

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN - TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

EVALUACIÓN Y ALTERNATIVA EN LA RECUPERACIÓN
DE ORO ALUVIAL EN LA COOPERATIVA MINERA
SAN ANTONIO LIMITADA ANANEA - PUNO

TESIS

Presentada por:

Bach. Jaime Eduardo Huachaca Calla

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA - PERÚ

2017

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA

Facultad de Ingeniería

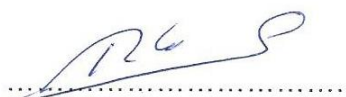
Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**EVALUACIÓN Y ALTERNATIVA EN LA
RECUPERACIÓN DE ORO ALUVIAL
EN LA COOPERATIVA MINERA
SAN ANTONIO LIMITADA
ANANEA – PUNO**

TESIS

Tesis sustentada el día 20 de enero de dos mil diecisiete por el Bachiller JAIME EDUARDO HUACHACA CALLA, siendo el Jurado Calificador integrado por:

PRESIDENTE



Dr. Tolomeo Raúl Soto Pérez

SECRETARIO




Ing. Daniel Jesús Zevallos Ramos

VOCAL



Ing. Julián Nieto Quispe

ASESOR



Ing. Zoilo Edgardo Valdivia Infantas

DEDICATORIA

A Dios, por permitirme llegar a este momento tan especial en mi vida, por los triunfos y los momentos difíciles que me han enseñado a valorar cada día más. A mi madre por ser la persona que me ha acompañado durante toda mi trayectoria. A mi tía por ayudarme y confiar en mi camino para convertirme en un profesional. A mi padre quien con sus consejos ha sabido guiarme para culminar mi carrera profesional. A mis profesores, gracias por su tiempo, por su apoyo, así como por la sabiduría que me transmitieron en el desarrollo de mi formación profesional.

AGRADECIMIENTO

En el presente trabajo de tesis agradezco a mi Asesor el Ing. Zoilo Valdivia Infantas, por su valioso aporte en la presente tesis, y hago el reconocimiento por compartir su excelente conocimiento y sus experiencias que ha dado lugar a buena formación profesional,

Finalmente agradezco a quien lee este apartado y más de mi tesis, por permitirme a mis experiencias, investigaciones y conocimientos, incurrir dentro de su repertorio de información mental.

CONTENIDO

Resumen	
Introducción	
Capítulo i	
Planteamiento del problema	3
1.1. Antecedentes	3
1.2. Objetivos	5
1.2.1. Objetivo General	5
1.2.2. Objetivos Específicos	5
1.3. Hipótesis	5
1.4. Justificación	6
1.5. Antecedentes	6
Capítulo ii	
Fundamentos teórico	8
2.1. Introducción	8
2.2. Depósitos de placeres	9
Apatito	10
Casiterita	10
Esfena	10
2.3. Gravimetría de minerales auríferos	24
2.3.1. Introducción	24
2.3.2. Fundamento de la gravimetría	27
2.3.3. Sistemas de concentración	43
2.3.3.1. Separación o concentración por amalgamación	44
2.3.3.2. Concentración por flotación	52
2.3.3.3. Concentración centrífuga	55
2.3.3.4. Concentración gravimétrica	67

Capitulo iii	
Organización de la Cooperativa San Antonio	81
3.1. Perfil del Minero Artesanal	81
3.2. Ananea – Puno	82
3.3. Actividades Económicas	85
3.4. Sentido de Pertenencia	86
3.5. Perfil del minero artesanal	87
3.6. Unidades litológicas	89
3.7. Métodos de operación	93
3.8. Distribución granulométrica del oro	99
3.9. La actividad minera modalidades de trabajo	100
Capitulo iv	
Pruebas Experimentales	105
4.1. Caracterización de la Grava Aluvial	105
4.2. Toma de Muestras	106
4.3. Propiedades Físicas y Químicas	106
4.4. Procedimiento Experimental	109
Capitulo v	
análisis de resultados	115
5.1. Análisis de las Propiedades Físicas y Químicas	115
5.2. Análisis de Pruebas en el Concentrador Knelson	116
5.3. Análisis de Pruebas en la Canaleta en Operación	118
Conclusiones	120
Recomendaciones	121
Referencias Bibliográficas	122

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Formación de placeres residuales (izquierda) y eluviales (derecha) por la meteorización de vetas con casiterita.	14
Figura 2. Salientes de cuarzo en una secuencia de lutitas pueden servir como trampas naturales para la acumulación de oro en placeres.	16
Figura 3. Los pozos de caídas o saltos de agua y hoyos generados por remolinos de agua pueden ser lugares donde se concentran minerales pesados.	17
Figura 4. La confluencia de un afluente de alta energía con un curso mayor de flujo más lento puede constituir el lugar de concentración de minerales pesados.	17
Figura 5. Formación de placeres (punteado) en un cauce de flujo rápido con meandros migrantes. 1. Posición original del cauce; 2. Posición intermedia; 3. Posición actual.	18
Figura 6. Sección esquemática para ilustrar algunos lugares de formación de placeres de playa, los que se muestran por el punteado grueso. El trabajo posterior de estos placeres por el viento, puede dar origen a placeres eólicos.	20
Figura 7. Mapa del campo aurífero de Witwatersrand, Paleoplaceres del Grupo Central Rand, el cual contiene la mineralización principal de Au - U en Sudáfrica, junto con los domos adyacentes de granitos	

y sitios principales de descarga de sedimentos fluviales.	23
Figura 8. Asociación de oro en minerales sulfurosos.	25
Figura 9. Perfil de velocidad	35
Figura 10. Velocidades de caída en agua de esferas de cuarzo, oro y láminas de oro a K 288 (15°C).	37
Figura 11. Coeficiente de resistencia	38
Figura 12. Diámetro equivalente para distintas partículas	41
Figura 13. Etapas del proceso de amalgamación.	48
Figura 14. Fuerza centrífuga	61
Figura 15. Movimiento de partículas en función de la fuerza de ascenso y centrífuga sobre ellas.	63
Figura 16. Vista interior tazones del concentrador Knelson sección A-A', entrada de agua y magnitud de las fuerzas centrífugas que se desarrollan.	65
Figura 17. Flujograma para la determinación del oro físico recuperable a partir de menas de yacimiento primario.	72
Figura 18. Flujograma para la determinación del oro físico recuperable a partir de menas de origen aluvial.	75
Figura 19. Flujograma alterno para tratamiento de menas auríferas de origen primario.	78
Figura 20. Flujograma alterno para tratamiento de menas auríferas de origen aluvial.	80

Figura 21. Criba o mecedora usada en la explotación de oro a cielo abierto.	95
Figura 22. Detalles del sulice.	96
Figura 23. Graga Explotación de placeres a cielo abierto.	97
Figura 24. Draga de succión.	98
Figura 25. Depósitos de placeres auríferos y toma de muestras.	106
Figura 26. Depósitos de placeres auríferos y toma de muestras.	107
Figura 27. Concentrador centrífugo de 2 t/h KneLSON.	110
Figura 28. Proceso de obtención del oro en Canaletas.	114
Figura 29. Análisis granulométrico de grava aluvial.	115
Figura 30. Relación de los parámetros que influyen en la operación.	117
Figura 31. Flujo de agua considerando la recuperación de oro y el grado de concentración.	129

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Propiedades características de los minerales comunes en placeres	10
Tabla 2. Columna estratigráfica	11
Tabla 3. Equipos y granulometría de separación	69
Tabla 4. Cooperativas en la zona de Ananea.	89
Tabla 5. Asociaciones de minerales en placeres.	92
Tabla 6. Resultados de análisis granulométrico del oro.	100
Tabla 7. Análisis granulométrico de la grava aluvial.	107
Tabla 8. Análisis granulométrico del concentrador Feed Knelson.	108
Tabla 9. Contenido de oro en gravas aluviales.	108
Tabla 10. Pruebas a, resultados del balance metalúrgico variando flujo (40 LPM).	111
Tabla 11. Pruebas b, resultados del balance metalúrgico variando flujo (50 LPM).	111
Tabla 12. Pruebas c, resultados del balance metalúrgico variando flujo (60 LPM).	112
Tabla 13. Pruebas d, resultados del balance metalúrgico variando flujo (70 LPM).	112
Tabla 14. Balance metalúrgico resumido.	112

Tabla 15. Pruebas e, resultados del balance metalúrgico variando flujo y considerando la ley constante de mina.	113
Tabla 16. Pruebas f, resultados del balance metalúrgico flujo constante, considerando la ley oro constante de mina.	113
Tabla 17. Resultados del balance metalúrgico en la canaleta a flujo constante, considerando la ley oro constante de mina.	114
Tabla 18. Resultados del balance metalúrgico en la canaleta a flujo constante, considerando la ley de oro constante de mina.	118

RESUMEN

El oro aluvial o procedente de los lavaderos o ríos es un importante generador de fuentes de trabajo y de riqueza. Actualmente para su beneficio se usa métodos artesanales y en algunos casos maquinaria pesada, pero con resultados muy pobres sobre todo en recuperación son menores al 40 %. Por lo que una parte del oro que ya ha sido trabajado, por deficiencias y desconocimiento de otros métodos se pierde en los relaves. En este trabajo de investigación se logra obtener recuperaciones hasta 45,5 % en el concentrador tipo Knelson de capacidad de 2 toneladas por hora. Logrando incrementar la recuperación hasta el 17,5 % de concentrado final, frente al tradicional equipo que usa la minería artesanal para oro aluvial “las canaletas”.

INTRODUCCIÓN

La producción aurífera en el Perú, es cada vez más importante en el mundo. En el 2007 se produjo 171 toneladas de oro y se mantuvo en el 5º lugar del ránking mundial de los países productores de este metal. Para que nuestro país permanezca en este honroso puesto deberá producir este año más de 200 toneladas de oro. A pesar de nuestra tradición minera milenaria (principalmente de cobre-oro-plata). Solo producimos, conforme estudios y aseveraciones de reconocido geo científicos de prestigio nacional e internacional, menos del 10 % del ingente potencial. Sin embargo, más del 90 % de la riqueza minera permanece aún sin descubrir en las entrañas del territorio nacional, principalmente en la inmensidad de nuestros Andes.

En el Perú, se encuentran muchos yacimientos mineros polimetálicos acompañados de minerales de oro y plata, donde en algunos casos el mayor componente es el cuarzo; en el cual el oro y plata se encuentran finamente diseminados, y son explotados en diferentes lugares del Perú. Debido a que a lo largo y ancho del país existe mucha actividad que se dedica a la pequeña y mediana minería, que en muchos casos procesan su mineral en plantas convencionales propias de la zona

o realizan procesos no adecuados obteniéndose bajas recuperaciones en oro y plata, resultando procesos de extracción no rentables. Por lo cual, varios yacimientos mineros con contenidos apreciables de oro y plata se encuentran abandonados y desaprovechamos estos recursos mineros solo por no realizar un proceso metalúrgico apropiado.

El problema fundamental consiste básicamente en la baja recuperación de oro obtenido en el proceso convencional de gravimetría y el uso de mercurio en los concentrados, por la falta de conocimiento y la resistencia a la aplicación de nueva tecnología. Esto incide directamente en la actividad económica de la pequeña minería.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. ANTECEDENTES

El Perú tiene la riqueza más grande del mundo, no solo por cantidad sino también por la gran variedad de recursos mineros, lo que permite a las empresas compensar con otro producto cuando exista baja de precio en un determinado metal. Actualmente la décima parte de estos recursos se encuentran en proceso de explotación.

1. El oro en la litosfera se encuentra en calizas, calcitas, riolitas, graníticos compuestos de azufre metálico y en rocas sedimentarias. La plata y el cobre son elementos que acompañan con frecuencia en la mineralogía del oro; el arsénico, antimonio, bismuto, hierro, plomo y cinc están generalmente asociados. Los filones que contienen oro, sometidos a la acción del tiempo y meteorizados, liberan el oro

que, o bien quedan en el manto del suelo como arenas eluviales o es arrastrado a los arroyos vecinos para formar placeres.

2. Se reconocen dos tipos de depósitos de fisuras mineralizadas, veneros y placeres. Los depósitos de cuarzo conglomerado, que significan el 50 % de la producción mundial, generalmente son clasificados como paleo-placeres modificados. Aunque el oro es un elemento raro, aparece en la naturaleza diseminado en pequeñas cantidades. Se halla corrientemente en filones que tienen relación genética con rocas ígneas de tipo silíceo, aunque en algunos lugares se le ha encontrado íntimamente asociado a las rocas ígneas. Gran parte del oro aparece como metal nativo, el telurio y posiblemente el selenio son los únicos elementos que se le combinan en la naturaleza.
3. El Perú tiene la riqueza más grande del mundo, no solo por cantidad sino también por la gran variedad de recursos mineros, lo que permite a las empresas compensar con otro producto cuando exista baja de precio en un determinado metal. Actualmente la décima parte de estos recursos se encuentran en proceso de explotación.

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. Objetivo General

Evaluar alternativas de cambio del proceso de recuperación de oro aluvial sin uso de mercurio.

1.2.2. Objetivos Específicos

1. Evaluación del proceso actual en la recuperación del oro aluvial.
2. Estudio del proceso adecuado de extracción de oro sin el uso de mercurio.
3. Incrementar la recuperación del oro proponiendo tecnologías sin uso de reactivos.

1.3. HIPÓTESIS

El proceso metalúrgico actual aplicado en la recuperación de oro aluvial totalmente contaminante por el uso de mercurio; se mejorará disminuyendo la contaminación del medio ambiente considerando el cambio de proceso, variando la tecnología e incrementando la recuperación de oro.

1.4. JUSTIFICACIÓN

El presente trabajo de investigación se justifica porque aplicando el proceso de tecnología limpia, para obtener concentrados de oro mediante el proceso convencional, y estudiando nuevas tecnologías para el tratamiento de sus relaves, se optimiza la recuperación del mismo logrando de esta forma incrementar la rentabilidad en la explotación de los yacimientos mineros, dentro de la pequeña y mediana minería de oro en el Perú.

Justificación tecnológica

Empleando equipos de concentración centrífuga Falcón, reemplazando a la canaleta y/o al concentrado de las canaletas en el proceso se logrará incrementar la recuperación de oro, aplicando de esta manera procesos tecnológicos apropiados para la pequeña minería dedicada a la extracción del mineral aurífero

1.5. ANTECEDENTES

El Perú es un país minero. Esta actividad representa aproximadamente entre el 40 % y el 50 % del producto de exportación. Su participación en la minería mundial destaca como

producto de primer nivel en zinc, plata y estaño y, en menor escala, en plomo, cobre y oro. En los últimos 5 ó 6 años, se ha vivido una etapa de apertura a la economía global y a las inversiones, lo cual está conduciendo a la presencia de capitales, privados, tanto nacionales como extranjeros, en las diferentes etapas de la actividad minera.

CAPÍTULO II

FUNDAMENTOS TEÓRICO

2.1. INTRODUCCIÓN

Oro, también conocido como el oro, símbolo químico Au, número atómico 79, peso atómico 197,22. Isótopos conocidos, el número de masa 183 a 204. Punto de fusión 1336 K (1063 °C), punto de ebullición de 3081 K (2808 °C).

Alta densidad de 19,32 g/cm³ a 293 K (20 °C). Un gramo de oro se puede estirar en filamentos de 3,5 km de largo con un diámetro de 0,0043 mm. El oro tiene buena conductividad eléctrica y conductividad térmica. El oro es diamagnético.

El oro tiene una excelente resistencia a la corrosión y la decoloración química. Alta estabilidad química del oro a los alcalinos y diversos ácidos, no se oxida en el aire, no cambian de color, muestra claramente insolubilidad en hidrógeno, oxígeno y nitrógeno.

2.2. DEPÓSITOS DE PLACERES

Los placeres corresponden a una concentración gravitacional de minerales pesados por fluidos en movimiento, generalmente por agua, aunque puede ocurrir también en sólidos y gases. Las condiciones para que ocurra una concentración gravitacional de minerales pesados son:

1. Liberación de la fuente de roca original (meteorización)
2. Alta densidad de la fase mineral (Tabla 1)
3. Alta resistencia química a la meteorización (no reactivo)
4. Durabilidad mecánica (física)

Los placeres auríferos son quizás los más conocidos entre este tipo de depósitos, pero los minerales que cumplen esas propiedades en distintos grados son: casiterita, cromita, columbita, cobre, diamantes, granate, oro, ilmenita, magnetita, monazita, platino, rubí, rutilo, zafiro, xenotima y circón. Los sulfuros, se descomponen fácilmente al oxidarse (no son resistentes a la meteorización), por lo que raramente se encuentran concentrados en placeres. Sin embargo, hay excepciones en paleo placeres del Precámbrico, debido probablemente a que la atmósfera del Precámbrico no era oxidante.

Tabla 1

Propiedades características de los minerales comunes en placeres

Mineral	Dureza	Densidad relativa	Sistema cristalino	Tamaño de malla (mm)
Apatito	5	3,17-3,23	Hexagonal	0,15
Casiterita	6-7	6,8-7,1	Tetragonal	0,15-0,006
Cromita	5-6	4,3-4,6	Cúbico	0,29-0,10
Columbita	9	5,15-5,25	Rómbico	Variable
Corindón	9	3,95-4,15	Hexagonal	1,2-0,50
Diamante	10	3,50-3,53	Cúbico	Variable
Granate	6,5-7,5	3,42-4,27	Cúbico	1,2-0,15
Oro	2,5-3,0	19,3	Cúbico	3,3-0,07
Hornblenda	5-6	3,0-3,3	Monoclínico	0,25-0,07
Hiperstena	5-6	3,4-3,5	Rómbico	0,25-0,07
Ilmenita	5-6	4,5-5,0	Hexagonal	0,29-0,10
Cianita	4-7	3,56-3,68	Triclínico	0,29
Leucoxeno	Variable	3,5-4,5	Amorfo	1,2-0,07
Magnetita	5,5-6,5	5,17-5,18	Cúbico	1,2-0,15
Monacita	5,0-5,5	4,6-5,4	Monoclínico	0,5-0,10
Olivino	6,5-7,0	3,27-3,37	Rómbico	0,25
Osmiridio	6-7	19-21	Hexagonal	Variable
Rutilo	6,0-6,7	4,18-4,25	Tetragonal	1,2-0,07
Esfena	5,0-5,5	3,54	Monoclínico	Variable
Espinela	7,5-4,6	3,6-4,6	Cúbico	1,2-0,15
Estaurolita	7,0-7,5	3,65-3,67	Rómbico	0,50-0,15
Tantalita	6,0-6,5	7,9-8,0	Rómbico	Variable
Turmalina	7,0-7,5	2,98-3,20	Hexagonal	0,25-0,10
Wolframita	5,0-5,5	7,10-7,90	Monoclínico	Variable
Xenotima	4,0-5,0	4,59	Tetragonal	0,50-0,10
Circón	7,5	4,20-4,86	Tetragonal	1,2-0,07

Fuente: COBB E.H. (1973). Placer Deposits.

Los depósitos de placeres se han formado en todo el tiempo geológico, pero la mayoría es del Cenozoico a Reciente (Tabla 2).

Tabla 2

Columna estratigráfica

UNIDADES ESTRATIGRAFICAS DE TIEMPO ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES LITOESTRATI NOMBRE	SIMB OLO	GRAFICAS LITOLOGIA
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	DEPÓSITO	Q-al	Grava y arena
			DEPÓSITO ALUVIAL	Q-fg	Grava y arena
	TERCEARIO	PLIOCENO	DEPÓSITO FLUVIO-GLACIAL	Q-g	Grava, arena y finos
			DEPÓSITO GLACIAL FORMACIÓN PICOTANI	Np-aj	Lutita y conglomerado
PALEOZOICO	PERMISO	INFERIOR	GRUPO COPACABAN	Pi-c	Caliza y arenisca
	CARBONIFERO	PENSILVANIA NO	A	Cs-t	Arenisca cuarzosa
			GRUPO TARMA	Ci-a	Conglomerado arenisca y lutita
	SILURICO DEVONICO	MISISSIPIANO	GRUPO AMBO	SD-a	Pizarra negra
	ORDOVICID O	SUPERIOR	FORMACIÓN ANANEA	Os-s	Cuarcita con pizarra
		INFERIOR	FORMACIÓN SANDIA FORMACIÓN SAN JOSÉ	Oj-sj	Lutita pizarrosa

Fuente: COBB E.H. (1973). Placer Deposits

La mayoría de los placeres son pequeños y a menudo efímeros ya que se producen sobre la superficie terrestre, generalmente en o sobre el nivel de base para la erosión, de manera que muchos de ellos son erosionados y solo excepcionalmente son enterrados como para preservarse como paleo placeres.

La mayoría de los depósitos de placeres son de baja ley, pero su explotación es posible debido a que se encuentran en materiales sueltos, no requieren de molienda y pueden explotarse con plantas relativamente baratas. La explotación por draga de gravas aluviales es una de las más baratas.

En el caso de paleo placeres (placeres antiguos preservados en secuencias sedimentarias); estos probablemente estarán litificados, inclinados y parcial o totalmente enterrados bajo otras rocas también litificadas. Esto implica que su eventual explotación será mucho más costosa y que deben ser extraordinariamente de alta ley o contener minerales valiosos como el oro para ser rentables. Sin embargo, los paleo placeres del Precámbrico del Witwatersrand de Sudáfrica constituyen una de las mayores concentraciones de oro del mundo, por lo que Sudáfrica por mucho tiempo ha sido el mayor productor de este metal precioso. Este último consiste en un conglomerado Terciario de 2-3 m de potencia y 2-3 m bajo la superficie, el que tiene una ley recuperable de 0,23 quilates /m³ con aproximadamente 60 % de piedras con calidad de gema.

Existen numerosas clasificaciones de placeres, pero para los efectos de este trabajo se utilizará una clasificación genética simple, a saber:

- Placeres residuales: acumulación in situ durante la meteorización.
- Placeres eluviales: acumulación en un medio sólido en movimiento.
- Placeres aluviales: concentración en un medio líquido (agua).
- Placeres eólicos: concentración en medio gaseoso en movimiento (viento).
- Placeres de playa: concentración por efectos del oleaje de playas.

Residuales: Acumulados inmediatamente encima de las rocas madres o fuentes (ejemplo, vetas con oro o con casiterita) por descomposición y remoción de materiales más livianos de la roca; estos pueden gradar hacia abajo a vetas meteorizadas.

Eluviales: Típicamente formados en pendientes de montañas en “acarreo” e incluyen minerales liberados de la roca fuente cercana (Figura 1). Los minerales pesados se concentran sobre la superficie pendiente debajo de la fuente, mientras los minerales más livianos y no resistentes son disueltos o arrastrados pendiente abajo o volados

por el viento. Esto produce una concentración parcial por reducción del volumen, un proceso que continúa con el deslizamiento pendiente abajo. Es obvio que para que haya un depósito de interés económico mediante este proceso incompleto de concentración se requiere de una fuente rica. En algunas áreas con placeres eluviales, los materiales económicos se han concentrado en bolsonadas en la superficie de la roca subyacente al material no consolidado (circa).

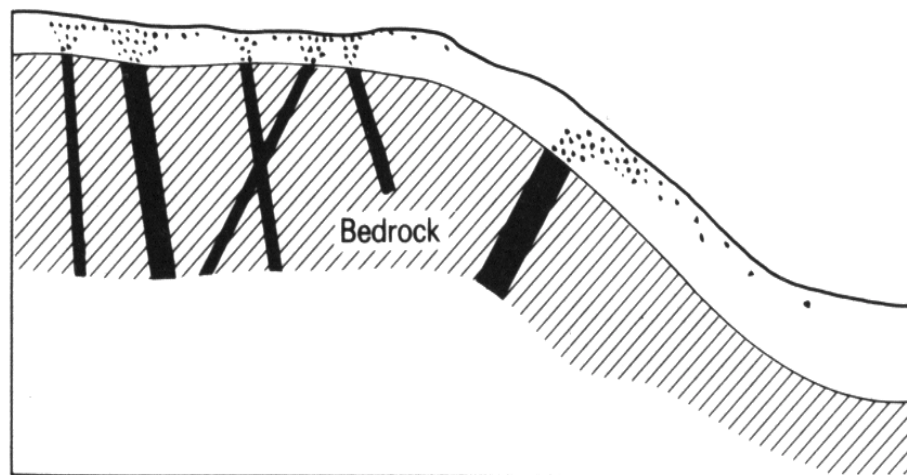


Figura 1. Formación de placeres residuales (izquierda) y eluviales (derecha) por la meteorización de vetas con casiterita.

Fuente: COBB E.H., 1973.

Placeres aluviales: Este ha sido uno de los tipos de placeres más importantes históricamente y la minería primitiva correspondió a este tipo de depósitos (ejemplo los egipcios, incas). La fácil extracción ha

hecho que sean muy buscados y ellos han sido la causa de las “fiebres” de oro y de diamantes (Ejemplo la fiebre del oro de California y del Yukón en el Siglo XIX).

Mecanismo de concentración gravitacional: En general la fracción de minerales pesados de un sedimento es de grano más fino que los componentes livianos. Hay varias razones para esto, primero los minerales pesados son naturalmente de grano más fino que el cuarzo o feldespato en rocas ígneas o metamórficas de las que derivan. Segundo, la selección y composición de los sedimentos está controlada tanto por la densidad como el tamaño de las partículas. Conocida como la razón hidráulica, por lo que un grano grande de cuarzo requiere de la misma corriente que uno pesado y pequeño para moverse. Si existe una corriente fuerte todos los granos de arena de un sedimento estarán en movimiento, pero si la velocidad decrece se depositarán primero los minerales pesados gruesos, luego los minerales pesados finos y solo después los minerales livianos gruesos. Si la velocidad de la corriente no disminuye más, se producirá una concentración de minerales pesados en el sedimento. Consecuentemente, estas concentraciones ocurren en condiciones de

flujo irregular y esto puede ocurrir en varias situaciones, dado que la roca fuente esté dentro del área de captura (cuenca).

El primer ejemplo donde se dan las condiciones para la concentración de minerales pesados es la emergencia de un cañón a una cuenca o zona de sedimentación; en el cañón o quebrada encajonada con fuerte pendiente la depositación de sedimentos es virtualmente cero, pero al salir del sector montañoso, abrirse el cauce y disminuir la gradiente (pendiente) hace que cualquier mineral pesado tienda a depositarse mientras los livianos serán arrastrados aguas abajo. Asimismo, si existen salientes rocosas en el lecho del cauce los minerales pesados serán retenidos por estas (Figura 2).

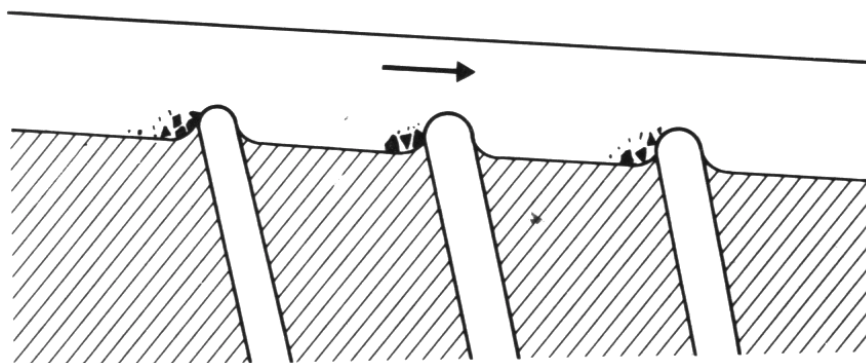


Figura 2. Salientes de cuarzo en una secuencia de lutitas pueden servir como trampas naturales para la acumulación de oro en placeres.

Fuente: COBB E.H., 1973.

Otros sitios de acumulación corresponden a caídas o saltos de agua y remolinos (Figura 3).

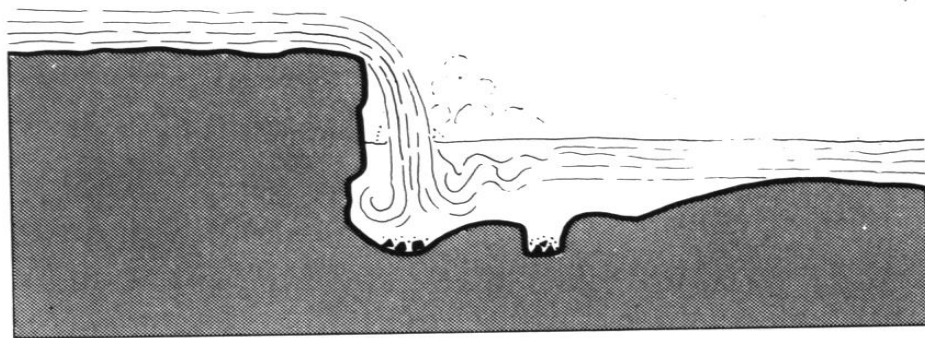


Figura 3. Los pozos de caídas o saltos de agua y hoyos generados por remolinos de agua pueden ser lugares donde se concentran minerales pesados.

Fuente: COBB E.H., 1973.

Asimismo, la confluencia de un afluente menor con un río más grande con flujo más lento (Figura 4).

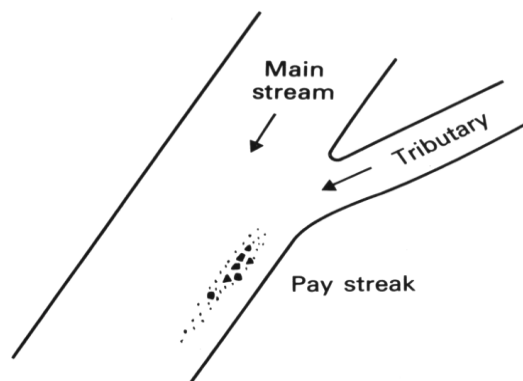


Figura 4. La confluencia de un afluente de alta energía con un curso mayor de flujo más lento puede constituir el lugar de concentración de minerales pesados.

Fuente: COBB E.H., 1973.

Uno de los lugares que provee condiciones muy favorables para la concentración de minerales pesados son los cauces con meandros; mientras más rápido sea el flujo en la parte externa de un meandro, más lento será el flujo en su parte interna y a medida que el meandro migra puede originar una concentración de minerales pesados (Figura 5).

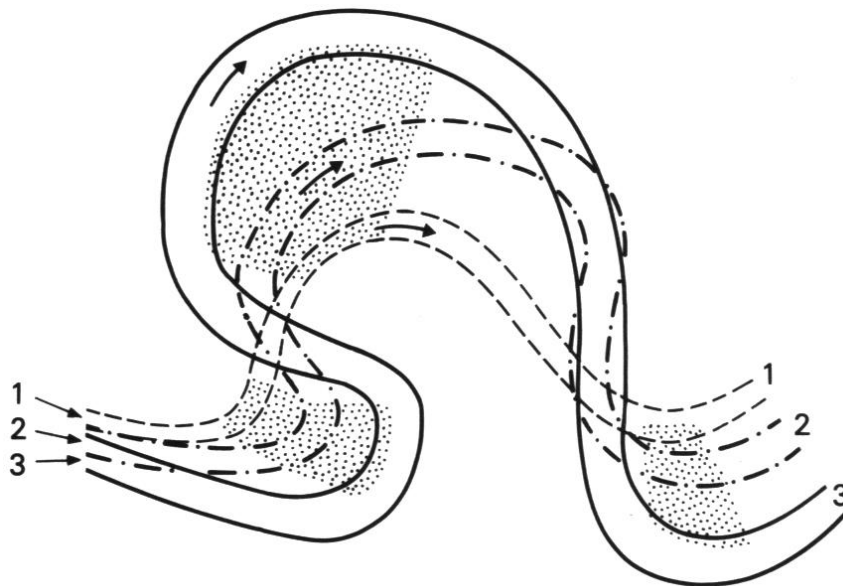


Figura 5. Formación de placeres (punteado) en un cauce de flujo rápido con meandros migrantes. 1. Posición original del cauce; 2. Posición intermedia; 3. Posición actual.

Fuente: COBB E.H., 1973.

Note que la acumulación de placeres se extiende lateralmente y aguas abajo.

El transporte de materiales por una corriente es por saltos o en suspensión, pero en la mayoría de las situaciones fluviales y litorales marinos el transporte de arena y partículas más grandes es en forma de una capa de tracción en la cual la depositación es poco importante. Lo importante es que los granos o clastos más grandes y livianos que sobresalen en la capa serán arrastrados en mayor medida por la corriente y que los intersticios en sedimentos gruesos atrapan a los minerales pesados más finos, por lo que las gravas serán mejores trampas que la arena para los minerales pesados. Esto frena el desplazamiento de los minerales pesados más finos y produce un enriquecimiento de ellos mientras son transportados en una capa gruesa de sedimento en el fondo del cauce. Los placeres son importantes productores de oro.

Placeres de playa: En las playas el efecto del oleaje y de corrientes costeras también puede producir la concentración de minerales pesados. Las olas lanzan material a la playa y la resaca arrastra los materiales más livianos, los cuales son transportados por la deriva a lo largo de la costa, de modo que se producen concentraciones de minerales pesados en las playas, sobre todo durante la acción del oleaje durante tormentas Figura 6.

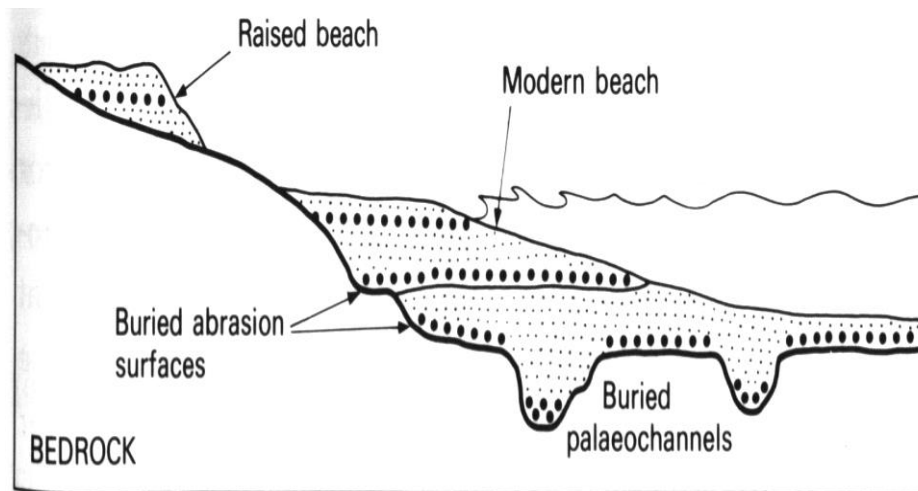


Figura 6. Sección esquemática para ilustrar algunos lugares de formación de placeres de playa, los que se muestran por el punteado grueso. El trabajo posterior de estos placeres por el viento, puede dar origen a placeres eólicos.

Fuente: COBB E.H., 1973.

Las variaciones de nivel por las mareas también son relevantes, porque grandes mareas exponen una faja mayor de playa para la acción de las olas. Consecuentemente los placeres de playa se forman en la actualidad en sectores donde los vientos dominantes son oblicuos a la costa y existen corrientes marinas paralelas a la costa, puesto que ambos factores promueven la deriva a lo largo de la costa.

Esta situación ocurre en las costas de Australia y África, donde existen importantes concentraciones de minerales pesados.

Los minerales más importantes de placeres de playa son: casiterita, diamante, oro, ilmenita, magnetita, monazita, rutilo, xenotima y circón. Ejemplo, placeres de oro de Nome, Alaska, placeres de playa en la costa occidental de la isla de Chiloé, Chile, placeres diamantíferos de Namibia, arenas de ilmenita – monazita – rutilo de Travencore y Quilón, India, arenas de rutilo – circón –ilmenita de Australia del este y oeste y arenas de magnetita de la North Island, Nueva Zelanda. Obviamente para producir estas concentraciones debe existir una fuente, la cual pueden ser rocas costeras o vetas aflorantes a lo largo de la costa o fondo marino, o aporte de ríos u depósitos más antiguos retrabajados por el mar; en Chiloé el material original corresponde a morrenas glaciales retrabajadas por el mar. Los placeres marinos recientes se presentan a diferentes niveles topográficos debido a cambios del nivel del mar durante el Pleistoceno.

Existen placeres de playa importantes por su producción de rutilo y circón que se extienden por 900 km en la costa oriental de Australia. Están en sedimentos cuaternarios que forman una faja costera de hasta 13 km de ancho y generalmente 30 a 40 m de potencia.

Placeres eólicos: Los más importantes se producen por el retrabajo de placeres de playa por el viento; la generación de dunas es un fenómeno común en sectores costeros e implica movimiento de materiales clásticos y obviamente se mueven más fácilmente los materiales más livianos, de modo que se concentran o reconcentran las acumulaciones de minerales pesados. Ejemplo. Depósitos de arenas ferríferas de titanomagnetita de North Island, Nueva Zelanda, los que se estima que contienen más de 1000 mts cuadrados de titanomagnetita.

Placeres fósiles: Los ejemplos más notables son los conglomerados con oro y uranio del Arqueano a Proterozoico Medio. Los principales depósitos están en el campo aurífero del Witwatersrand de Sudáfrica (Figura 7), el área de Blind River a lo largo de la costa norte del lago Hurón en Canadá (solo con trazas de oro) y en Sierra Jacobina, en Bahía, Brasil; existiendo otros ejemplos en áreas de escudos precámbricos en Ghana (Takwa) y Canadá (Elliot Lake). Las rocas huéspedes en Witwatersrand son conglomerados monomícticos maduros, con clastos bien redondeados de vetas de cuarzo, chert y pirita y matriz de cuarzo, mica, clorita, abundante pirita (o menos comúnmente hematita) y fuchsita; la secuencia sedimentaria

sobreyace a granitos y rocas verdes del Arqueano, pero los conglomerados no contienen clastos de granito. El oro se presenta en granos angulosos de 0,005 a 0,1 mm de diámetro junto con los minerales de uranio (principalmente uraninita) en la matriz de los conglomerados junto con otros materiales detríticos.

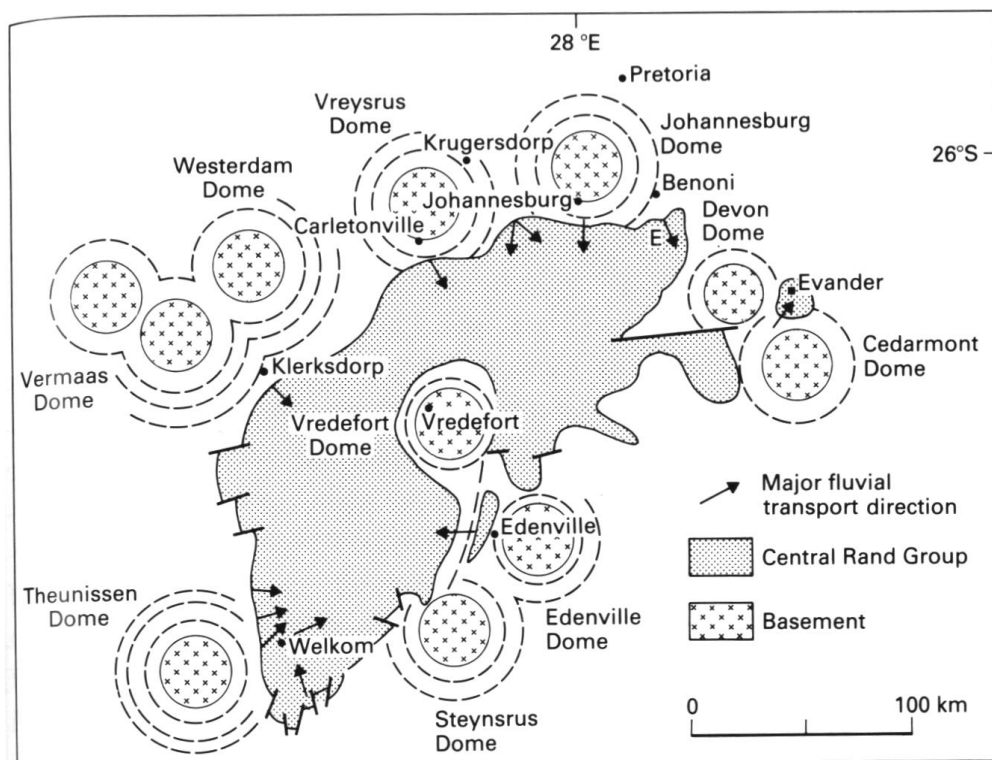


Figura 7. Mapa del campo aurífero de Witwatersrand, paleoplaceres del Grupo Central Rand, el cual contiene la mineralización principal de Au-U en Sudáfrica, junto con los domos adyacentes de granitos y sitios principales de descarga de sedimentos fluviales

Fuente: COBB E.H., 1973.

2.3. GRAVIMETRÍA DE MINERALES AURIFEROS

2.3.1. Introducción

El beneficio de materias primas de metales preciosos impone exigencias especiales a la técnica de concentración; las causas son las propiedades físicas, geoquímicas o mineralógicas del oro. El oro se encuentra, por lo general, en yacimientos primarios conteniendo de 100 - 200 g/t como máximo y de 1 - 2 g/t como mínimo; el límite inferior representa al corte (cut-off) de los yacimientos económicamente explotables; yacimientos sedimentarios tienen contenidos metálicos entre 0,2 y 20 - 50 g/t, aproximadamente. De acuerdo a esto, los factores de enriquecimiento en el beneficio tienen que ser elevados, al mismo tiempo se tienen que explotar y beneficiar, en función de su contenido, cantidades convenientes de mineral bruto para cubrir los costos de explotación y de beneficio. De acuerdo a la caracterización mineralógica de las menas auríferas, el proceso de concentración gravimétrica es solo una posibilidad de aplicación a ellas. Los minerales básicos que componen la mena definen el esquema de procesamiento. La caracterización mineralógica, química y metalúrgica es una etapa previa al estudio de concentración, cuyo desarrollo es esencial para obtener la mayor

recuperación de oro. La concentración de menas auríferas se ve afectada, por contextos como:

- Granulometría de ocurrencia y forma de las partículas de oro.
- Liberación del oro y tipos de asociaciones con otras especies mineralógicas, tanto de ganga como de elementos de valor constituidos en granos mixtos.
- Presencia de oro en menas complejas, incluso presencia de oro en la red cristalina de algunos sulfuros metálicos, como se puede observar en la Figura 8.



Figura 8. Asociación de oro en minerales sulfurosos.

Fuente: Hinojosa O., 2016.

- El elevado peso específico del oro ($19,32 \text{ g/cm}^3$) hace que este metal, aunque esté en tamaños muy pequeños, pueda ser separado de su ganga, generalmente cuarzosa de peso específico mucho más bajo ($2,65 \text{ g/cm}^3$), por medio de la concentración gravimétrica desde pulpas acuosas. - Cuando se presenta oro libre, grueso y de superficie limpia, hace fácil la amalgamación con mercurio y su recuperación en forma de amalgama.
- Cuando el oro se encuentra asociado a sulfuros metálicos (como hierro, cobre, plomo y zinc); o se encuentra asociado a ganga cuarzosa en forma fina y también como telururos, el proceso de concentración más indicado es la flotación.
- Cuando el oro se encuentra con bajo contenido y al estado de partículas finas asociadas a ganga cuarzosa, entonces, el proceso aconsejable es la cianuración como método de extracción por disolución del oro, siempre que no intervengan compuestos extraños consumidores de cianuro.
- Cuando la asociación del oro con sulfuros metálicos es tan fina que técnicamente sea imposible separarlos con una molienda fina, en tal caso el proceso de flotación seguido de cianuración de los

concentrados directamente, o previa tostación de ellos, puede ser una solución.

- También se puede presentar el caso de menas en las que el oro se encuentra en parte libre y en parte finamente diseminado en la ganga; en tal caso, es recomendable un proceso combinado de flotación-cianuración. Por otra parte, si el oro libre está en tamaños relativamente gruesos, que permitan su recuperación por concentración gravitacional, se realiza un procesamiento combinado de concentración gravitacional-cianuración.
- Menas auríferas consideradas refractarias son aquellas en las que el oro está asociado o incluido en sulfuros de hierro, o en sulfoarseniuros o arseniatos, el proceso de lixiviación ácida a presión en autoclaves previo a la cianuración es posible realizar con alta eficiencia en la recuperación del oro.

2.3.2. Fundamento de la gravimetría

En este punto revisaremos los conceptos teóricos relacionados con los métodos de concentración y extracción más comunes a las menas de oro. Para el oro, dada su alta densidad, la concentración gravimétrica ha sido uno de los métodos tradicionales para su beneficio. Los métodos gravimétricos han recobrado interés debido a su bajo impacto ambiental, en suma, el grado de desarrollo de la

actual tecnología ha permitido perfeccionar equipos que permiten extender la concentración aun a tamaños finos. Otro método comúnmente usado en el beneficio de las menas de oro lo es la flotación. Éste, suele ser utilizado cuando las especies de oro se encuentran asociadas a pirita, cobre o arsenopirita. Pero sin lugar a dudas el método más extensamente usado lo es la cianuración. Muchos de los proyectos recientes, los cuales se localizan en la parte noreste del país envuelven procesos combinados de flotación-cianuración.

La concentración gravimétrica

La concentración gravimétrica no solo es usada para separar minerales o carbón de aquellos con los que se encuentran o presentan asociados. Es también común a muchos otros procesos industriales, tales como: separación de granos, pulpa de papel, y materiales químicos; reciclamiento de desperdicios municipales; recuperación y reciclamiento de derrames (petróleo en aguas), espumas, fabricación y producción de metales, etc. La concentración gravimétrica de metales pesados es también un proceso geológico mediante el cual la madre naturaleza ha concentrado en depósitos

de placer minerales, como: oro, casiterita, ilmenita. Los métodos gravimétricos han sido usados desde hace muchos años.

- Egipcios hace 3 000 a.c. lavaban oro.
- Los Atenienses usan el proceso flujo de película para procesar menas de sus minas en la localidad de Laurium, a.c.
- Agrícola (1556) en la De Re Metallica describe varios procesos y equipos de concentración gravimétrica, de uso en Europa.
- En el siglo XIX, Rittinger en Europa, realiza estudios teóricos-prácticos de concentración gravimétrica.
- Richards en Estados Unidos, establece las bases teóricas de la concentración gravimétrica.
- En 1920, Finkey establece la mayoría de las relaciones matemáticas para describir el proceso y Taggart (1945, 1951) codifica estos principios.

Debido al desarrollo del proceso de flotación, estos métodos declinaron en importancia en la primera mitad del siglo pasado, no obstante, en años recientes hemos visto su resurgimiento; esto como consecuencia de razones como:

1. Incremento en los costos de reactivos.

2. Simplicidad de los procesos gravimétricos, aunado al desarrollo de nuevos equipos.
3. Menor impacto ambiental.

Actualmente el desarrollo de nuevos equipos permite la eficiente concentración de minerales que tienen tamaños de partícula en el intervalo de 50 a 10 micras, lo que, aunado a los grandes desarrollos en bombeo e instrumentación de control, permiten la puesta en marcha de procesos de gran capacidad. La concentración gravimétrica de minerales a tamaños gruesos, siempre y cuando se encuentren liberados, presenta ventajas significativas para su posterior tratamiento, algunas de estas ventajas las podemos resumir a:

1. Menor área superficial.
2. Separaciones sólido-líquido más eficientes.
3. Ausencia de químicos absorbidos, los cuales pueden interferir en el siguiente proceso.

Los métodos de separación gravimétrica separan los minerales de diferente gravedad específica en base a su movimiento relativo

en respuesta a la gravedad y otras fuerzas; esta última muy frecuentemente es la resistencia ofrecida por un fluido viscoso, p.e.: aire o agua. Para una eficiente separación es necesario que, entre los minerales a separar, además de haber liberación, exista una marcada diferencia entre sus gravedades específicas. Una idea de lo eficiente que será la concentración puede ser obtenida a partir del criterio de concentración, el cual tiene por relación.

$$\text{Criterio de concentración} = (D_H - D_f) / (D_L - D_f) \quad [1]$$

Donde, D_H , D_L y D_f , son las densidades de la especie pesada, ligera y el fluido, respectivamente. Si el cociente es mayor de 2,5 positivo o negativo, la separación será fácil, provisto exista una buena liberación de los valores a separar. Para una concentración gravimétrica eficiente es esencial que la alimentación sea cuidadosamente preparada, para ello es necesario tener en mente lo siguiente:

- a. La molienda es particularmente importante, debe ser la adecuada para lograr la máxima liberación.

- b. Preferentemente la molienda primaria se deberá realizada en molinos de rodillos en circuitos abiertos.
- c. En caso de requerir molienda fina, se podrán usar molinos de bolas en conjunto con cribas, esto con el fin de no sobre moler aquellos materiales quebradizos.
- d. La presencia de lamas incrementa la viscosidad de pulpa y por lo tanto reduce la agudeza de la separación.
- e. En los procesos de concentración es común retirar las partículas menores a 10 micras, lo cual normalmente se hace usando hidrociclones, no obstante, si hay la posibilidad de usar un clasificador hidráulico (espiral o rastrillos) es preferible.
- f. Cuando sea posible, evite alimentar usando bombas.
- g. La concentración gravimétrica es altamente sensible al porcentaje de sólidos, así que prevea el mantener éste.

Consideraciones de los flujos

- A. La corriente de agua superficial asociada a la formación de placeres, es parcial o totalmente turbulenta.
- B. Esta se caracteriza por la fluctuación errática de su velocidad, de sus líneas de flujo y por un marcado carácter tridimensional.

C. La fuerza media temporal del fluido, denominada de tracción o de fricción vendrá dada por:

$$\tau_0 = \rho_f g R S \quad [2]$$

$$\tau_{\text{Total}} = \tau_0 (1 - y/J) \quad [3]$$

Donde:

R: radio hidráulico que equivaldría a la profundidad.

J: profundidad de la corriente

ρ_f : densidad del fluido;

S: pendiente del lecho

τ_0 : esfuerzo de fricción o cortante

$$\tau_0 = \rho_f g J S \quad [4]$$

Variaría de forma lineal desde un máximo en el lecho ($\tau_0 = \rho_f g R S$), a cero en la superficie ya que $y \approx J$, teniendo en cuenta los esfuerzos de fricción turbulentos y viscosos.

D. La velocidad de fricción.

$$U = \left(\frac{\tau_0}{\rho_f} \right)^{1/2} = (g J S)^{1/2} \quad [5]$$

No puede ser medida directamente, y es muy inferior a la velocidad media del medio.

A grosso modo, podemos visualizar en un corte transversal de un canal, tres zonas de flujo turbulento por encima de un lecho laminar (Singerland and Smith, 1986) denominadas: subnivel viscoso; por encima de éste, un nivel de formación de turbulencias y una región exterior ocupada por un flujo residual y en donde tienen lugar las velocidades más elevadas.

La presencia de elementos rugosos (no planares) en el lecho del río o canal, da lugar a la destrucción del subnivel viscoso y la extensión del nivel de turbulencias hasta el fondo del lecho.

Esta situación tiene lugar cuando la altura K de los elementos rugosos (cantos, riffles, obstáculos en general), excede con respecto al espesor potencial del subnivel viscoso (el percentil 65 del tamaño de distribución de granos según Einstein 1950 Figura 9).

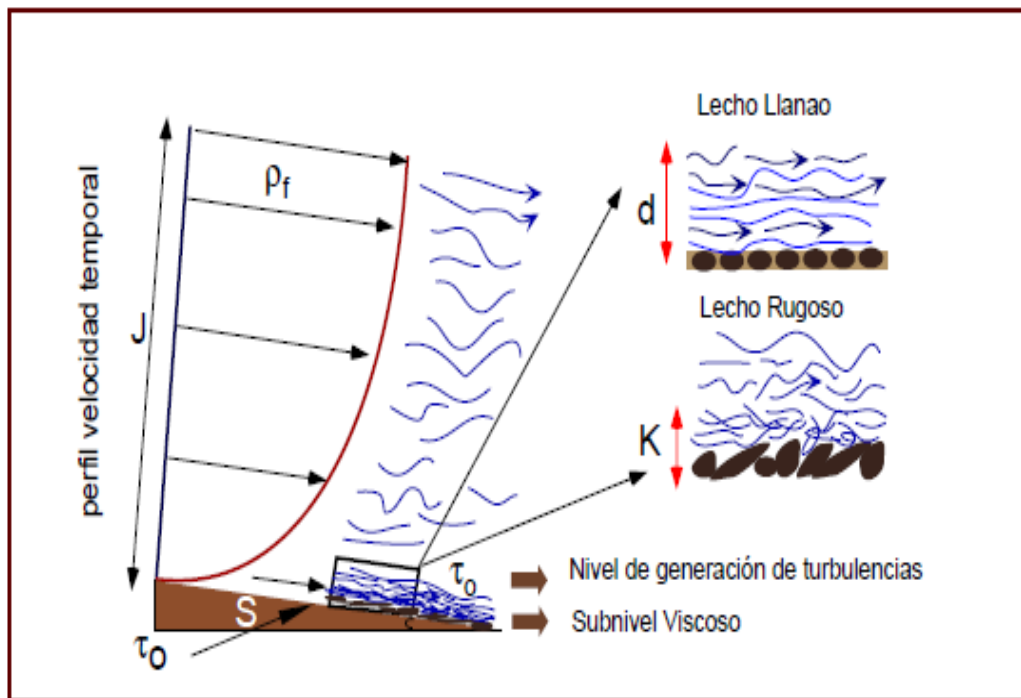


Figura 9. Perfil de velocidad.

Fuente: Manuel V. S., 2004.

Estructura interna de un flujo turbulento según:

J: profundidad de la corriente;

ρ_f : densidad del fluido;

τ_0 : esfuerzo de fricción o cortante;

S: pendiente del lecho;

d: espesor de la capa viscosa;

K: altura de los elementos rugosos y zona tampón.

La presencia y espesor del subnivel viscoso (d) es de suma importancia ya que afecta a la naturaleza y distribución de las fuerzas del fluido (viscosidad y presión), que actúan sobre las partículas. Para cuerpos planos, el espesor del subnivel dependerá de la velocidad y viscosidad:

$$d = c \cdot \nu / U^* \quad [6]$$

Donde, (c) es una constante. Si las partículas del lecho sobresalen afectarán al nivel viscoso con lo que habrá que diferenciar hidrodinámicamente la rugosidad del cuerpo a partir de K/d substituyendo (6) por:

$$K/d = U^* \cdot K / c \cdot \nu = \text{constante} = R^* = d U^* / \nu \quad [7]$$

En la que la dimensión cuantitativa de $U^* \cdot K/\nu$ es determinada por el número de Reynolds (R^*).

Este tiene comúnmente aceptado un valor de 5 para superficies planas, fuerzas predominantemente viscosas y de 70 para superficies completamente rugosas (turbulentas).

Otro parámetro utilizado, es el número de Reynolds (Re) para las partículas ya que determina el grado de turbulencia alrededor de una partícula o canto.

En función de éste último tendremos un coeficiente de resistencia (Cd), o factor proporcional entre la velocidad media relativa y la fuerza total que presenta una partícula Figura 10.

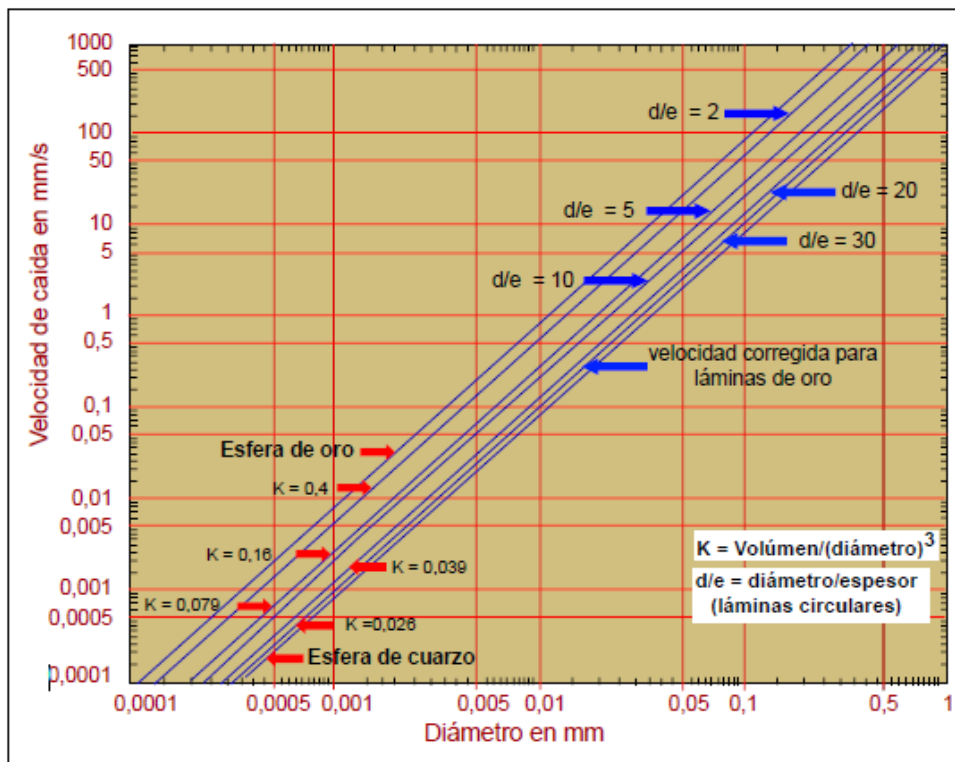


Figura 10. Velocidades de caída en agua de esferas de cuarzo y oro y láminas de oro a K 288 (15°C).

Fuente: Manuel V. S., 2004.

Diagrama del coeficiente de resistencia C_d y Re para esferas, cilindros partículas planas y discoidales (Figura 11). Para valores de Re entre 104 y 105, C_d permanece casi constante, (Middleton, 1984).

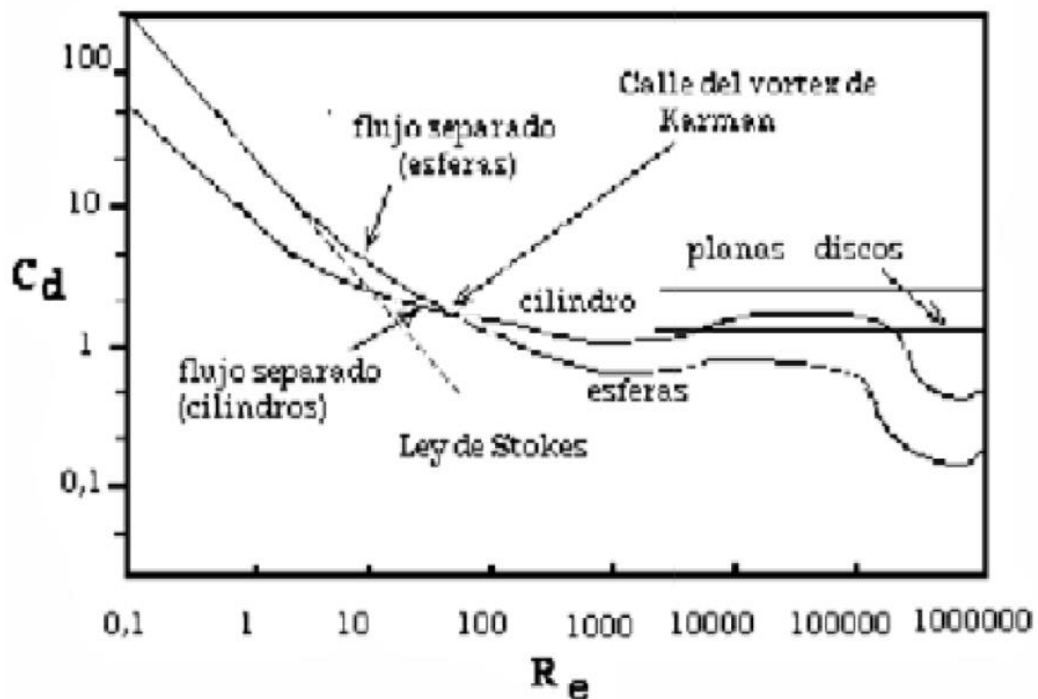


Figura 11. Coeficiente de resistencia.

Fuente: Manuel V. S., 2004.

Formas de las partículas. Conceptos

Los parámetros más usados para definir la morfología de los granos aplicado a partículas y cantos son la forma, redondez, textura superficial y pivotabilidad (Corrales al, 1977). La forma de los cantos

y partículas groseras puede expresarse no tan solo como una tendencia a las cuatro formas fundamentales: discoidal, esférica, elipsoidal o planar y cilíndrica a alargada, en base a los tres ejes, (A, B y C), definidos en los diagramas de Zingg, (1935), sino también como una relación particular hacia la forma esférica o planar. (Ricci Lucchi, 1973).

Para partículas minerales, además de las tendencias geométricas, podemos referirnos para las que mantienen en parte sus constantes cristalográficas, a estas (piritas: cubos), así como podemos definir formas morfológicas libres, muy características para minerales maleables como el oro, en arriñonadas, barriletes, esponjosas, etc., que mostraremos en la descripción del Río Segre.

Los parámetros más usados para definir la morfología de los granos aplicado a partículas y cantos son la forma, redondez, textura superficial y pivotabilidad. Como conceptos de forma uno de los más utilizados son los denominados de aplanamiento, siendo el más utilizado el denominado Índice de Aplanamiento de Cailleux (1952).

$$IA = (A+B) / 2C \quad [8]$$

Este índice al igual que los otros factores de forma se usa comúnmente relacionándolos con el diámetro equivalente ED.

El diámetro equivalente es un término utilizado por Giusti 1986 para poder definir rápidamente el tamaño, el volumen y el peso de una partícula.

$$ED = ((6 \pi) A*B*C) /3. \quad [9]$$

Este término, que es utilizado asiduamente para la determinación del tamaño de las partículas de oro puede asimilarse al diámetro equivalente para distintas partículas de Tourtelot 1968
Figura 12.

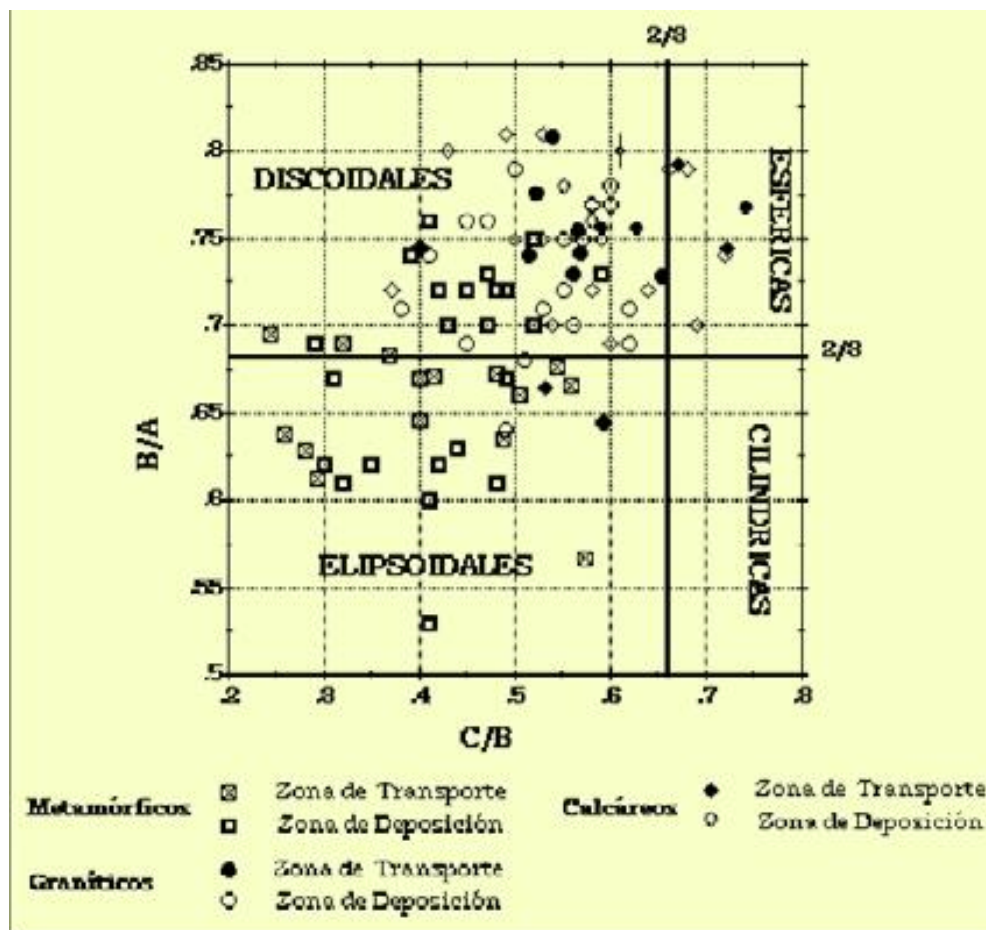


Figura 12. Diámetro equivalente para distintas partículas

Fuente: Manuel S. V., 2005.

Clasificación de formas de los cantos según Zingg (1935). Ejemplo del Río Segre (NW de la Península Ibérica) en la que los materiales denominados metamórficos (pizarras, esquistos, etc.), presentan formas mucho más planares y elipsoidales que los materiales calcáreos y graníticos. Estos últimos presentan formas de tendencia esférica.

Este índice de aplanamiento, utilizado por numerosos autores entre ellos Harail (1976), determina las características morfológicas de los cantos (principalmente los pizarrosos), y de las partículas planares como las de oro.

Principalmente, se halla en función más de las propiedades mecánicas del material, tal como hemos observado en los Pirineos, dónde las pizarras y esquistos cuanto más penetrativa es su esquistosidad, mayor índice de aplanamiento presentan como efecto de su transporte, con respecto a los mismos materiales cornificados o a los materiales ígneos o sedimentarios (calizas). Un caso parecido sería el del oro, pero no debido a su esquistosidad, sino a su maleabilidad adquirida por los impactos, como si de una técnica de martilleado en frío sobre superficies duras o sobre arena, se tratase.

Esfericidad

La esfera, tal como sabemos, es el máximo exponente del comportamiento hidráulico ya que es el sólido con menor superficie específica y por lo tanto el que mayor velocidad de caída presenta y la que menor velocidad crítica de arrastre presenta.

Redondez.

La redondez, es una medida que expresa la suavidad de los cantos y describe su grado de curvatura.

Es muy importante, no tan solo para el lecho (no confundir con rugosidad, si bien en esta hay una parte importante de redondez), sino para las partículas en el momento de desprenderse del lecho del río.

Esta, se incrementa primero muy rápidamente con la distancia para disminuir posteriormente hasta alcanzar su redondez perfecta, al inverso de la esfericidad que inicialmente ya es muy lenta (Kuenen 1956, y Humbert 1968).

2.3.3. Sistemas de concentración

Existen muchos métodos de concentración, métodos que tienen que ver con la mineralogía de la mena.

Los métodos de separación que se tocaran son: concentración por amalgamación, flotación, concentración centrífuga y concentración gravimétrica.

2.3.3.1. Separación o concentración por amalgamación

Es uno de los procesos más antiguos empleados en la recuperación de oro directamente de la mena, o desde concentrados obtenidos por concentración gravimétrica. El proceso de separación consiste en extraer oro y plata por medio de su unión con mercurio metálico, formando una amalgama, la cual es sometida a destilación recuperando el mercurio en la fase gas, el oro y la plata como metal doré. El proceso es aplicable a partículas de oro grueso libre y de superficie limpia. Hoy en día, la amalgamación de menas ha disminuido gradualmente por los problemas que ocasiona el uso del mercurio a la salud y por razones medioambientales; el proceso es casi obsoleto en los países desarrollados, pero en los países en vías de desarrollo todavía se practica, principalmente cuando se trata de concentrados gravimétricos ya que tiene la ventaja de ser un proceso relativamente simple, de bajo costo y eficaz.

En el proceso de amalgamación, el oro se disuelve mínimamente en el mercurio. La amalgama contiene generalmente partículas de oro superficialmente aleadas con el mercurio y ligadas entre sí por el mismo. En principio, todo el oro libre y limpio (ejemplo

cubierto por óxidos de hierro) se amalgama. Sin embargo, frecuentemente el mineral bruto puede contener ciertos minerales acompañantes y/o impurezas con efectos negativos para el proceso de amalgamación. Algunos de tales problemas se describen a continuación:

- Los sulfuros de arsénico, antimonio y bismuto reaccionan con el mercurio, produciendo una pérdida significativa del mineral precioso y mercurio. En un ambiente oxidante (p.ej. con aguas ácidas de mina), también la pirrotina y en menor grado la pirita y calcopirita pueden tener un efecto negativo sobre la amalgamación.
- La baritina, el talco, la esteatita y otros silicatos hidratados de magnesio y aluminio también podrían interrumpir el proceso e incrementar las pérdidas de oro y mercurio.
- Los lubricantes y las grasas son extremadamente problemáticos, porque se fijan al mercurio y tienden a atrapar sulfuros, talco, arcillas y otros minerales. Como resultado, el mercurio es cubierto por una película de partículas sólidas finas. Adicionalmente, la presencia de aceites lubricantes o grasas causan la flotación del oro, el cual es alejado del contacto con el mercurio. Tales factores, naturalmente bajan la recuperación del metal precioso en un proceso de amalgamación.
- Tanto el aluminio o el cobre metálico de los detonadores o cables eléctricos, como el plomo metálico (en forma de perdigones o balas

de cazador en la minería aluvial) y el zinc de baterías, pueden amalgamarse, consumir y ensuciar el mercurio. Las amalgamas de estos metales frecuentemente se dispersan en forma de partículas finísimas bajo condiciones oxidantes. - Las aguas ácidas de mina, frecuentemente utilizadas como agua de procesamiento, también tienen efectos dañinos para la amalgamación (por la oxidación de sulfuros). La adición dosificada de cal neutraliza parcialmente dichos efectos.

Etapas del proceso de amalgamación

Durante la amalgamación se cuentan con varias etapas necesarias e importantes para la práctica de esta técnica:

- a. Preparación**, en esta etapa se realizan los cálculos preliminares de la cantidad de mercurio y reactivos que deben ser añadidos; también se define el tipo o reactor que se usará.
- b. Amalgamación**, en esta etapa se produce la amalgamación propiamente dicha; es decir, el oro se mezcla con el mercurio y se forma la amalgama.
- c. Elutriación**, consiste en separar la amalgama formada más el mercurio residual de la ganga aprovechando la enorme diferencia de pesos específicos que existe entre el mercurio, la amalgama y

las colas. Esta operación se puede realizar usando una chúa manual o una chúa mecánica que son ideales para esta operación. En esta etapa, lamentablemente, se producen las mayores pérdidas de mercurio, principalmente cuando el mercurio se ha atomizado.

- d. Filtración**, la mezcla de amalgama más el mercurio residual es filtrado empleando como medio filtrante una tela de tejido tupido como, gamuza, badana, etc. Esta operación permite obtener el mercurio y la amalgama de oro sólido con 30 % a 40 % de oro y/o plata, este producto suele llamarse también pella.
- e. Destilación**, la separación del mercurio de la amalgama se hace por destilación en retorta a temperaturas superiores a K 623 (350 °C). De esta operación se obtiene el oro esponja y se recupera el mercurio que puede recircularse al proceso Figura 13.
- f. Copelación**, el oro esponja es convertido en una masa compacta, botón de oro, por el proceso de copelación, empleando para ello hornos de copelación y temperaturas de alrededor de 1273 K (1000 °C).

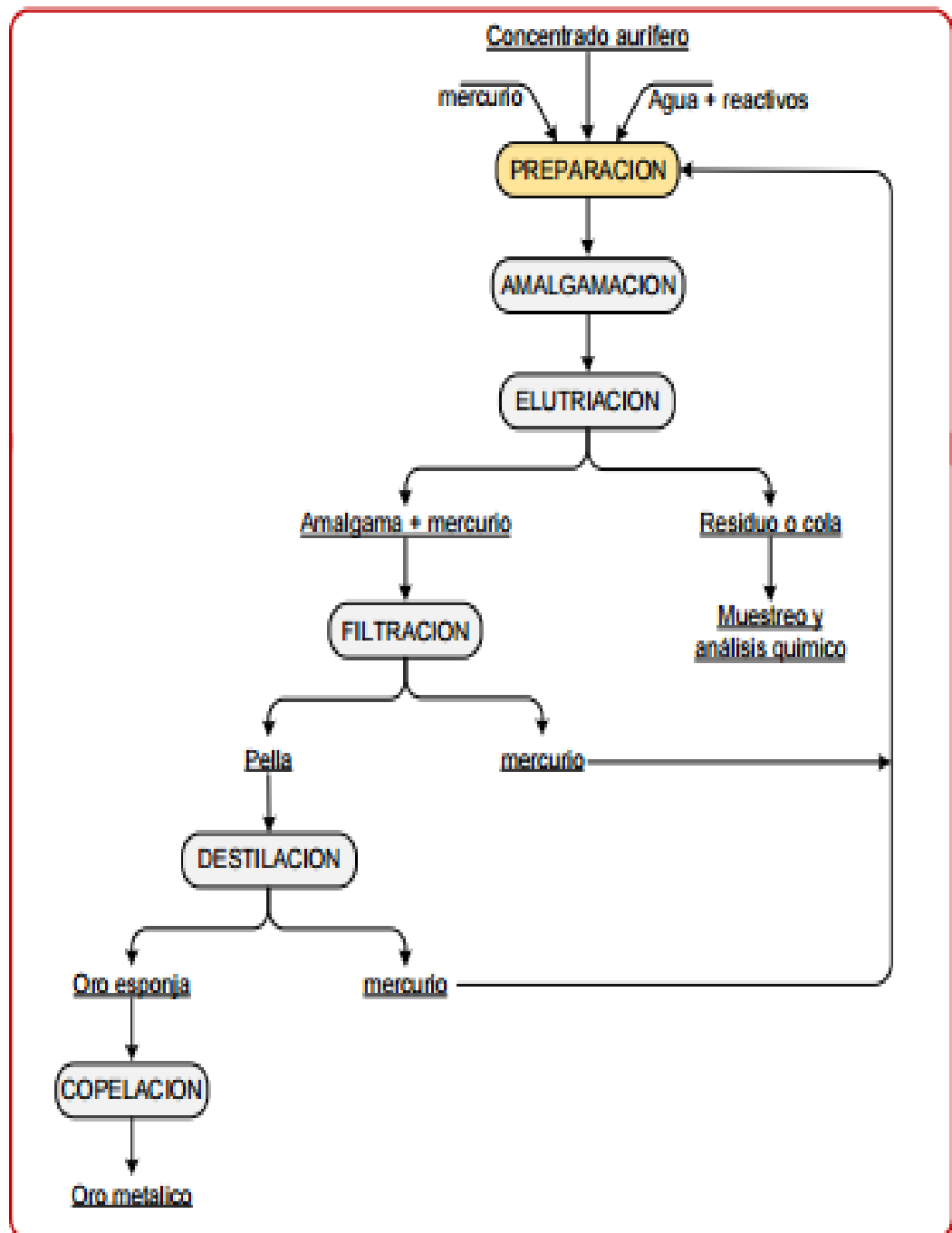


Figura 13. Etapas del proceso de amalgamación.

Fuente: SALAS C. A., 1996.

Factores negativos que influyen en la amalgamación

Los resultados obtenidos en la amalgamación son insatisfactorios cuando intervienen en el proceso factores negativos de diferente índole que se especifican seguidamente:

- Falta de contacto adecuado entre el oro y el mercurio.
- Oro demasiado fino de comportamiento coloidal o cuando se presenta en laminillas muy delgadas que sobrenadan sin ponerse en contacto con el mercurio.
- Cuando el oro se encuentra como teluro.
- Oro enclavado en sulfuros; p.e., pirita aurífera.
- La superficie del oro está cubierta por una película de materias extrañas.
- El mercurio es impuro: Oro que se pierde como amalgama, mercurio con apariencia de harina.
- Pulpa contaminada con grasa, aceite, talco, azufre, etc.
- Presencia de materiales arcillosos.

Perdidas de oro en la amalgamación

Las pérdidas de oro en el proceso de amalgamación obedecen a los siguientes factores:

- El oro está enclavado en la ganga por falta de molienda adecuada para su liberación.
- El metal noble está revestido con herrumbre o con una película de cualquier sustancia extraña que evita el contacto con el mercurio.
- Las partículas muy finas de oro flotan y no toman contacto con el mercurio.
- El mercurio "cansado" o harinoso es incapaz de atacar al oro adecuadamente, o es tan fino, que se pierde en las colas y puede llevar oro en solución.
- Los compuestos de oro tales como los telurios no pueden ser recuperados en las máquinas de concentración, excepto cuando están finamente molidos.

Perdidas de mercurio

La pérdida de mercurio es aproximadamente de diez gramos por tonelada de mena tratada, siempre y cuando se tengan los cuidados necesarios para el trabajo de amalgamación, de otra

manera las pérdidas son mayores. Los factores que ocasionan las pérdidas de mercurio son los siguientes:

- El mercurio forma amalgama con cobre o plomo, la cual es muy liviana y consecuentemente, sometida a pérdidas.
- La falta de cuidado en el manipuleo puede ocasionar en una u otra forma pérdidas mecánicas.
- La división del mercurio en finos glóbulos es la fuente más importante de pérdidas, en razón de que debido a su finura escapa de las trampas para salir junto con las colas y concentrados.
- Cuando se destila el mercurio un 0,1 % o más es retenido por el residuo de la retorta que luego se pierde en la fundición; posiblemente escapa también una pequeña cantidad al aire.
- La evaporación del mercurio a la temperatura ordinaria es una fuente apreciable de pérdida.
- Bajo ciertas condiciones puede haber también una pequeña pérdida química. Así, el sulfato de cobre en el agua de batería puede ser descompuesto por el mercurio, formando sulfato de mercurio soluble y amalgama de cobre. La pérdida química más grande ocurre en la amalgamación en lavador de oro.

2.3.3.2. Concentración por flotación

Entre los métodos convencionales de tratamiento de menas auríferas se tienen la concentración gravimétrica y la lixiviación por cianuración. Sin embargo, cada uno de estos procesos tiene sus propias dificultades; pérdidas de oro fino en concentración gravimétrica y conocimientos técnicos para el manejo adecuado del cianuro en la lixiviación. En el caso particular de la concentración gravimétrica, el principal problema es la recuperación de partículas finas de oro que irremediablemente son arrastradas a las colas, inclusive partículas relativamente gruesas que tienen formas especiales favorecen a que sean arrastradas a las colas. De una manera general, se debe indicar que, tomando las precauciones necesarias y los equipos apropiados, podrían ser recuperables partículas por encima de 75 micrones; pero, cuando no se tiene el cuidado preciso al tratar materiales que contengan oro fino y cuando tampoco se cuenta con los equipos adecuados, las pérdidas que se producen llegan a mayores rangos de fracciones granulométricas y que fácilmente pueden ser de hasta 300 micrones. La flotación es otra buena alternativa para concentrar el oro fino cuando este se encuentra libre en la muestra o acompañado de sulfuros. Este proceso,

puede resultar en el presente una posibilidad real para mejorar los índices metalúrgicos, puesto que las pérdidas de oro fino son realmente considerables cuando se usan medios gravimétricos y el uso de la cianuración no es nada atractivo en muchos lugares, especialmente por el aspecto ambiental. La flotación se usa bastante en la recuperación de oro, sin embargo, los objetivos y el modo de aplicación son muy variables y dependen del tipo de mineral, de las asociaciones de oro, otros valores metálicos, consideraciones de mercado y requerimientos ambientales. La mineralogía del mineral y las asociaciones de oro son fundamentales en la recuperación de oro. El uso de la flotación, en la concentración de oro, se rige por la mineralogía del oro y de la mena en cuestión. Los factores fundamentales son el tamaño del mineral/oro, tamaño de liberación, asociación del oro y tipo de minerales de la ganga y otros minerales valiosos. Los reactivos que se emplean para el tratamiento de menas auríferas por flotación son, de una manera general, los mismos que habitualmente se utilizan en el tratamiento de menas sulfurosas, especialmente los xantatos como colector principal.

Factores que influyen en la flotación de oro

Los factores que influyen en la recuperación del oro son:

Liberación. - El principal requerimiento mineralógico para la flotación del oro es que esté liberado; es decir, como partículas de oro libre y que forme parte de las partículas que son flotables. Esta condición es la que usualmente se requiere para la recuperación del oro que se encuentra en la superficie de los minerales sulfurosos. Pero si son óxidos y/o silicatos los que forman parte del mineral aurífero, la flotabilidad del oro es más baja y depende sobre todo de sus respectivas áreas de superficie de hidrofobicidad.

Recubrimiento (capas). - La flotabilidad de oro libre depende de las condiciones de exposición a la superficie. Ejemplo, una capa de sal de metal hidrofílica ha sido precipitada en la superficie del oro, reduce la superficie total hidrofóbica y consecuentemente reduce la recuperación del oro. Estos precipitados comúnmente contienen óxidos de hierro (Fe^{+3}) o hidróxidos, los cuales se forman debido a que ambos minerales contienen hierro.

En depósitos antiguos de colas, de varias décadas, se producen disoluciones de minerales, que tiene lugar la precipitación, resultando la formación de capas de sales de Ca, Mg, Mn, Al y Fe como óxidos o carbonatos.

Tamaño de partícula. - El tamaño de partícula tiene un gran efecto en la recuperación del oro por flotación, por su alta densidad. La flotación es efectiva para partículas en el rango de 20 - 200 micras. Partículas más finas influyen negativamente en la selectividad debido a la co-flotación de componentes ganga. En caso de flotar tamaños de partículas relativamente gruesas, como alternativa se puede reducir la alta densidad del oro aumentando la densidad de pulpa y trabajando por ejemplo a 35 % sólidos, con esto se reduce la sedimentación de las partículas de oro. Pero para partículas mayores a 200 o 250 micras de oro lo más recomendable es usar gravimetría y amalgamación.

2.3.3.3. Concentración centrífuga

La concentración gravimétrica de minerales auríferos se realiza utilizando diferentes equipos que actúan bajo la aceleración de la gravedad normal del campo gravitacional terrestre, en esas

condiciones, cada equipo tiene limitaciones propias en cuanto al tamaño de partículas que se pueden procesar y en cuanto al rendimiento que se puede obtener en la recuperación de los elementos valiosos. A tamaños finos, las fuerzas hidráulicas y de fricción rebasan a la de gravedad, por lo cual la eficiencia de separación de los concentradores gravimétricos disminuye drásticamente. Para superar esto, se han diseñado concentradores que intensifican las fuerzas gravitacionales para que la separación se lleve a cabo a un valor de varias veces la fuerza de gravedad G . Con estos concentradores se han resuelto muchos de los problemas para la aplicación de la concentración gravimétrica en la recuperación de oro libre en circuitos de molienda; como son la recuperación de oro de tamaño fino (< 150 micras), el balance de agua, la capacidad, el mantenimiento y el control de la operación de los concentradores en los circuitos. Los concentradores gravimétricos de este tipo operan con un campo centrífugo de hasta $300 Gs$. Su operación consiste en introducir pulpa hasta el fondo de un reactor cónico truncado invertido, el cual gira a una velocidad de 400 rpm, la pared del cono está acanalada, inyectándose agua en las canaletas para fluidizar las partículas presentes en ella, evitar su compactación y mejorar la eficiencia en la concentración de oro. Los

tipos de concentradores centrífugos más utilizados están basados en el mismo principio, pero difieren en su diseño técnico. Desde el punto de vista de su modalidad de trabajo, los equipos de concentración gravimétrica por centrifugación se agrupan en tres tipos, estos son: - Centrífugas de lecho sedimentado (centrífuga china y centrífuga Gekko). - Centrífugas de lecho fluidizado (Knelson y Falcon). - Centrífugas de lecho fluidizado pulsante (jig Kelsey y concentrador MGS). Las centrífugas ofrecen buena seguridad contra robos y ahorran fuerza de trabajo significativamente (lo cual puede ser una desventaja en la pequeña minería). Con las centrífugas se pueden lograr altos ratios de enriquecimiento, para la posibilidad de fundición directa, pero a menudo se necesita otro equipo más (p. ej. una mesa concentradora). En los circuitos de molienda, los concentradores centrífugos son utilizados efectivamente para recuperar el oro liberado. Las ventajas que se atribuyen a esta nueva técnica de concentración son las siguientes:

- Buena recuperación, generalmente >70 %.
- Elevada capacidad de tratamiento.
- Equipo muy compacto.
- Elevado ratio de enriquecimiento.

A estas ventajas ya reconocidas, pueden añadirse otras que resulten de la aplicación específica a cada mena en particular, como por ejemplo menor consumo de agua, incorporación de reservas actualmente no incluidas a los programas de producción, menor impacto ambiental por no emplear reactivos ni tener emanaciones gaseosas de contaminantes, etc.

Concentradores Knelson

A continuación, analizaremos, el principio de operación de los concentradores Knelson, esto debido a que son equipos que permiten hacer concentraciones de partículas, las cuales por razón de su fina diseminación en la ganga han de ser molidas a tamaños muy finos.

El concentrador Knelson es un concentrador centrífugo de forma de tazón, desarrollado por Lee Mar Industries, Inc. de Burnaby (Canadá). Es una unidad de cono acanalado que rota a alta velocidad. La pulpa conteniendo aproximadamente 25 % de sólidos es alimentada por el fondo de la unidad. Como en todos los concentradores de tazón, el concentrado es retenido en el cono hasta ser limpiado, mientras que las colas; partículas ligeras y otras

consideradas de ganga, son continuamente lavadas y salen por la parte superior. El concentrador Nelson utiliza el principio de sedimentación impedida en un campo de fuerzas centrífugas. Un cono central perforado conteniendo canales horizontales a lo largo de la pared interna es rotado a velocidades superiores al 400 rpm, a esta velocidad se genera una fuerza 60 veces más grande que la fuerza gravitacional. Las partículas pesadas son forzadas hacia fuera de las paredes siendo atrapadas por los canales o nervaduras, mientras que las partículas ligeras son acarreadas fuera por el agua de lavado. El cono está rodeado por una chaqueta de agua presurizada que inyecta agua a través de sus orificios sobre el cono, de manera que las partículas pesadas se mantengan fluidizadas. La fuerza del agua actúa contra las fuerzas centrífugas del cono rotatorio. Esta fuerza en contra es suficientemente grande para inhibir la severa compactación del concentrado colectado. La limpieza de la unidad es realizada parando el cono, abriendo el drenaje, y lavado el concentrado hacia la salida (Meza, Hartmann et al. 1994). De acuerdo a los conceptos básicos de física se tiene que la fuerza centrífuga es una fuerza ficticia, que aparece cuando se describe el movimiento de un cuerpo en un sistema de referencia en rotación, o

equivalentemente la fuerza aparente que percibe un observador no inercial que se encuentra en un sistema de referencia giratorio. El calificativo de "centrífuga" significa que "huye del centro". En efecto, un observador no inercial situado sobre una plataforma giratoria siente que existe una "fuerza" que actúa sobre él, que le impide permanecer en reposo sobre la plataforma a menos que él mismo realice otra fuerza dirigida hacia el centro del eje de rotación. Así, aparentemente, la fuerza centrífuga tiende a alejar los objetos del eje de rotación. En general, la fuerza centrífuga asociada a una partícula de masa "m" en un sistema de referencia en rotación con una velocidad angular " ω " y en una posición "r" respecto del eje de rotación se expresa por la relación:

$$F_{ef} = - m \omega^2 r \quad [10]$$

En el caso del concentrador Knelson, las partículas entonces se verán sometidas a diferentes fuerzas centrífugas Figura 14, pero como hay una inyección de agua a presión entonces la suma de fuerzas en xx' será diferente para una y otra, lo que dará como resultados que las ligeras salgan con el flujo que asciende,

mientras que las pesadas vayan hacia la periferia y se colecten en las nervaduras, para después ser extraídas como concentrado.

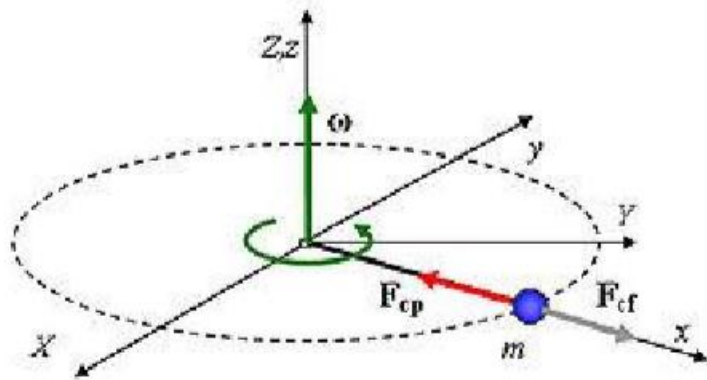


Figura 14. Fuerza centrífuga.

Fuente: Knelson and Edwards, 1990.

$$m = \text{Volumen} \times \text{Densidad} = \left(\frac{1}{6} \pi d^3\right) \rho \quad [11]$$

$$F_{ef} = \left(\frac{1}{6} \pi d^3\right) \rho \omega^2 r \quad [12]$$

$$\omega = 2\pi f \quad [13]$$

Donde:

F_{ef} : Fuerza centrífuga

ω : Velocidad angular

r : posición respecto al eje (radio)

ρ : densidad

f: fuerza

m: masa

d: diámetro

Así para partículas de oro ($\rho_{oro}=19.3 \text{ g/cm}^3$) y cuarzo ($\rho_{cuarzo} = 2.7 \text{ g/cm}^3$) de 212 micras diámetro, en un concentrador de 7.5" (19.05 cm) de diámetro girando a 800 rpm (f), las respectivas fuerzas centrífugas sobre cada una de estas partículas son:

$$F_{ef \text{ oro}} = \left(\frac{1}{6} \pi D^3 \rho \right) 4\pi^2 (f^2) (r) \quad [14]$$

$$= \frac{1}{6} \pi (2,12 \times 10^{-4} \text{ m})^3 \left(19,3 \times 10^3 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right) (4\pi^2) (800 \text{ min}^{-1})^2 (0,1905 \text{ m}) \quad [15]$$

$$= 0,474 \frac{\text{kg} - \text{m}}{\text{min}^2} \left(\frac{1 \text{ min}^2}{60^2 \text{ s}^2} \right) = 1,31 \times 10^{-4} \left(\frac{\text{kg} - \text{m}}{\text{s}^2} \right) = 13,1 \frac{\text{g} - \text{cm}}{\text{s}^2} \quad [16]$$

$$F_{ef \text{ cuarzo}} = \left(\frac{1}{6} \pi D^3 \rho \right) 4\pi^2 f^2 (r) = \quad [17]$$

$$= \frac{1}{6} \pi (2,12 \times 10^{-4} \text{ m})^3 \left(2,7 \times 10^3 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right) (4\pi^2) (800 \text{ min}^{-1})^2 (0,1905 \text{ m}) \quad [18]$$

$$= 0,065 \frac{\text{kg} - \text{m}}{\text{min}^2} \left(\frac{1 \text{ min}^2}{60^2 \text{ s}^2} \right) = 1,80 \times 10^{-5} \frac{\text{kg} - \text{m}}{\text{s}^2} = 1,8 \frac{\text{g} - \text{cm}}{\text{s}^2} \quad [19]$$

De la magnitud de estas fuerzas se puede observar (Figura 15) que conforme ascienden las partículas por el tazón del concentrador, sus posiciones horizontales varían, lo que da como resultado la clasificación deseada. El agua alimentada a presión a lo largo del tazón además de fluidizar la cama de concentrado acentúa esta separación, permitiendo que las partículas ligeras salgan a la corriente que asciende hacia la salida de colas. Las presiones del agua alimentada en los equipos varían según el tamaño de partícula de éstas, y en lo general se tiene que para partículas de diámetro pequeño se usan presiones-flujos bajos y viceversa.

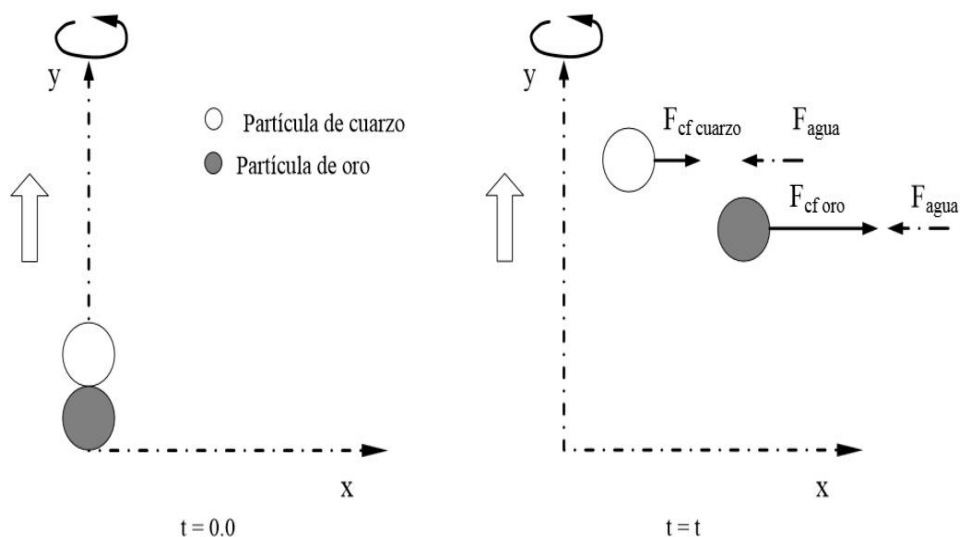


Figura 15. Movimiento de partículas en función de la fuerza de ascenso y centrífuga sobre ellas.

Fuente: Knelson and Edwards, 1990.

Las presiones de alimentación de esta agua van desde 5 a 1 Kg/m² (703,1 a 3 515,5 kgf/m²). Así, si para nuestras partículas alimentásemos en el tazón agua una presión de 1 kg/m², la fuerza que se contrapondría a su fuerza centrífuga sería:

$$F_{agua} = PA = \left(703,1 \frac{kg}{m^2}\right) \left(\frac{\pi}{4} (2,12 \times 10^{-4} m)^2\right) = 2,48 \times 10^{-5} kg_r \quad [20]$$

$$= 2,43 \times 10^{-4} \frac{kg - m}{s^2} = 24,3 \frac{g - cm}{s^2} \quad [21]$$

Aunque aquí hemos determinado una fuerza, asumiéndola perpendicular a las partículas, esto no es del todo correcto ya que el agua de fluidización se alimenta de manera tangencial, Figura 16, así que solo una fracción de esta fuerza es la que se opone a la fuerza centrífuga de las partículas.

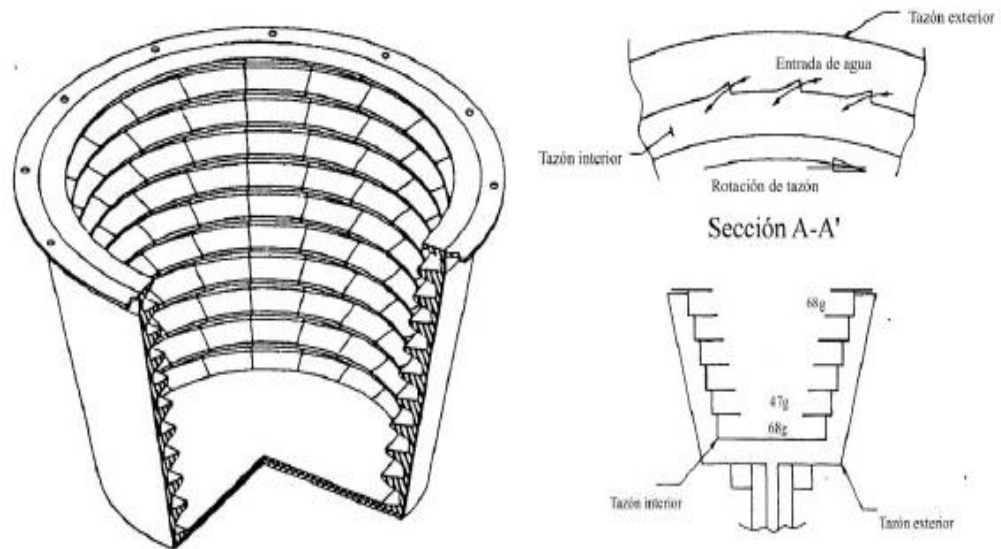


Figura 16. Vista interior tazones del concentrador Knelson sección A-A', entrada de agua y magnitud de las fuerzas centrífugas que se desarrollan (Knelson and Edwards 1990).

Fuente: (Knelson and Edwards, 1990).

Concentradores Falcon

Consisten de dos líneas especializadas de concentradores de proceso mineral Centrífugo incrementado.

- Falcon C - concentradores continuos
- Falcon SB - concentradores semi – batch.

El uso de campos gravitacionales altos (hasta 300 Gs) y grandes capacidades permiten que las unidades recuperen metales

finos liberados y minerales, y hacen eficiente las separaciones, incluso cuando otros procesos de gravedad son inadecuados.

A) Concentrador semi – batch (SB)

El concentrador semi – batch, es usado para recuperación de metales preciosos (Au, Ag y Pt) de la serie de procesos con ciclos de descarga concentrados automatizados. Esta serie de equipo es usado para recuperar una fracción de la masa de alimentación como un concentrado de alto grado. Las ventajas significativas sobre el equipo son el capital, la operación, los costos de mantenimiento bajos. Estos Concentradores Falcon pueden recuperar partículas ultra finas liberadas y hacer separaciones de alta calidad por medio de la utilización del campo gravitacional. En algunos ejemplos, un circuito Falcon puede alcanzar tanto como el 80 % de la producción total de la planta dependiendo del porcentaje del metal nativo presente. Las series Falcon “SB” de concentradores producen alto grado de concentrados mientras requieren poco o ninguna intervención de operador. El diseño del balde de dos etapas produce separaciones superiores y un fácil reemplazo de la parte usada. Las unidades del modelo Falcon “SB” trabajan mejor para:

- Recuperación de platino, plata y oro libre.

- Circuito de molienda con ciclones u / f o alimentación.
- Concentrados de limpieza.
- Colas de scavenger
- Oro de placer y aluvial.

Cómo trabaja: Estos concentradores SB emplean una zona de retención en la parte superior del rotor, requiriendo la adición de un pequeño volumen del agua de proceso. Estas unidades pueden procesar partículas tan grandes como 6 mm, pero también ser muy eficientes en la recuperación de partículas finísimas. Las partículas del flujo de alimentación están sujetas a las fuerzas gravitacionales de hasta 200 G's y son segregadas de acuerdo a la gravedad específica efectiva a lo largo de la pared del rotor. Las capas más pesadas pasan sobre la cama de concentrado retenido en los rifles en la parte superior del tazón del rotor.

2.3.3.4. Concentración gravimétrica

El fundamento de la concentración gravimétrica es la diferencia de densidades entre los minerales a separar. En general, mientras mayor es la diferencia de densidad entre dos minerales, más efectiva es su separación; por ello el oro con

elevada densidad, es fácilmente separable del cuarzo de baja densidad. Si parte de la ganga está aún ligada a las partículas de oro, disminuye su densidad específica, y por lo tanto pierde eficiencia la concentración. El oro es tan bueno como el dinero y mientras más pronto alcance el mercado es mucho mejor. La recuperación previa por concentración gravimétrica, cuando es posible, tiene ventajas adicionales significativas, por ejemplo en un posterior tratamiento hidrometalúrgico la reducción del tamaño de la planta de cianuración, puesto que la planta evita el tiempo excesivo para la disolución de granos grandes de oro, recuperación de granos de oro encapsulados que pueden resistirse o retardar la disolución con cianuro, ahorro en el consumo de reactivos y poca pérdida de oro entre las soleras del molino.

Para la concentración gravimétrica del producto final de clasificación, se usan muchos mecanismos. Los equipos estacionarios incluyen: canaletas con rifles, conos y espirales. Tabla 3. Entre los mecanismos móviles están: Jigs y mesas concentradoras. El concentrado de gravimetría tiene que ser tratado adicionalmente, como regla, ya sea por amalgamación, fusión

directa o cianuración intensiva. La concentración centrífuga se muestra como alternativa para el tratamiento de partículas finas. Los equipos de concentración gravitacional más usados en el tratamiento de menas auríferas son los siguientes:

Tabla 3

Equipos y granulometría de separación

Equipos	Granulometría de separación
Canaletas	+100#(0,15mm)
Jigs	3#-20#(7-0,85mm)
Mesas	20#-200#(0,85-0,075mm)
Espirales	6#-200#(2-0,075mm)
Conos	6#-200#(2-0,075mm)
Concentradores centrífugos	65#-12 μ m(0,212-0,012mm)

Fuente: TEJERINA, J. 1996 "Concentración de oro".

La mayoría de los equipos mencionados para la concentración gravitacional, han tenido cambios tecnológicos fundamentales que han permitido mejorar su rendimiento y otros han sido creados para el tratamiento masivo de menas auríferas, logrando separar partículas pesadas más finas y con capacidades que sobrepasan las 100 toneladas por hora de mineral.

Procesamiento de menas primarias

Para recuperar la máxima cantidad de oro, la mena debe ser molida finamente a fin de liberar las partículas de oro para que la posterior etapa de separación tenga su efectividad, o en su defecto, emplear algún otro proceso de separación como una extracción química. Se debe conocer en detalle la litología, características geológicas y composición mineralógica del depósito aurífero. La dureza, friabilidad del depósito, su distribución de oro y las consideraciones de costos son los parámetros fundamentales que determinan la selección del circuito óptimo de conminución.

Pueden ocurrir grandes variaciones en las propiedades de conminución de un depósito grande. Por tanto, es necesario efectuar ensayos con muchas muestras de mena a fin de diseñar una planta óptima de conminución. Si se desea seguridad y eficiencia en el diseño de la planta, las diferencias geológicas en un depósito no deben ser pronunciadas, pues ocasionarían costos más altos de muestreo y ensayos. Cada mena tiene sus propias características del grado de liberación del oro. Pruebas y estudios de factibilidad deben definir el circuito de conminución óptimo que permita

transportar adecuadamente la alimentación a la planta. Existen tres tipos básicos de circuitos de conminución:

- Circuito cerrado convencional en tres etapas, trituración y molienda en molinos de barras y bolas. - Trituración primaria y molienda autógena.
- Trituración primaria con molino autógeno seguido de molienda fina en molino de bolas.

La mineralogía del oro determina el grado de molienda requerido para una adecuada liberación del oro y la recuperación de extracción óptima económica; el resto de las operaciones unitarias pasan por operaciones como clasificación, concentración y/o flotación, amalgamación o fusión, hasta la obtención del oro físico, típicamente el flujograma que se muestra en la Figura 17.

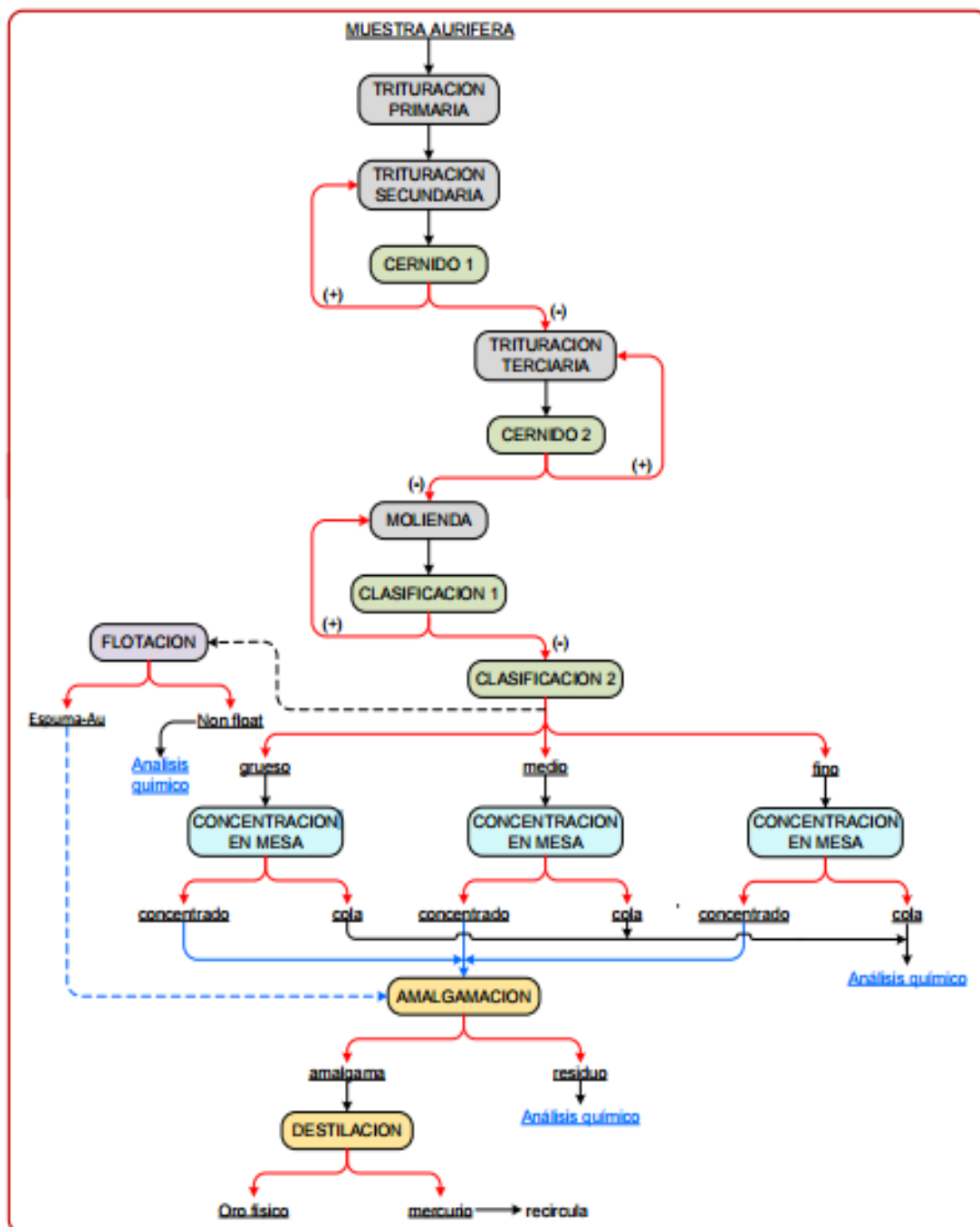


Figura 17. Flujograma para la determinación del oro físico recuperable a partir de menas de yacimiento primario.

Fuente: TEJERINA, J., 1996.

Procesamiento de placeres auríferos

La recuperación de oro desde placeres auríferos ha sido el comienzo de la metalurgia realizada por medio de procesos gravitacionales empleando canaletas y Jigs. Sin embargo, este proceso durante muchas décadas no ha alcanzado el desarrollo tecnológico de la flotación y la cianuración, como proceso de recuperación y extracción del oro desde yacimientos tipo vetiformes. Sin embargo, hoy en día, se puede decir que ha habido un fuerte desarrollo de este proceso debido especialmente a los siguientes factores que han incentivado su desarrollo.

- Rápida escalada de los precios del oro en el mercado mundial.
- Aumento de la preocupación del medio ambiente, en el medio público y minero puesto que este proceso no es contaminante.
- Aumento creciente en los costos de reactivos y energía en los procesos de flotación y lixiviación. - Desarrollo de nuevos equipos gravitacionales y al mejoramiento de los existentes, logrando así una mayor eficiencia en la recuperación de partícula de oro más finas y en especial a una mayor capacidad de tratamiento.

Los placeres auríferos se caracterizan por:

- Su bajo contenido de oro libre, lo que hace necesario una explotación a gran escala.
- Falta de una tecnología que asegure una buena eficiencia en la recuperación.

Determinación del oro físico recuperable

Los circuitos de concentración gravimétrica son difíciles de evaluar por una serie de razones. Se requieren realizar pruebas con cantidades grandes de muestra para hacer estadísticamente válidos los resultados, especialmente si hay presencia de oro grueso libre. Es posible seguir pasos establecidos para poder determinar con mucha aproximación, la presencia y cantidad de oro que se puede recuperar de una determinada mena proveniente de yacimiento primario. Esta determinación se realiza siguiendo los pasos que se muestran en el flujograma de la Figura 17. Este flujograma puede ser adaptado, con algunas modificaciones, a menas auríferas con diferentes características mineralógicas y físicas. También se puede determinar el oro físico recuperable a partir de una mena de origen aluvial, con variantes en la primera parte del flujograma, como se puede ver en la Figura 18. Con este tipo de menas es aconsejable

trabajar con una mayor cantidad de muestra por su bajo contenido de oro libre, de esta manera se pueden garantizar resultados más representativos.

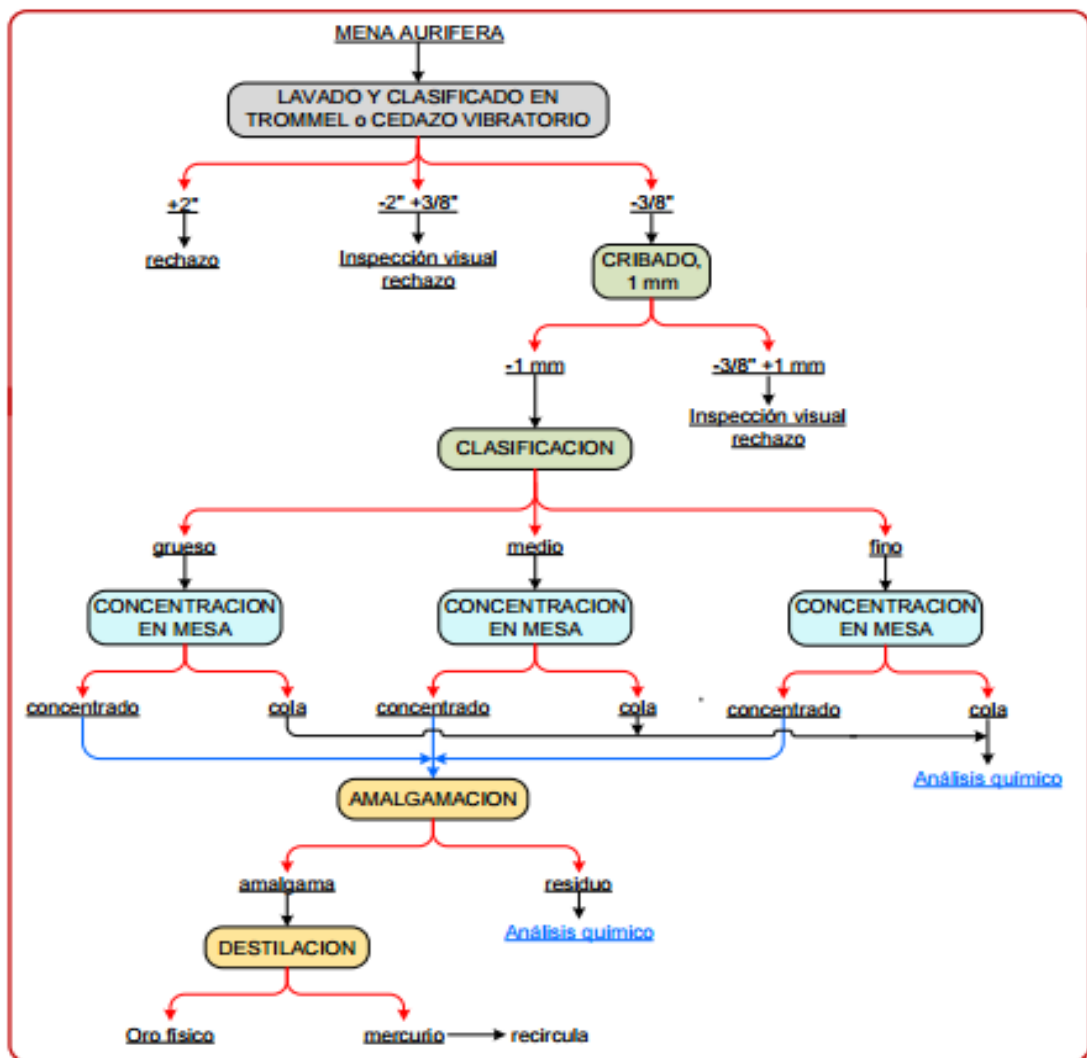


Figura 18. Flujograma para la determinación del oro físico recuperable a partir de menas de origen aluvial.

Fuente: TEJERINA, J., 1996.

Perdidas de oro en el proceso de concentración.

Las pérdidas generalmente se producen en las fracciones finas, donde el oro se encuentra distribuido. Las lamas están relacionadas directamente con el oro fino bajo la malla 400, por sobremolienda de menas de yacimiento primario u ocurrente en el depósito aluvial. Generalmente las mayores pérdidas de oro fino se originan en el mal desagregado de las arcillas, las cuales atrapan al oro fino. Pérdidas comunes en las etapas de concentración son debidas a:

- Condiciones inadecuadas de operación, por las variaciones de la alimentación (heterogeneidad del depósito y metodología de extracción minera), que tienden a presentar grandes fluctuaciones como: leyes, granulometría, razón de alimentación, contenido de arcillas y otros.
- Frecuentes cambios en la densidad de pulpa alimentada a la etapa de concentración, produciendo caídas en la eficiencia de concentración.
- Deslamado ineficiente también produce bajas en la concentración, debido a la alteración de la viscosidad de la pulpa.

- Régimen altamente turbulento, hecho que ocurre en algunos Jigs y canaletas disminuyendo la eficiencia en la concentración de oro fino.
- Factor forma, lo cual es común a las ocurrencias de oro en las formas de placoides y laminares, dificulta la sedimentación en la pulpa.
- Hidrofobicidad natural o contaminada de las partículas de oro fino que repercuten en la sedimentación (oro flotable).

Aplicaciones prácticas

Existen muchos flujogramas que se adecuan al tipo de mena que se va a tratar para la recuperación del oro físico, en esta oportunidad se limitará a presentar un flujograma para el tratamiento de menas de origen primario y otro para menas de origen secundario. La Figura 19 muestra el flujograma típico de tratamiento para menas primarias, este flujograma es completo y por tanto complejo, integra etapas de concentración gravitacional con etapas de flotación y cianuración. Un Jigs, trabaja en circuito cerrado con un clasificador y molino recuperando el oro grueso que es amalgamado en un tambor amalgamador. Además, tiene una etapa de flotación de las partículas finas de oro libre y asociado a pirita o pirrotina. Este

concentrado es sometido a una etapa de tostación y cianuración por agitación, recuperando el oro fino.

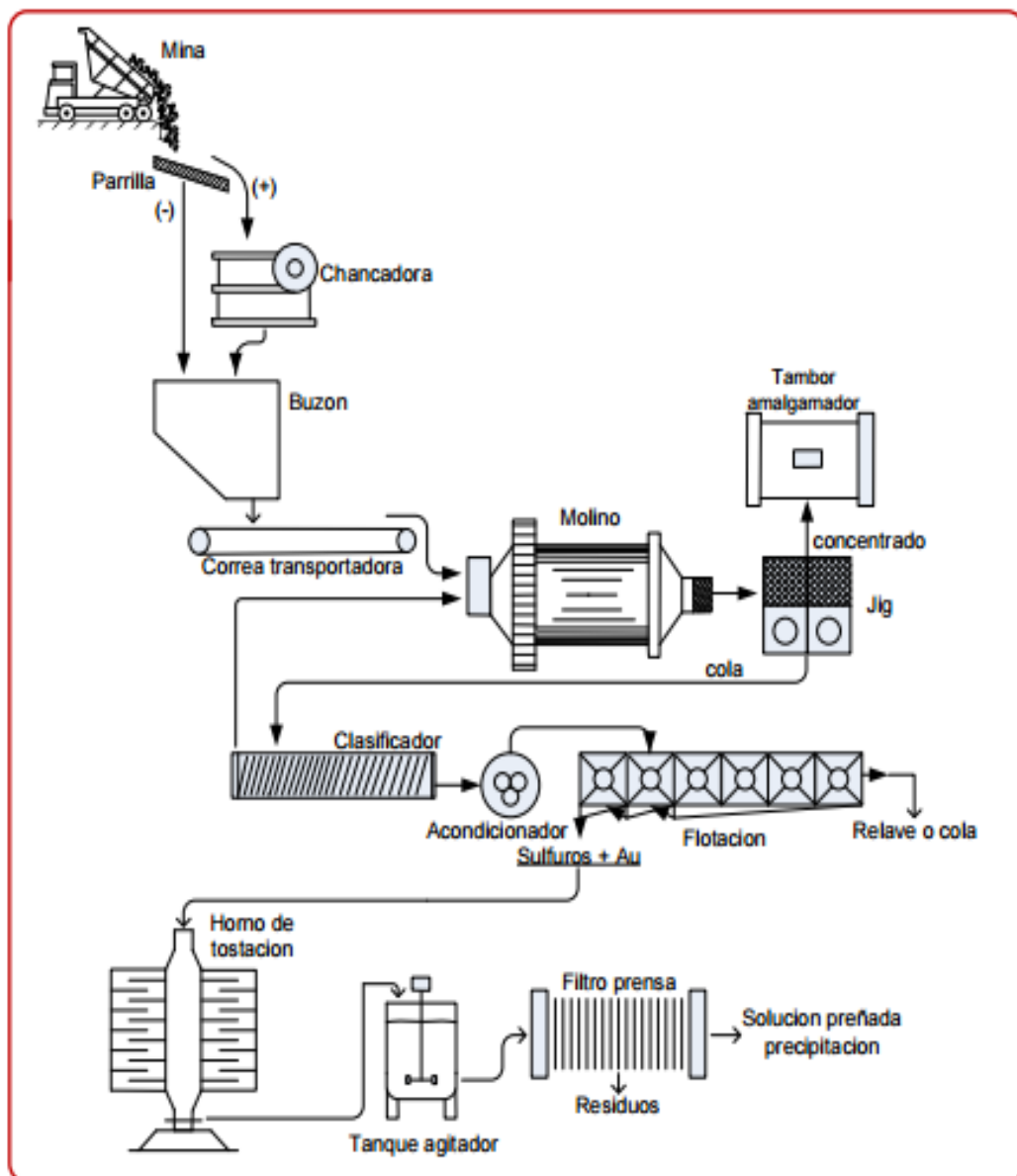


Figura 19. Flujograma alternativo para tratamiento de menas auríferas de origen primario

Fuente: TEJERINA, J., 1996.

Flujograma típico de tratamiento para menas aluviales

Este flujograma es típico en el tratamiento de este tipo de menas. La mayor parte de empresas dedicadas a esta actividad, con algunas variantes, siguen específicamente estos pasos y operaciones unitarias. La capacidad de este diagrama corresponde aproximadamente a una razón de alimentación de 100 t/h.

- Este flujograma está compuesto de una etapa de lavado y desintegrado sobre cribas y trommel con agua a presión.
- La etapa de clasificación se realiza en trommel.
- La etapa de preconcentración se realiza en canaleta corta y larga además de Jigs, recupera el oro grueso y fino.
- La etapa de limpieza o concentración se realiza en mesa de sacudimiento, obteniéndose un concentrado final de alta ley.
- Termina el proceso con la amalgamación del concentrado final junto con la fusión del oro al estado de metal doré Figura 20.

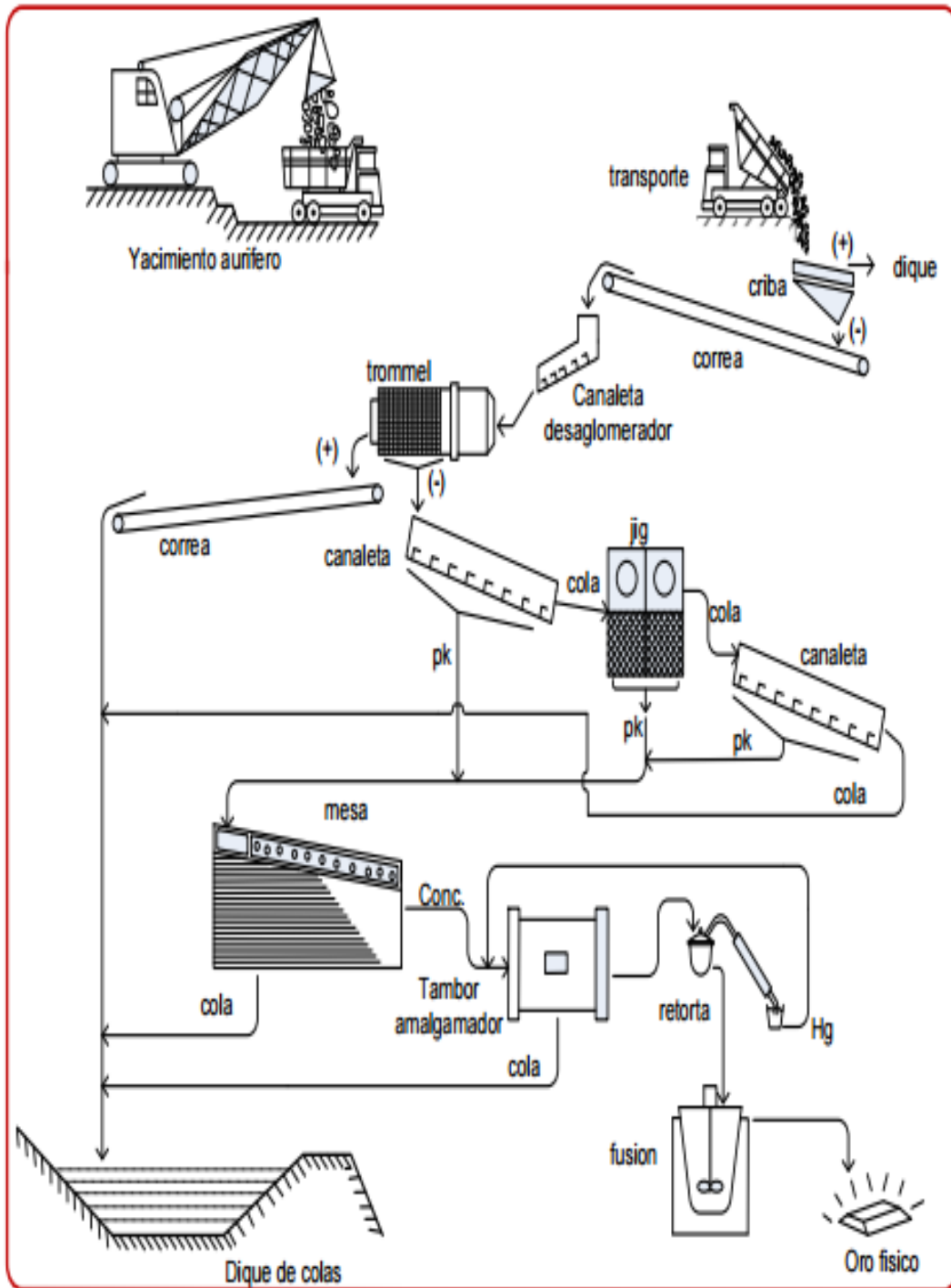


Figura 20. Flujograma alternativo para tratamiento de menas auríferas de origen aluvial.
 Fuente: TEJERINA, J., 1996.

CAPÍTULO III

ORGANIZACIÓN DE LA COOPERATIVA SAN ANTONIO

3.1. PERFIL DEL MINERO ARTESANAL

La minería artesanal es su actividad principal, más no exclusiva, a la que le dedican de 8 a 12 horas diarias. Además, de la minería, la gran mayoría realizan otras actividades que complementan el ingreso familiar, como el comercio, servicios de alimentación, especie de restaurantes llamados pensiones; o diversos trabajos manuales de tipo temporal.

Es interesante señalar, que a la gran mayoría les gustaría dedicarse a otra actividad, de preferencia tener algún tipo de negocio, por las duras condiciones de trabajo que supone la minería artesanal.

Existe un alto grado de desconfianza para el trabajo, debido a la diversa procedencia de los mineros artesanales, lo que los lleva en muchos casos a trabajar individualmente y de manera informal (nos referimos con individualmente, a trabajos fuera de las organizaciones,

en pequeños grupos –sean familiares o entre amigos-). Es en este contexto, que aparece el trabajo de la mujer y niños en la actividad, como apoyo al esposo y a la economía familiar, sea como “pallaqueras” y en los quimbaletes.

Una característica respecto al minero artesanal, señalada por la mayoría de entrevistados, tanto mineros como personas dedicadas a otras actividades, es su desinterés por el ahorro y su falta de visión de futuro.

El alto consumo de alcohol entre los mineros fue señalado como una de sus características y una de las razones que les impedía ahorrar.

3.2. ANANEA - PUNO

Ananea es la capital del distrito del mismo nombre, del que forman parte los campamentos mineros. La Rinconada y Cerro Lunar, además de 7 comunidades campesinas y el pueblo de Ananea materia de este estudio, perteneciente a la provincia de San Antonio de Putina, del departamento de Puno. Al pueblo de Ananea se accede desde la ciudad de Juliaca (centro comercial de Puno) por una

carretera afirmada de 169 Km. (6 horas en promedio en transporte público) y limita territorialmente con Bolivia, habiendo una fluida relación comercial entre sus pobladores. Se encuentra a una altitud de 4800 msnm con temperaturas que oscilan entre los 285 K (12 °C) y 253 K (-20 °C) en invierno, mientras que en verano (octubre-abril) varía entre los 289 K (16 °C) y 275 K (2 °C). La vegetación es típica del altiplano, no siendo apto para la agricultura, pero si para la ganadería de auquénidos.

El tipo de yacimiento aurífero, en Ananea, es aluvial de tipo morrena. El trabajo se realiza a tajo abierto, bajo el sistema de monitores y canaletas de empedrado. Este sistema de explotación demanda un excesivo volumen de agua, el cuál es distribuido por la Central de Cooperativas quien es titular de las concesiones mineras.

Ananea distrito tiene una antigüedad de 150 años aproximadamente, sin embargo, la antigüedad del pueblo de Ananea y las comunidades cercanas se remontan a la época prehispánica. Si bien no hay estudios, hay evidencias arqueológicas de la permanente ocupación en la zona y de la explotación del oro por sus pobladores. Esto es una característica interesante, que diferencia a este pueblo de

mineros de la mayoría de asentamientos mineros artesanales, que son poblados relativamente nuevos y ocupados casi en su totalidad por población inmigrante.

El pueblo de Ananea tiene una población de 3,825 habitantes (la población estimada de todo el distrito es mayor a 27,000 habitantes). El pueblo cuenta con servicios de agua y luz, más no de desagüe (las casas tienen silos). Hay un Centro Educativo Inicial (PRONOIE), escuela primaria y secundaria, todos estatales. En el pueblo se encuentra la sede de la Micro Red de Salud de la Zona, por lo que cuentan con un adecuado centro de salud, con personal médico profesional permanente.

Existen organizaciones de base como el Club de Madres y la APAFA. La mayoría de mineros artesanales está agrupada en una de las 8 Cooperativas Mineras, las que a su vez están agrupadas a la Central de Cooperativas de San Antonio de Putina – CECOMSAP. También hay presencia de algunos mineros artesanales independientes, que por razones de elección o por no poder entrar en las cooperativas, trabajan de manera independiente.

3.3. ACTIVIDADES ECONÓMICAS

La principal actividad productiva de la zona es la minería junto a la crianza de alpacas (esta última es la principal actividad de las comunidades campesinas del distrito), con presencia de pequeñas tiendas o centros de abastecimiento de alimentos e implementos necesarios para la actividad minera, así como, compradores de oro, pensiones, comercio, alquiler maquinaria, etc.

En el último año, se ha incrementado la demanda y oferta del negocio de alquiler de maquinaria pesada para el trabajo en las minas. Esto es visto como una alternativa de trabajo entre los pobladores por la demanda de operarios para las maquinarias.

En el poblado de Ananea la gran mayoría de la población (hombres, mujeres y niños) participan directa o indirectamente en la actividad minera, mientras que un porcentaje menor se dedica exclusivamente al comercio y compra de oro.

3.4. SENTIDO DE PERTENENCIA

La gran mayoría de la población es originaria de la localidad, pues como señaláramos líneas arriba, Ananea es un centro poblado muy antiguo, con evidencia de ser un poblado prehispánico. El porcentaje de población migrante es mínimo, aunque últimamente, este se está incrementando debido a la demanda de operarios de maquinaria (las fuertes migraciones para trabajar en las minas se dan en el Centro Minero La Rinconada).

La población es bilingüe, siendo su lengua materna el quechua. El uso del quechua no es tan restringido como en el caso de Mollehuaca y Relave, suele ser en muchos casos el principal idioma de comunicación entre sus pobladores, sea en casa, en las labores mineras y comercio. Cabe señalar que como en otros casos de comunidades andinas, el mejor manejo del castellano lo tienen los hombres y las mujeres suelen hablar casi permanentemente en quechua.

Todos los pobladores, y, por lo tanto, los mineros artesanales, participan en las diversas actividades de la comunidad, principalmente en las faenas comunales. Sin embargo, señalaron que esta

participación estaba disminuyendo debido al poco interés que tienen respecto al desarrollo de la comunidad.

3.5. PERFIL DEL MINERO ARTESANAL

Se dedican exclusivamente a labor minera, en un promedio de 8 horas al día. El promedio de horas de trabajo se incrementa en época de lluvias, donde los mineros además de cumplir con su turno de trabajo en las cooperativas, trabajan individualmente en sus “caños familiares, trabajo que es atendido principalmente por las mujeres y niños en la época seca.

La mayoría, siempre se ha dedicado a la actividad minera y aprendieron la actividad de sus padres y viendo a los demás. Entre las razones por las que se dedican a la minería, señalan es porque no hay otras fuentes de trabajo, sin embargo, les gustaría dedicarse a otra actividad, con una preferencia mayoritaria por el negocio propio (pequeños comercios), por ser más rentable y por no ser un trabajo físico muy duro.

La familia del minero se dedica también a la actividad minero artesanal. El trabajo de la mujer minera se centra en los “caños”

familiares, luego de atender sus labores domésticas. También hay mujeres que trabajan en las cooperativas, pero en proporciones mínimas. Reconocen que no es recomendable que la familia trabaje en la mina, pero por necesidad están de acuerdo en que participen en el trabajo.

Al igual que en Mollehuaca y Relave, en Ananea el alto consumo de alcohol es considerado una característica de los mineros artesanales, problema señalado por la mayoría, como consecuencia del tiempo libre que ahora tienen los mineros artesanales gracias al uso de maquinaria pesada. El consumo de alcohol es visto como una limitación del minero artesanal para el bienestar de su familia y su capacidad de ahorro.

Cooperativas: Esta forma organizacional tiene rasgos del tipo asociativo y del tipo empresarial. Responde a un tipo de organización del trabajo en el que predomina la idea de "bien común" Tabla 4. La mayoría de los casos observados tiene sus orígenes a inicios de la década de los 80's, tomando el modelo de experiencias cultural y regionalmente más cercanas; como es la tradicional cooperativista de Bolivia.

Tabla 4

Cooperativas en la zona de Ananea

ORGANIZACIÓN	LUGAR
Cooperativa Minera de Halcón de Oro	Ananea
Cooperativa Minera Municipal	
Cooperativa Minera San Juan de Dios	
Cooperativa Minera Estrella de Oro	
Cooperativa Minera el Dorado	
Cooperativa Minera San Antonio	
Cooperativas Mineras Santiago	
Cooperativa Minera Municipal.	
Cooperativa Minera los Andes	

Fuente: CECOMSAP: 2002

En términos generales, se puede observar, que muchas de las organizaciones analizadas, no han logrado consolidarse, entre otras razones, porque se desarrollan en contextos bastante difíciles, en medios sociales poco articulados, donde prima la desconfianza, no existen incentivos para emprender experiencias colectivas de largo aliento y por la falta de capacitación en gestión empresarial.

3.6. UNIDADES LITOLÓGICAS

En el área de estudio afloran rocas que en edad van desde el Paleozoico Inferior (Ordovícico) hasta el Cenozoico (Terciario Superior). Depósitos de origen glacial y aluvial de gran potencia están

limitados a la depresión de Crucero-Ananea y de menor magnitud al fondo de los valles.

Formación San José

La litología consiste de lutitas negras intercaladas con capas de areniscas claras y delgadas. Esta unidad está infra yaciendo a la formación Sandia y le han asignado una edad Ordovicico Medio.

Formación Sandia

La litología consiste de limolitas pizarrosas de color gris oscuro intercaladas con capas de areniscas de grano fino y color gris clara. Estas rocas son las portadoras de los yacimientos de oro, por lo que se considera como una formación con valor económico.

Formación Ananea

Litológicamente consiste de pizarras color gris oscuro, en paquetes de 20 hasta 80 cm. El mayor afloramiento está en la zona de Rinconada.

Explotación minera de placer

Se practica la explotación minera de placer cuando el metal se encuentra en los depósitos no consolidado de la arena y de la grava de los cuales el oro se puede separar fácilmente debido a su alta densidad.

La arena y la grava suspendidas en agua móvil.

Un metal mucho más pesado se hunde para basar y se separa a mano.

Tabla 5

Asociaciones de minerales en placeres

MINERALES	ROCAS PRIMARIAS	ASOCIACIONES
Platino	Gabros básicos, periodotitas, dunita, serpentinitas	Magnetita, ilmenita, olivino, picotita, pleonasma, diamante, corindón
Oro	Filones de cuarzo asociados a varios tipos de rocas ígneas.	Pirita, Galena y otros sulfuros, magnetita, ilmenita.
Diamante	Rocas ígneas básicas: peridotitas, kimberlitas, lamproitas, conglomerado	Piropo, ilmenita, magnetita, cromita, olivino, granate, picotita, platino
casiterita	Pegmatitas Filones de cuarzo, greinsens, granitos. Rocas de contacto alterados hidrotermalmente. Pegmatita, gneises, granito	Columbo-tantalita, espodumena, tumalina, molibdenita, wolframita. Wolframita, topacio, tumalina, fluorita, scheelita, molibdenita. Granates, sulfuros, piroxenos, cloritas-Fe, anfíbolos
Monacita	Granitoides alcalinos y calcoalino	Ilmenita, circon, granate, apatito rutilo, tumalina, espinela.
Circón	Filones de cuarzo, rocas metaforficas de contacto.	Granate magnetita, esfena, piroxenos, anfíbolos
Scheelita		Granate, piroxenos, anfíbolos, vesuvianita, tumaina, casiterita, topacio
Cinabrio	Filone de cuarzo-carbonatos e impregnaciones cerca de las rocas volcánicas.	Pirita, estibina, realgar, oro, baritina, fluorita.
Corindón Rubí y zafiro	Dolomita cristalina, calizas, pegmatitas, sienitas.	Granates, espinelas, rutilos, berilo, crisoberilo.

Fuente: CECOMSAP: 2002

3.7. MÉTODOS DE OPERACIÓN

La Batea

La operación más sencilla en la explotación de un yacimiento aurífero es el efectuado por la batea por ser ese el instrumento más simple, ya que consta de una sola pieza y es manipulada por un solo operario. La batea es un plato de acero o de madera de 25 a 55 centímetros de diámetro y de 5 a 7,5 centímetros de profundidad con los bordes inclinados de 30 a 40 grados respecto a la horizontal. En la operación la batea se llena de arena, grava o tierra aurífera se inmerge en agua corriente y se hace girar lo más rápidamente posible hasta que la arena fina y la arcilla, sean separadas de la acción combinada de la fuerza centrífuga y del agua, también para provocar que las partículas pesadas al separarse de la masa se vayan al fondo, los livianos se desprendan por el borde de la batea con el movimiento circulatorio de la masa en suspensión. Al fin de la operación los granos de oro se encuentran en el fondo de la batea, asociado con otro mineral pesado.

La criba o mecedora

El cribado o tamizado, es una operación de distribución, en la que una mezcla de minerales de diferentes tamaños y de distintos pesos específicos son separados en fracciones, por la acción de una corriente de agua sobre una grava aurífera colocada sobre un tamiz o criba en una tolva. La criba consiste de una caja pequeña, cuadrangular, alargada sin tapa, en cuya parte superior hay un tamiz formado por una plancha de hierro por agujeros y debajo de la cual se encuentra una segunda caja dividida en compartimientos hechos con travesaños de madera o de acero, llamados también rifles; En la primera caja cae un chorro de agua sobre el material aurífero o grava, los fragmentos mayores que admiten el tamiz son rechazados y separados mecánicamente al comienzo de la operación. Los fragmentos de dimensiones menores a los del tamiz, son arrastrados por la corriente de agua a un conducto y de allí al piso inclinado de la caja, con los rifles o lonas donde quedan atrapados los pequeños granos de oro que corren en la parte inferior de la corriente de agua; el material restante continua en la parte superior y es expulsado con la corriente de agua. El material retenido en los rifles es sometido a un lavado en una cubeta especial para recobrar el oro. Durante la operación el aparato o criba puede recibir movimientos, impulsos

manuales o mecánicos que completan la acción de la corriente del agua (Figura 21).

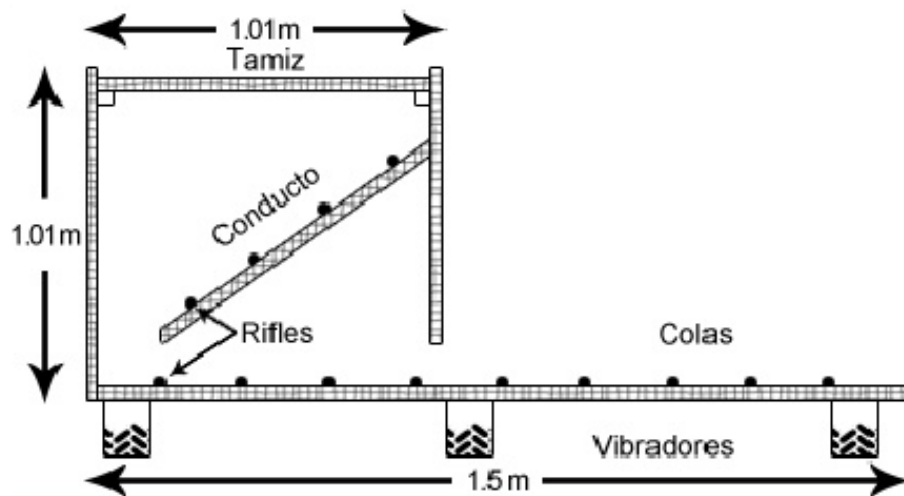


Figura 21. Criba o mecedora usada en la explotación de oro a cielo abierto.
Fuente: López, V., 1981.

El Sluice

La utilización de sluices o canales es el método más simple y más barato a emplear, de fácil construcción, fáciles de transportar de un lugar a otro, de buen rendimiento, simple de operar y no requieren obreros especializados en su operación. El sluice es un largo cajón, por lo general de madera, inclinado en una proporción de 1 a 20 grados, por donde correrá rápidamente agua arrastrando la grava aurífera. El oro y cualquier otro mineral pesado, es retenido por una serie de rifles convencionalmente dispuesto a lo largo del piso del

sluice. La longitud del sluice debe ser tal, que permita la desintegración de la grava y la liberación de las partículas de oro. En las pequeñas operaciones de placer las gravas son vaciadas directamente en las cabeceras de los sluices. Las gravas extraídas del placer son transportadas al sitio del sluices en carretillas (Figura 22).

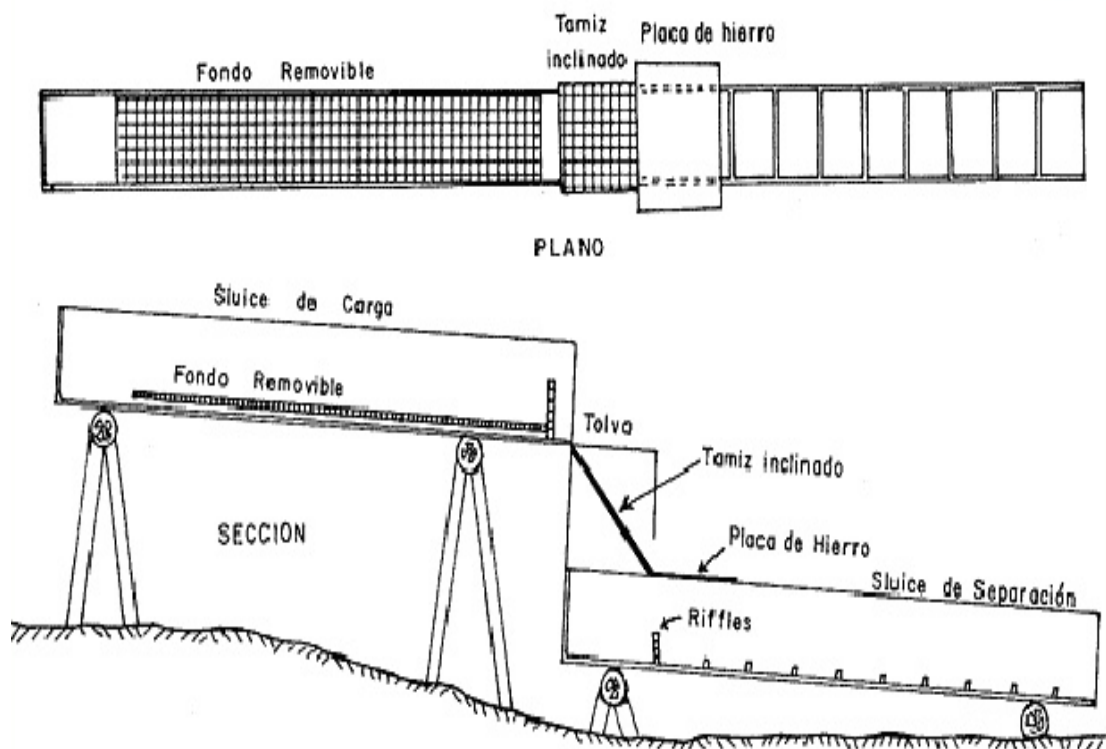


Figura 22. Detalles del sluice.

Fuente: López, V., 1981.

Explotación por Draga

La draga, es una pala de cable o cuchara de arrastre que utiliza una larga pluma reticular, dos cables de tiro se colocan dentro del área a excavar, el cable de arrastre tira de la cuchara hacia la maquina por su peso, de forma que se llene por si misma; una vez llena es izada por medio del segundo cable y es llevada con un giro de la maquina hacia el sitio de descarga donde es vaciada.

La draga es utilizada para excavar a largas distancias en terrenos húmedos o fangosos, donde las traíllas o las explanadoras no pueden ser utilizadas (Figura 23).

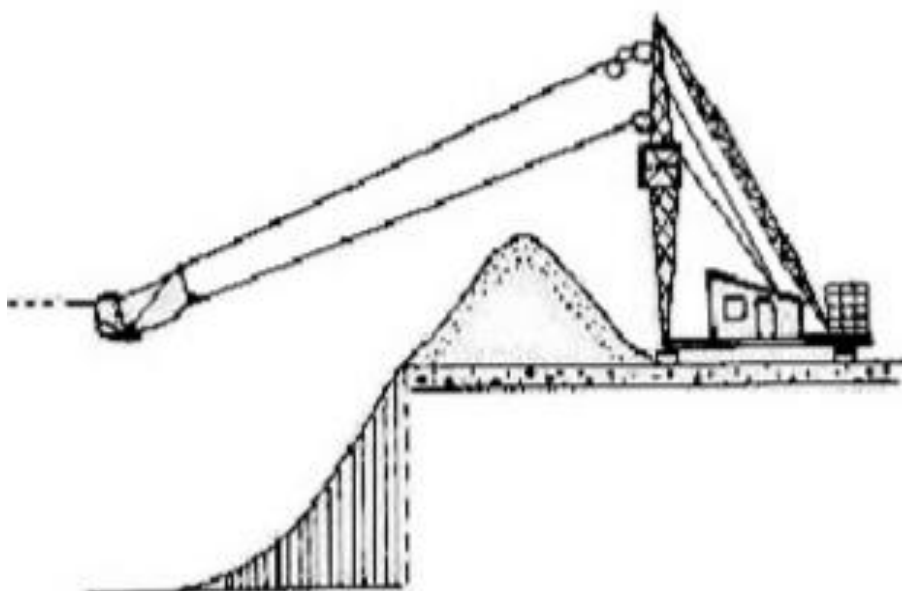


Figura 23. GRAGA Explotación de placeres a cielo abierto
Fuente: López, V., 1981.

Dragas de succión

Este método se aplica en los lechos del río. Disponen de manguera de succión de 2,4834m, 3,048m y 3,6576m de diámetro para extraer el material del fondo del cauce del río, cuya operación requiere de una bomba de sólidos. La arenilla aurífera es recuperada del material succionado de manera similar a los métodos descritos anteriormente. Por otro lado, cabe mencionar que, un piedemonte o llanura- antes de su abandono. En muchos casos, sobretodo en llanura aluvial, vuelven nuevamente al lugar, remueven y lavan el material anteriormente trabajado y acumulado aplicando otros métodos o los mismos lugares, puede ser trabajado por varios métodos durante el año. Por ejemplo, inicialmente pueden hacerlo a través de métodos artesanales, luego con semi-mecanizados o maquinarias dependiendo del lugar Figura 24.



Figura 24. Draga de succión

Fuente: López, V., 1981.

3.7. DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DEL ORO

El oro puede encontrarse en forma laminar o en escamas del tipo angular, esferoide o ambos; ya que existe una relación directa entre el tamaño de la partícula y el grosor. Por tanto, para una eficiente recuperación del oro se hace necesario conocer cuál es el tamaño de las partículas y cómo se encuentra distribuida en las diferentes zonas de trabajo. Un estudio realizado por GRADE en el año 1994 señala que un 50 % del oro es mayor a 0,210 mm (+65m) en áreas de los ríos Madre de Dios, Caychive e Inambari; un 40 % entre 0,210 mm y 0,074 mm (+200m) y un mínimo porcentaje menor a 0,037 mm (-400m)

Sin embargo, un estudio realizado en el año 1998 en el lecho del río Madre de Dios determinó que un 31,2 % del oro es mayor a 300 micras (0,3 mm) y un 18,8 % del oro menor a 37 micras (oro muy fino) tal como se puede apreciar en la tabla que sigue.

El tamaño de oro encontrado fue de la forma laminar que flota fácilmente, por tanto, indica que en un proceso gravimétrico convencional como los usados actualmente en llanura se estaría perdiendo oro irremediablemente (Tabla 6).

Tabla 6

Resultados de análisis granulométrico del oro

	-35 + 65	-65+100	-100 +200	-200 + 325	-325
Malla	417 - 208 um	147 um	74 um	43 um	
%	59,1	17,68	16,56	2,21	0,55

Fuente: López, V. 1981, M.E.M.

3.8. LA ACTIVIDAD MINERA MODALIDADES DE TRABAJO

La exploración

Como se ha mencionado la Cooperativa, posee concesiones y trabaja en los yacimientos secundarios. Los trabajadores artesanales no realizan ningún trabajo tendiente a establecer reservas de mineral. Las exploraciones se realizan utilizando técnicas elementales; con lampas y bateas se recoge un poco de material aurífero superficial. Luego se procede a lavarlo y de acuerdo al número de partículas de oro, se estima la cantidad de oro que podría extraerse por día en función al método de explotación usado.

En realidad, los cooperativistas tienen poca opción para cambiar de ubicación, debido al suministro de agua. En este contexto les resulta irrelevante realizar exploración alguna.

Fases de la explotación del yacimiento

Extracción: Los miembros de la cooperativa operan 3 frentes, cada una de ellos en una zona independiente empleando el sistema de monitores y canaletas de empedrado. Subsiste la idea de acometer la explotación de este yacimiento con sistemas que consumen un excesivo volumen de agua y que no son apropiados para recuperar oro de granulometría tan fina como la que predomina en él.

Procesamiento: Con el uso del sistema de monitores o derrumbamiento incontrolado, el caudal oscila notablemente y no está sujeto a control alguno por parte del operador; se tiene una densidad de pulpa muy variable y con alto contenido de arcillas. En estas condiciones no puede garantizarse una buena recuperación de oro en las canaletas. Los mismos mineros consideran que solo recuperan 50 % del oro presente, que puede ser significativamente menor en lugares donde predominan las arcillas y el oro fino.

Además de la extracción del oro mediante dragas en gran escala, hasta hace poco se extraía gran parte del oro en forma artesanal mediante carretillas alimentándose a la parte superior de un

sistema de sluices, son canaletas inclinadas con rifles pequeños en el fondo para retener el oro colocados en forma perpendicular al flujo de agua, además colocan una lona tendida a lo largo del sluice, cada cierto tiempo se cosecha el oro y materiales pesados que quedan atrapados en las lonas posteriormente estas arenas negras (así lo llaman los lavadores de oro) se amalgama con mercurio metálico quedando el oro en forma de amalgama (Au Hg), luego mediante una franela se logra separar el mercurio rehusándose nuevamente. El oro queda con algo de mercurio adherido a su superficie es refogado al soplete para eliminar todo el mercurio remanente. El oro refogado de la zona de Ananea es de muy buena calidad y llega a tener una pureza de 900 a 950 ppm vendiéndose así en la zona de producción. A partir de los años 1990 y 1991 (informe especial del Comercio 21-1-97) las carretillas y bombas de agua han sido reemplazadas por poderosos cargadores frontales, volquetes, retroexcavadoras y motobombas y se realiza el beneficio en gran escala; no habiendo cambiado las otras variables, es decir, en resumen sólo se ha incrementado el volumen tratado sin mejoras en la recuperación del oro, principalmente el oro fino a hidrófobo, debido a que este presenta flotabilidad natural en la superficie del agua, perdiéndose con los sistemas de tratamiento actual.

Refinación o acabado del producto: Se practica mediante amalgamación seguida de refogado para eliminar el mercurio de la amalgama. La eliminación del mercurio mediante refogado (volatilización) es una práctica muy común en la zona Ananea como en el resto de los asentamientos de mineros artesanales.

Disposición de residuos sólidos: Se ha observado que la acumulación de piedras y bolonería al final de cada faena de monitoreo requiere de un arduo trabajo de carguío y acarreo en carretillas para eliminar este material antes de la próxima faena. En vista de lo sacrificado de esta labor, la distancia de la cancha de piedras es tan cercana, que cubre una parte importante del yacimiento sin explotar.

Tratamiento de efluentes: No existe un sistema de tratamiento de efluentes, su evacuación con grados de acidez y turbiedad contamina el entorno.

En resumen, la actividad artesanal minera es una actividad tradicional para la comunidad en Ananea. Los dirigentes de las cooperativas, la perciben como actividad “ancestral”, que se ha

mantenido de padres a hijos. A través del tiempo han recogido en forma empírica, de las empresas que han operado las morrenas; información y técnicas de explotación del yacimiento.

En el aspecto técnico-productivo, se identifican los siguientes, como problemas principales:

- i) Baja recuperación de oro, con obvias incidencias en la rentabilidad de la operación
- ii) Excesivo esfuerzo físico y
- iii) Ausencia de adecuadas medidas de seguridad e higiene minera.

CAPÍTULO IV

PRUEBAS EXPERIMENTALES

El yacimiento San Antonio, se encuentra cerca a Vizcachani, distrito de Ananea, Provincia de Sandia. Geográficamente se ubica a una altura de 4600 msnm. El yacimiento corresponde a los determinados placeres auríferos, donde el oro se encuentra en varias formas, como chispas, pepitas o diseminado. Las leyes promedio de oro en este yacimiento son de 0,35 g/m³, cuyas reservas son mayores a 100 000 000 de toneladas de material aluvial.

4.1. CARACTERIZACIÓN DE LA GRAVA ALUVIAL

Los depósitos de placeres auríferos del yacimiento San Antonio, contiene otros minerales como: Casiterita, cromita, columbita, cobre, granate, ilmenita, magnetita, monazita, platino, rutilo, xenotima, circón, cuarzo, otros: cuarcitas y las areniscas cuarzosas de granulometría finas (200 a 400 μ) constan de cuarzo detrítico, de plagioclasas (< de 5 %), de muscovita.

4.2. TOMA DE MUESTRAS

La toma de muestras en el yacimiento San Antonio, se realizó para las pruebas de análisis químico Figura 25, determinación de las propiedades físicas y los ensayos al fuego. Las pruebas físico-químicas se realizaron en el laboratorio de metalurgia de la UNJBG. Las pruebas experimentales se ejecutaron en la misma planta.



Figura 25. Depósitos de placeres auríferos y toma de muestras

Fuente: Elaboración propia.

4.3. PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS

Propiedades físicas

Determinación de la gravedad específica, para este propósito, se usó el método de la probeta, cuyo procedimiento constituía por desplazamiento del agua contenida en la probeta, considerando el peso del mineral (Figura 26).

- a. Densidad de la grava aluvial, promedio es de 2,19 g/cm³.
- b. Análisis granulométrico del mineral aluvial Tabla 7 y 8.

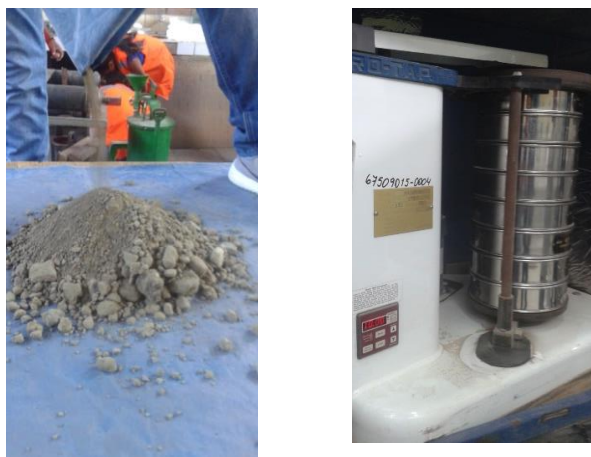


Figura 26. Depósitos de placeres auríferos y toma de muestras

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7

Análisis granulométrico de la grava aluvial

# malla	µm	Pesos (g)	% retenido	% pasante
1/2	1 2700	264	19,27	80,73
1/4	6350	309	22,55	58,18
4	4750	113	8,25	49,93
8	2360	250	18,25	31,68
14	1180	144	10,51	21,17
35	425	174	12,70	8,47
50	293	59	4,31	4,16
70	210	44	3,21	0,95
100	150	7	0,51	0,44
200	75	4	0,29	0,15
FONDO	75	2	0,15	0,00
PESO DE MUESTRA		1370	100,00	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 8

Análisis granulométrico del concentrador Feed Knelson.

# malla	µm	pesos (g)	% retenido	% pasante
10	2000	783,80	15,11	84,89
20	850	871,20	16,80	68,09
35	500	1431,80	27,61	40,48
48	300	653,00	12,59	27,89
65	212	644,00	12,42	15,47
100	150	375,50	7,24	8,23
150	106	170,90	3,30	4,94
200	75	83,80	1,62	3,32
400	38	82,60	1,59	1,73
FONDO	17	89,60	1,73	0,0
PESO DE MUESTRA		5 186,20	100,00	

Fuente: Elaboración propia.

Propiedades químicas

Al mineral aluvial extraído de diferentes frentes de la mina, se cuantifico la cantidad de oro por copelación, obteniendo diferentes contenidos de oro Tabla 9, según la zona de extracción.

Tabla 9

Contenido de oro en gravas aluviales

ZONAS	A	B	C	D
CONTENIDO DE ORO (gr/cm ³)	0,290	0,42	0,68	0,820

Fuente: Elaboración propia.

La ZONA B, es la de mayores reservas.

4.4. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

Pruebas en el concentrador Knelson

Para la realización de estas series de pruebas se utilizaron muestras de minerales aluviales con contenidos de oro, provenientes de las diferentes zonas la mina, de la cooperativa San Antonio, las que fueron homogenizadas a pala individualmente, por cono y cuarteo sucesivos, hasta la obtención de muestras representativas para el análisis químico, análisis granulométrico.

La diferencia de mineral se pasó por la zaranda 100 % malla 8, para realizar las pruebas en el concentrador Knelson.

Se realizaron pruebas preliminares en un concentrador Knelson de laboratorio, para estudiar su funcionamiento y controlar sus variables; ello con el fin de determinar un procedimiento adecuado y para asegurar la repetitividad de los resultados obtenidos.

En el procedimiento aplicado, inicialmente se ajustó el porcentaje de sólido a 25 %, luego se ajustó el flujo de alimentación variada. La pulpa agitada mecánicamente se acondicionó antes de ser alimentada al Knelson. Una vez iniciada la prueba ajustando la

contrapresión y variando el flujo de pulpa 40, 50, 60 y 70 litros por minuto (LPM). Los concentrados se recolectaron en recipientes y el relave en tanques de 500 litros Figura 27, los que fueron secados, pesados y pulverizados, para ser enviados al análisis químico.



Figura 27. Concentrador centrífugo de 2 t/h Knelson.

Fuente: Elaboración propia.

A continuación, se presenta los parámetros y resultados de las pruebas:

Tabla 10

Pruebas a, resultados del balance metalúrgico variando flujo (40 LPM)

Producto	Peso (t)	Wt. (%)	Ensayos Au, (g/t)	Contenido metálico (g)	Distribución Au (%)
Alimentación	2	100,0	0,290	0,580	100,0
Concentrado	0,00063	0,032	445,600	0,281	48,5
Relave	1,99937	99,968	160,000	0,299	51,5
TOTAL				0,580	100,0

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 11

Pruebas b, resultados del balance metalúrgico variando flujo (50 LPM)

Producto	Peso (t)	Wt. (%)	Ensayos Au, (g/t)	Contenido metálico (g)	Distribución Au (%)
Alimentación	2	100,0	0,42	0,840	100,0
Concentrado	0,00068	0,034	449,40	0,306	36,4
Relave	1,99932	99,966	160,03	0,534	63,6
TOTAL				0,840	100,0

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 12.

Pruebas c, resultados del balance metalúrgico variando flujo (60 LPM)

Producto	Peso (t)	Wt. (%)	Ensayos Au, (g/t)	Contenido metálico (g)	Distribución Au (%)
Alimentación	2	100,0	0,68	1,360	100,0
Concentrado	0,00069	0,034	596,10	0,409	30,0
Relave	1,99931	99,966	160,03	0,951	70,0
TOTAL				1,360	100,0

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 13

Pruebas d, resultados del balance metalúrgico variando flujo (70 LPM)

Producto	Peso (t)	Wt. (%)	Ensayos Au, (g/t)	Contenido metálico (g)	Distribución Au (%)
Alimentación	2	100,0	0,820	1,640	100,0
Concentrado	0,00064	0,032	698,600	0,449	27,4
Relave	1,99936	99,968	160,029	1,191	72,6
TOTAL				1,640	100,0

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 14

Balance metalúrgico resumido

N° Ensayo	Fluidez H ₂ O (LPM)	Peso conc. t.	Hum.	Peso seco conc.	Ensayo Conc. Au g/t	Ensayo alimen Au g/t	Cont. met.	Rec. Au (%)	Ratio de conc
1	40	0,72	11,90	0,63	445,6	0,29	281,344	48,51	3168,65
2	50	0,76	10,16	0,68	449,4	0,42	305,864	36,41	2938,56
3	60	0,76	10,25	0,69	596,1	0,68	408,545	30,04	2918,16
4	70	0,73	12,10	0,64	698,6	0,82	449,387	27,40	3109,12

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 15

Pruebas y resultados del balance metalúrgico variando flujo y considerando la ley constante de mina.

N° Ensayo	Fluidez. H ₂ O (LPM)	Peso conc. t.	Hum.	Peso seco conc.	Ensay. conc. Au g/t	Ensay. alimen Au g/t	Cont. met.	Rec. Au (%)	Ratio de conc
1	40	0,72	11,90	0,63	449,4	0,42	283,744	33,78	3167,65
2	50	0,76	10,16	0,68	449,1	0,42	305,660	36,39	2938,56
3	60	0,76	10,25	0,69	570,9	0,42	391,274	46,58	2918,16
4	70	0,73	12,10	0,64	530,7	0,42	341,382	40,64	3109,12

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 16

Pruebas f, resultados del balance metalúrgico flujo constante, considerando la ley oro constante de mina.

N° Ensay.	Fluidiz. H ₂ O (GPM)	Peso conc. t.	Hume.	P. seco conc.	Ensay. conc. Au g/t	Ensayo alimen. Au g/t	Cont. met.	Rec. Au (%)	Ratio de conc
1	60	0,72	10,25	0,64	589,6	0,42	379,236	45,15	3109,41
2	60	0,72	10,25	0,65	600,1	0,42	387,785	46,16	3095,02

Fuente: Elaboración propia.

Pruebas en la canaleta en operación

En la cooperativa San Antonio se ejecutaron las pruebas, se consideró, la toma de muestras durante la operación de la canaleta de 10 m por 0,7 m, que fue alimentada durante 4 horas, pasando una pulpa 75 m³/h Figura 28.

A continuación, se presenta los parámetros y resultados de las pruebas:

Tabla 17

Resultados del balance metalúrgico en la canaleta a flujo constante, considerando la ley oro constante de mina.

Producto	Peso (t)	Wt. (%)	Ensayos Au, g/t	Contenido metálico g	Distribución Au %
Alimentación	136	100,0	0,420	57,120	100,0
Concentrado	0,03536	0,026	500,000	17,680	31,0
Relave	135,96464	99,974	200,000	39,440	69,0
TOTAL				57,120	100,0

Fuente: Elaboración propia.



Figura 28. Proceso de obtención del oro en Canaletas

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO V

ANÁLISIS DE RESULTADOS

5.1. ANÁLISIS DE LAS PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS

En la Figura 29 se observa la distribución de la grava aluvial aurífera, donde se ve que entre la malla $\frac{1}{2}$ " (12 700 μm) y $\frac{1}{4}$ " (6350 μm) queda retenido más del 40 % de la grava aluvial; los finos no superan el 1 %, considerando el material que pasa la malla 100 (75 μm).

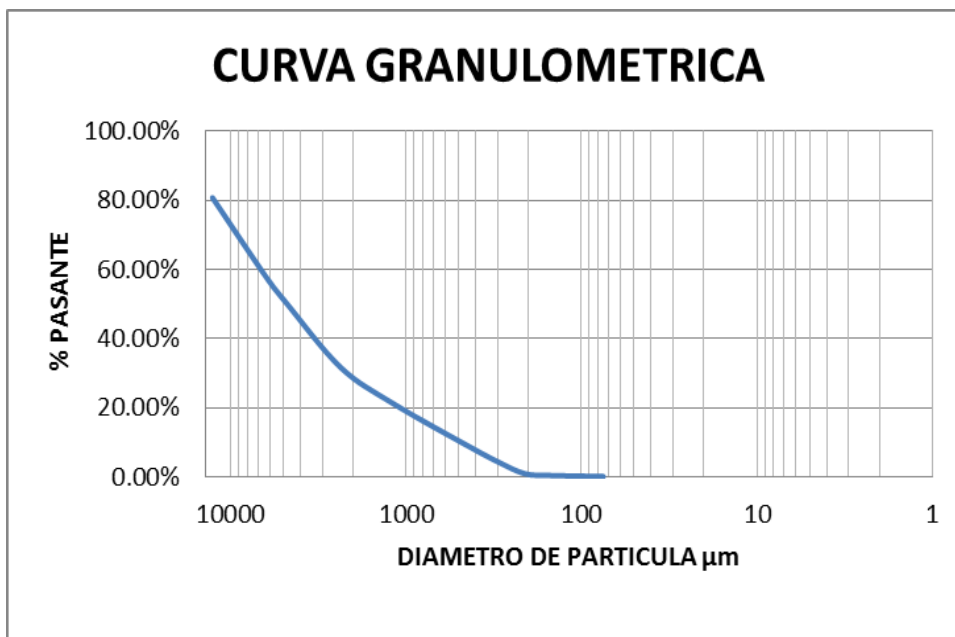


Figura 29. Análisis granulométrico de grava aluvial

Fuente: Elaboración propia.

5.2. ANÁLISIS DE PRUEBAS EN EL CONCENTRADOR KNELSON

En las Tablas de la 10 a la 13, el parámetro que varía es el flujo de agua entre 40 - 70 LPM, obteniendo una distribución variada de oro en función de la variación de la ley de cabeza de la arena aluvial.

En la Tabla 14, se presenta el resumen de la prueba de las tablas 10 a la 13, variando el flujo de agua entre 40 - 70 LPM, obteniendo la mejor distribución de oro a un flujo de 40 LPM.

En la Tabla 15, se mantiene constante la ley de oro en la alimentación, variando el flujo de agua entre 40 - 70 LPM, obteniendo la mejor distribución de oro a un flujo de 60 LPM.

En la Tabla 16, se mantiene constante la ley de oro en la alimentación, y el flujo de agua 60 LPM, obteniendo la distribución de oro adecuado.

La Figura 30, muestra la relación de flujo de agua con respecto a ley del concentrado es decir la recuperación y el grado de concentración de oro aluvial, aplicando el concentrador centrifugo Knelson.

En esa figura se observa que en el primer paso se logra obtener un producto concentrado con tenor de 445,60 g Au/t con distribución de 48,50 % de oro respecto al total contenido en la alimentación.

Estos altos índices metalúrgicos obtenidos en el primer paso Falcón, hace muy atractiva.

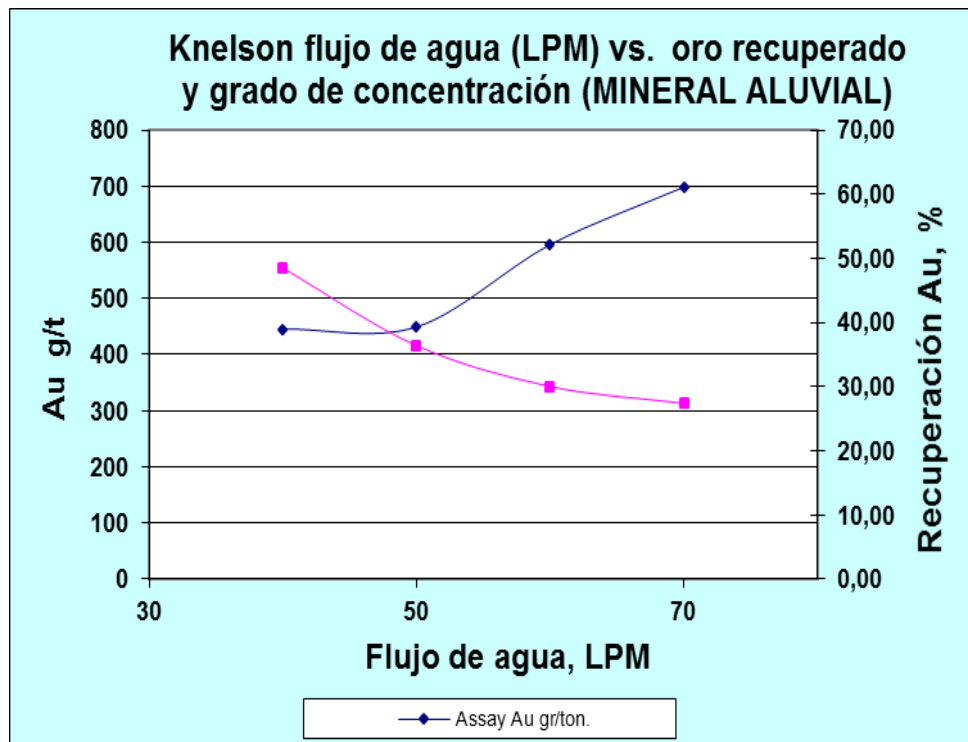


Figura 30. Relación de los parámetros que influyen en la operación.

Fuente: Elaboración propia.

5.3. ANÁLISIS DE PRUEBAS EN LA CANALETA EN OPERACIÓN

En la Tabla 17, se presenta los resultados realizado en la canaleta de 10 m por 0,7 m, que fue alimentada durante 4 horas, pasando una pulpa 75 m³/h, se mantiene constante la ley de oro en la alimentación y el flujo de agua, logrando la a obtener la distribución de oro.

Tabla 18

Resultados del balance metalúrgico en la canaleta a flujo constante, considerando la ley de oro constante de mina.

Producto	Peso (t)	Wt. (%)	Ensayos Au, g/t	Contenido metálico g	Distribución Au %
Alimentación	136	100,0	0,420	57,120	100,0
Concentrado	0,03536	0,026	500,000	17,680	31,0
Relave	135,96464	99,974	200,000	39,440	69,0
TOTAL				57,120	100,0

Fuente: Elaboración propia.

En esa Figura 31 se logra obtener el concentrado con tenores de 500 g Au/t con una distribución de 31,00 % de oro respecto al total contenido en la alimentación.

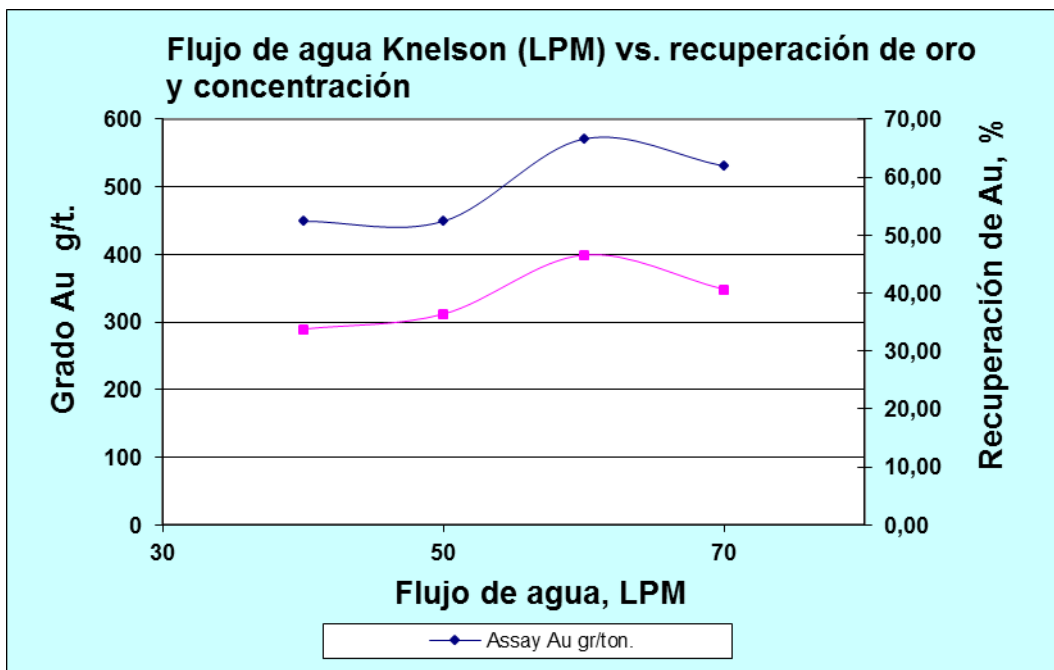


Figura 31. Flujo de agua considerando la recuperación de oro y el grado de concentración.

Fuente: Elaboración propia.

Como se observa en la Figura 30 y 31, se incrementa la recuperación de oro utilizando el concentrador Knelson en un 17,5 %, logrando una mejor recuperación.

CONCLUSIONES

1. Con el uso del concentrador Knelson se logra optimizar los resultados metalúrgicos en el tratamiento de minerales aluviales, es claro que resulte factible un beneficio económico.

2. De acuerdo a los resultados obtenidos en el presente trabajo, se tendrían las siguientes ventajas:
 - a) Incremento en la extracción del oro de un 30 % al 48,5 %, mostrando un adicional de 17,5 % a la producción actual.
 - b) Mejoras económicas para la zona de producción.
 - c) No se usará mercurio, indica que no habrá contaminación, contribuyendo a preservar nuestro medio ambiente.
 - d) En síntesis los beneficios no sólo serán económicos, sino de orden social y ambiental.

3. Finalmente, debemos concluir que cualquier estudio que se haga para mejorar la extracción del oro, metal que ocupa el quinto lugar dentro de nuestras exportaciones a nivel mundial, será beneficioso para la minería en la región de Puno

RECOMENDACIONES

1. Considerar estudios económicos para animar al minero para que invierta en equipos más eficientes que contribuyen a mejorar sus recuperaciones. En este trabajo no se considera el factor económico por netamente técnico.
2. Se necesita la presencia de metalurgistas en la Ananea, con el fin de incorporar tecnología como los concentradores centrífugos, es sin duda, la vía más eficiente para el desarrollo del sector.
3. Se debe hacer unos programas de capacitación en 1) Fundamentos de geología; 2) Técnicas de minado; 3) Procesos metalúrgicos. Ya que la minería aurífera en Puno representa un peligro grave y latente, para la salud de las personas y para el medio ambiente, ocasionando alteración del paisaje, deforestación, degradación del suelo; por resistencia al cambio de tecnología.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Azcárate Marín, J. E. (1972) Metodología y técnicas para la prospección y valoración de placeres aluviales con casiterita. I.N.I. Empresa Nacional de Investigaciones Mineras, S.A. Madrid, 204p.
- BALL, S. (1931). Historical notes on gem mining. Economic geology Vol. XXVI, nº 7.
- CEPAL. (1994). Comisión Económica para América Latina, "El Desarrollo de la Pequeña Minería en América Latina y el Caribe". Conclusiones y Síntesis del Taller de Trabajo sobre Desarrollo de la Pequeña Minería.
- Choque, N. (2003). Una mirada a la contaminación del lago Titicaca. Revista de Investigación Nº 01, Edición especial por el día mundial del Medio Ambiente. FCB-UNA Puno.
- COBB E.H. (1973). Placer Deposits. of Alaska. U.S. Geological Survey Bull 1374. p. 213.
- CECOMSAP: (2002) Plan estratégico de desarrollo local. Puno, Centro Internacional de Investigaciones para el Desarrollo: Desarrollo local y actividades de desarrollo comunitario de empresas mineras en América Latina. Informe sobre Perú. En: "Empresas mineras y Comunidades en el Perú: ¿Paz Social o Desarrollo Sostenible?".

COBB E.H. (1973). Placer Deposits. of Alaska. U.S. Geological Survey

Recuperado de <http://www.cec.uchile.cl/~vmaksaev/PLACERES.pdf>

DOMERGUE, C. (1989). Minería y metalúrgia en las antiguas civilizaciones mediterráneas y europeas. Coloquio Internacional Asociado. Dos tomos.

Enkerlin, H.E. (1997). Ciencia Ambiental y Desarrollo Sostenible. Edit. Internacional, S.A. México. 415 pp.

EKAMOLLE: (2003) Módulos de Capacitación para Actores Sociales involucrados en la actividad minera artesanal desarrollado para CECOMSAP. Preliminar "Investigación en Red sobre Organización y Fortalecimiento de la MPE".

Fort González, R. (1985) Prospección de placeres estanníferos en las áreas de Fuentes de Oñoro y Golpejas (provincia de Salamanca) Tesis Doctoral Universidad Complutense. Madrid, 493p.

HINOJOSA, C. O. (1995) Concentración gravimétrica en chua mecánica de las colas auríferas de la Cooperativa Huayna Potosí. Oruro, Bolivia. Laboratorio Concentración de Minerales, Carrera de Ingeniería Metalúrgica, Facultad Nacional de Ingeniería, Universidad Técnica de Oruro Reporte de investigación N2.

HINOJOSA, C. O. (2016) "Concentración gravimétrica de menas auríferas". En: Jornadas 3M. Carrera de Ingeniería Metalúrgica y

Ciencia de Materiales, Facultad Nacional de Ingeniería,
Universidad Técnica de Oruro, Bolivia.

Investigación Perú (2004). Organizaciones de Mineros Artesanales en
Mollehuaca, Relave, Sol De Oro Y Ananea, Ekamolle, marzo.

Knelson, B. and R. Edwards (1990). The AusIMM 1990 Annual Conference.
Development and Economic Application of Knelson Concentrators
Zealand, AusIMM: 123-128.

Lopez V. (1981). M.E.M. Oro. venezuela: vol. 1.

MANUEL, V. S. (2004). Prospección de placeres de oro y otros minerales
densos. Grupo I – D Geología Económica Ambiental.

Norticote, T. C. (1991). Morales, P., Levy, D.A. Greaven, M.S.
Contaminación en el lago Titicaca Capacitación, Investigación y
Manejo.

Octavio H. C. (2016) Concentración gravimétrica de menas auríferas.
Revista Metalúrgica UTO, versión impresa ISSN 2078-5593,

Rittenhouse, G. (1943): Transportation and Deposition of Heavy Minerals.
- Geol. Soc. Am. Bull., 54, 1725-1780.

SALAS, C. A (1996) Concentracion de oro fino.

TEJERINA, J. (1996) "Concentración de oro fino en chuas mecánicas",
En: Simposio Internacional del Oro, Lima, Perú.

Westwater Research Centre. University of British Columbia, Vancouver,
Canada. Instituto de Aguas Alto andinas. Universidad Nacional del
Altiplano, Puno Perú.

Zavala, B. & Guerrero, C. (2005). Estudio geo ambiental de la cuenca del
río Ramis, informe en edición. Normas Riverside.