				
100	147	0.5	0.10	0.10	99.90
140	106	2.0	0.40	0.49	99.51
200	74	15.5	3.07	3.56	96.44
270	53	110.0	21.76	25.32	74.68
325	42	25.0	4.95	30.27	69.73
400	33	76.0	15.03	45.30	54.70
500	23	82.0	16.22	61.52	38.48
-500	-23	194.5	38.48	100.00	0.00
total		505.5	100.00		

58 Micras

GRUESOS REMOLEDOR Zn					
Malla	micras	peso (g)	% peso	% acumulado (+)	% acumulado (-)
6	3,327				
14	1,168				
20	833				
40	425				
60	246				
70	212				
100	147	0.5	0.10	0.10	99.90
140	106	3.5	0.70	0.80	99.20
200	74	42.0	8.39	9.19	90.81
270	53	167.0	33.37	42.56	57.44
325	42	26.5	5.29	47.85	52.15
400	33	74.0	14.79	62.64	37.36
500	23	75.0	14.99	77.62	22.38
-500	-23	112.0	22.38	100.00	0.00
total		500.5	100.00		

67 Micras

A.3. Balances metalúrgicos de pruebas.

Pruebas con muestra de colas de concentrador Knelson XD-20.

PRUEBA Producto	1 peso, g	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)				
		Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
Cabeza	1118.80	12.05	127	9.60	3.13	0.23						13.49	142.01	10.74	34.98	2.57
Concentrado	133.20	34.69	163	1.40	3.25	0.23	34.26	15.30	17.37	12.38	11.91	4.62	21.73	1.86	4.33	0.31
Colas	985.60	9.00	122	0.90	3.11	0.23	65.74	84.70	82.63	87.62	88.09	8.87	120.28	8.87	30.65	2.27

PRUEBA Producto	2 peso, g	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)				
		Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
Cabeza	2367.40	12.99	146	9.64	3.37	0.24						30.74	345.97	22.83	79.75	5.60
Concentrado	141.30	82.15	162	1.03	2.56	0.18	37.76	6.64	6.38	4.54	4.54	11.61	22.96	1.46	3.62	0.25
Colas	2226.10	8.60	145	0.96	3.42	0.24	62.24	93.36	93.62	95.46	95.46	19.14	323.01	21.37	76.13	5.34

PRUEBA Producto	3 peso, g	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)				
		Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
Cabeza	3284.20	15.60	117	8.58	2.58	0.19						51.22	382.92	28.19	84.72	6.27
Concentrado	150.10	133.50	171	1.24	2.99	0.21	39.12	6.69	6.60	5.30	5.03	20.04	25.63	1.86	4.49	0.32
Colas	3134.10	9.95	114	0.84	2.56	0.19	60.88	93.31	93.40	94.70	94.97	31.18	357.29	26.33	80.23	5.95

PRUEBA Producto	4 peso, g	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)				
		Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
Cabeza	5702.50	20.08	132	9.09	2.89	0.21						114.51	753.10	51.85	164.70	11.98
Concentrado	151.80	418.10	34	1.25	2.82	0.21	55.42	0.69	3.66	2.60	2.66	63.47	5.16	1.90	4.28	0.32
Colas	5550.70	9.20	135	0.90	2.89	0.21	44.58	99.31	96.34	97.40	97.34	51.05	747.94	49.96	160.42	11.66

Pruebas con muestra de gruesos de remolador de Zn.

PRUEBA	5	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)						
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
	Cabeza	5000.00	7.14	107	7.21	21.53	0.26							35.71	537.33	36.07	1076.51	12.78
	Concentrado	117.20	31.94	124	0.71	16.44	0.21	10.48	2.71	2.30	1.79	1.91	3.74	14.58	0.83	19.27	0.24	
	Colas	4882.80	6.55	107	0.72	21.65	0.26	89.52	97.29	97.70	98.21	98.09	31.97	522.75	35.24	1057.24	12.53	

PRUEBA	6	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)						
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
	Cabeza	5000.00	9.01	82	7.13	21.28	0.24							45.04	411.43	35.63	1064.21	12.10
	Concentrado	119.90	127.52	68	0.68	17.93	0.23	33.95	1.97	2.28	2.02	2.25	15.29	8.10	0.81	21.50	0.27	
	Colas	4880.10	6.10	83	0.71	21.37	0.24	66.05	98.03	97.72	97.98	97.75	29.75	403.33	34.82	1042.71	11.82	

PRUEBA	7	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)						
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
	Cabeza	5000.00	9.73	82	7.40	20.98	0.24							48.66	412.07	36.99	1048.80	12.22
	Concentrado	111.15	152.04	52	0.66	17.90	0.21	34.73	1.40	1.97	1.90	1.96	16.90	5.78	0.73	19.89	0.24	
	Colas	4888.85	6.50	83	0.74	21.05	0.25	65.27	98.60	98.03	98.10	98.04	31.76	406.30	36.26	1028.91	11.98	

PRUEBA	8	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)						
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
	Cabeza	5000.00	10.33	87	6.79	21.51	0.24							51.66	435.19	33.95	1075.29	11.82
	Concentrado	113.90	163.39	53	0.66	19.34	0.23	36.03	1.38	2.21	2.05	2.21	18.61	5.99	0.75	22.02	0.26	
	Colas	4886.10	6.76	88	0.68	21.56	0.24	63.97	98.62	97.79	97.95	97.79	33.05	429.20	33.20	1053.26	11.56	

PRUEBA	9	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)						
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
	Cabeza	1000.00	7.99	98	6.73	21.93	0.25							7.99	98.07	6.73	219.34	2.50
	Concentrado	105.00	26.88	139	0.61	17.23	0.23	35.30	14.84	9.55	8.25	9.56	2.82	14.56	0.64	18.09	0.24	
	Colas	895.00	5.78	93	0.68	22.49	0.25	64.70	85.16	90.45	91.75	90.44	5.17	83.52	6.08	201.25	2.26	

PRUEBA	10	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)						
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
	Cabeza	2000.00	7.81	91	7.13	22.43	0.26							15.62	182.43	14.26	448.63	5.22
	Concentrado	113.20	42.51	121	0.61	17.89	0.22	30.80	7.49	4.86	4.51	4.87	4.81	13.66	0.69	20.25	0.25	
	Colas	1886.80	5.73	89	0.72	22.70	0.26	69.20	92.51	95.14	95.49	95.13	10.81	168.77	13.57	428.38	4.97	

PRUEBA	11	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)						
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
	Cabeza	3000.00	8.50	83	6.78	22.55	0.26							25.51	248.54	20.35	676.42	7.67
	Concentrado	112.60	70.63	91	0.56	17.24	0.21	31.18	4.11	3.09	2.87	3.04	7.95	10.20	0.63	19.41	0.23	
	Colas	2887.40	6.08	83	0.68	22.75	0.26	68.82	95.89	96.91	97.13	96.96	17.55	238.33	19.72	657.01	7.43	

PRUEBA	12	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)						
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
	Cabeza	4000.00	8.58	84	6.66	22.68	0.25							34.31	337.21	26.66	907.15	10.02
	Concentrado	111.40	88.31	85	0.62	17.76	0.22	28.67	2.82	2.58	2.18	2.50	9.84	9.52	0.69	19.79	0.25	
	Colas	3888.60	6.29	84	0.67	22.82	0.25	71.33	97.18	97.42	97.82	97.50	24.47	327.69	25.97	887.36	9.77	

PRUEBA	13	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)						
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
	Cabeza	6000.00	9.74	87	6.79	21.51	0.24							58.42	523.03	40.74	1290.85	14.18
	Concentrado	113.90	163.39	53	0.66	19.34	0.23	31.86	1.15	1.84	1.71	1.84	18.61	5.99	0.75	22.02	0.26	
	Colas	5886.10	6.76	88	0.68	21.56	0.24	68.14	98.85	98.16	98.29	98.16	39.81	517.04	40.00	1268.83	13.92	

PRUEBA	14	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)						
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
	Cabeza	10000.00	9.92	85	6.93	22.19	0.23							99.18	850.30	69.25	2219.24	23.26
	Concentrado	117.20	297.36	33	0.63	18.89	0.22	35.14	0.45	1.07	1.00	1.11	34.85	3.86	0.74	22.14	0.26	
	Colas	9882.80	6.51	86	0.69	22.23	0.23	64.86	99.55	98.93	99.00	98.89	64.33	846.43	68.52	2197.10	23.01	

PRUEBA	15	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)					
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn
	Cabeza	14000.00	9.03	86	6.92	21.82	0.23						126.38	1201.55	96.95	3054.21	32.47
	Concentrado	117.20	248.31	32	0.65	20.42	0.22	23.03	0.32	0.79	0.78	0.79	29.10	3.81	0.76	23.93	0.26
	Colas	13882.80	7.01	86	0.69	21.83	0.23	76.97	99.68	99.21	99.22	99.21	97.28	1197.74	96.19	3030.28	32.21

Pruebas con muestra de colas de columna de Pb.

PRUEBA	16	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)					
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn
	Cabeza	5000.00	6.18	542	61.76	11.57	0.55						30.88	2709.96	308.81	578.47	27.64
	Concentrado	113.00	15.20	495	6.17	12.43	0.53	5.56	2.06	2.26	2.43	2.17	1.72	55.89	6.97	14.05	0.60
	Colas	4887.00	5.97	543	6.18	11.55	0.55	94.44	97.94	97.74	97.57	97.83	29.17	2654.07	301.83	564.42	27.04

PRUEBA	17	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)					
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn
	Cabeza	5000.00	5.67	561	61.72	11.54	0.56						28.34	2805.67	308.61	576.79	28.04
	Concentrado	105.20	18.89	490	6.41	10.41	0.47	7.01	1.84	2.19	1.90	1.76	1.99	51.51	6.74	10.95	0.49
	Colas	4894.80	5.38	563	6.17	11.56	0.56	92.99	98.16	97.81	98.10	98.24	26.35	2754.17	301.86	565.84	27.55

PRUEBA	18	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)					
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn
	Cabeza	5000.00	5.57	562	62.71	12.06	0.59						27.86	2811.82	313.55	603.03	29.33
	Concentrado	102.20	21.19	507	6.54	9.06	0.44	7.77	1.84	2.13	1.54	1.53	2.17	51.78	6.68	9.26	0.45
	Colas	4897.80	5.25	564	6.27	12.12	0.59	92.23	98.16	97.87	98.46	98.47	25.69	2760.04	306.86	593.77	28.89

PRUEBA	19	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)					
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn
	Cabeza	5000.00	6.02	563	66.53	11.93	0.60						30.10	2813.19	332.66	596.50	30.02
	Concentrado	99.70	21.28	472	6.37	9.29	0.42	7.05	1.67	1.91	1.55	1.39	2.12	47.02	6.35	9.26	0.42
	Colas	4900.30	5.71	564	6.66	11.98	0.60	92.95	98.33	98.09	98.45	98.61	27.98	2766.17	326.31	587.24	29.60

PRUEBA	20	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)					
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn
	Cabeza	7000.00	8.56	726	80.62	15.56	0.76						59.94	5085.22	564.36	1089.06	53.14
	Concentrado	112.00	35.99	684	6.70	10.32	0.64	6.72	1.51	1.33	1.06	1.35	4.03	76.61	7.50	11.56	0.72
	Colas	8888.00	6.29	564	6.27	12.12	0.59	93.28	98.49	98.67	98.94	98.65	55.91	5008.62	556.86	1077.51	52.42

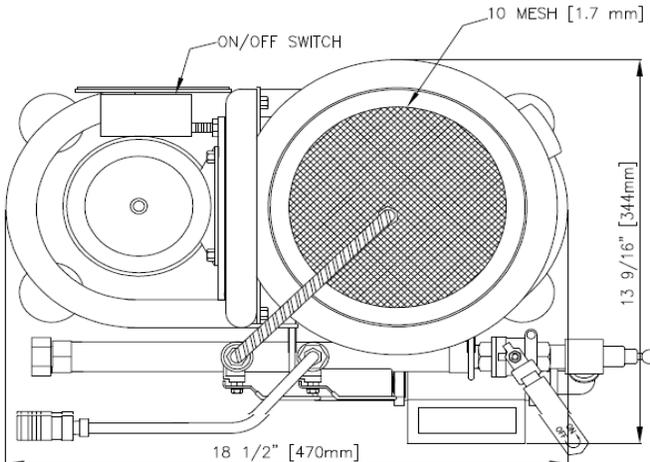
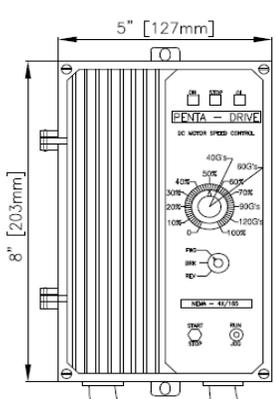
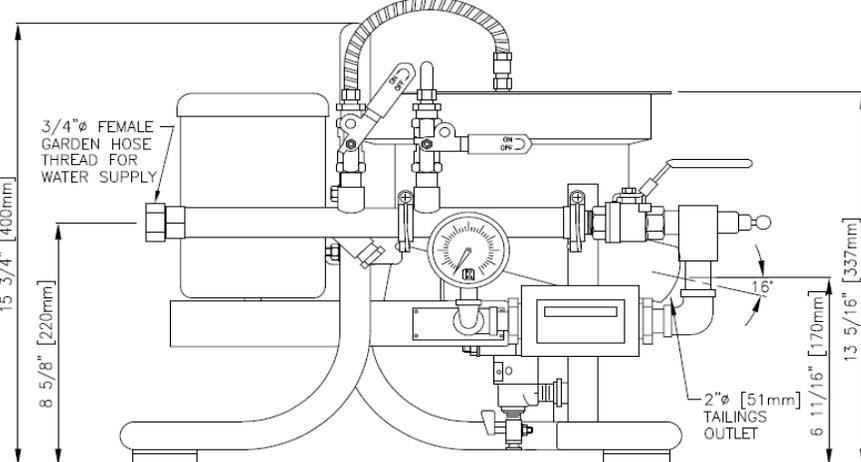
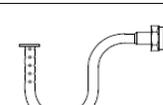
PRUEBA	21	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)					
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn
	Cabeza	9000.00	6.03	727	46.28	9.36	1.18						54.28	6540.84	416.52	842.04	106.08
	Concentrado	102.70	39.85	858	6.02	10.33	1.21	7.54	1.35	1.48	1.26	1.17	4.09	88.14	6.18	10.61	1.24
	Colas	6897.30	7.28	936	5.95	12.05	1.52	92.46	98.65	98.52	98.74	98.83	50.19	6452.70	410.34	831.43	104.85

PRUEBA	22	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)					
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn
	Cabeza	11000.00	6.86	1051	59.01	12.06	1.84						75.46	11559.91	649.06	1326.14	202.80
	Concentrado	114.40	50.59	1017	5.92	10.51	1.62	7.67	1.01	1.04	0.91	0.91	5.79	116.37	6.77	12.02	1.85
	Colas	10885.60	6.40	1051	5.90	12.07	1.85	92.33	98.99	98.96	99.09	99.09	69.67	11443.54	642.29	1314.12	200.95

PRUEBA	23	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)					
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn
	Cabeza	13000.00	7.85	891	60.46	11.81	1.46						101.99	11577.09	786.02	1535.20	189.38
	Concentrado	115.90	61.99	919	6.60	9.52	1.29	7.04	0.92	0.97	0.72	0.79	7.18	106.57	7.64	11.03	1.50
	Colas	12884.10	7.36	890	6.04	11.83	1.46	92.96	99.08	99.03	99.28	99.21	94.81	11470.52	778.38	1524.16	187.88

PRUEBA	24	Ensaye g/t, %					Recuperacion (%)					Contenidos (mg, g)					
		Producto	peso, g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn
	Cabeza	15000.00	8.37	975	61.49	11.95	1.59						125.51	14628.04	922.28	1793.25	239.21
	Concentrado	117.70	63.43	899	6.48	9.81	1.34	5.95	0.72	0.83	0.64	0.66	7.47	105.84	7.63	11.55	1.58
	Colas	14882.30	7.93	976	6.15	11.97	1.60	94.05	99.28	99.17	99.36	99.34	118.04	14522.20	914.65	1781.70	237.63

4. Especificaciones del concentrador gravimétrico KC-MD3-G4.

	<h2 style="margin: 0;">KNELSON GRAVITY SOLUTIONS</h2> <p style="font-size: small; margin: 0;">(A division of Knelson, a corporate partnership) 19855-98 Avenue, Langley B.C. Canada, V1M 2X5 Phone: (604)888-4015, Fax: (604)888-4013 www.knelsongravitysolutions.com, e-Mail: knelson@knelson.com</p>	<p style="font-size: x-small; margin: 0;">DATE: SEPT 24 2008</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">DWG. No. 04201A</p>	<h3 style="margin: 0;">KNELSON CONCENTRATOR MODEL KC-MD3-G4 CONE VARIABLE GRAVITY (VG) KIT LABORATORY MODEL</h3>
<p style="font-size: x-small; margin: 0;">FEED CAPACITY (MAY VARY DEPENDING ON MATERIAL) - 0 - 100 lbs/hr [0 - 45 kg/hr] SOLIDS</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">TYPICAL FLUIDIZATION WATER REQUIREMENT - 0.2 - 1.1 USgpm [0.7 - 4.5 Lpm]</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">FEED DENSITY - 0 - 75% SOLIDS/WEIGHT</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">MAXIMUM TOTAL VOLUMETRIC THROUGHPUT - 2 USgpm [8Lpm]</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">FEED SIZE - MINUS 10 MESH [1.7mm]</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">CONCENTRATE VOLUME - 3.5 in³ [58 ml]</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">CONCENTRATE WEIGHT - 0.18 - 0.33 lbs [80 - 150g]</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">CONCENTRATOR NET WEIGHT - 61 lbs [28 kg] (INCLUDING DC DRIVE)</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">H.P. - 1/4 (ELECTRIC)</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">APPROXIMATE SHIPPING WEIGHT - 95 lbs [42.75 kg]</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">APPROXIMATE SHIPPING WEIGHT WITH SPARES - 99 lbs [45 kg]</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">APPROXIMATE CRATED SHIPPING DIMENSIONS - LENGTH 51cm x WIDTH 65cm x HEIGHT 53cm</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">NEMA 4X DC CONTROL - 115/230 VAC, SINGLE PHASE 50/60Hz.</p> <p style="font-size: x-small; margin: 0;">OPERATING "G" FORCE - VARIABLE (40-120g)</p>			
		 <p style="font-size: x-small; margin: 5px 0;">VARIABLE SPEED DRIVE NEMA 4X DC SCR CONTROL NOT TO SCALE WEIGHT - 5.0 lbs</p>	
		 <p style="font-size: x-small; margin: 5px 0;">CONCENTRATE CLEAN-OUT WAND SUPPLIED</p>	
<p style="font-size: x-small; margin: 0;">NOTE:</p> <ul style="list-style-type: none"> - SPECIFICATIONS SUBJECT TO CHANGE WITHOUT NOTICE. - ALL PIPING TO CONCENTRATOR TO BE FLEXIBLE TO ALLOW FOR SLIGHT OSCILLATION OF UNIT DURING OPERATION. <p style="text-align: right; font-size: x-small; margin: 0;">Printed in Canada</p>			