



T
622.73
280

**ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL
LITORAL**

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

***“SITUACIÓN ACTUAL DE LA MEDIANA MINERÍA EN EL
ECUADOR. CAMBIO DE SISTEMA DE PRODUCCIÓN EN LA MINA
BONANZA”***

TÓPICO DE GRADUACIÓN

Previa a la obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS

Presentada por:

JORGE KUND-SANGLEÓN WONG

GUAYAQUIL - ECUADOR

AÑO

1999



DEDICATORIA



D-19404

*A MIS PADRES Y
A MI ESPOSA,
POR SU APOYO
INCONDICIONAL*

AGRADECIMIENTO

Al Ing. Hugo Égüez Álava, director del Tópico de Graduación.

A la compañía EXPOBONANZA S. A. por la colaboración prestada para el desarrollo de este tema.

A todas las personas que directa o indirectamente contribuyeron con la culminación de este trabajo.

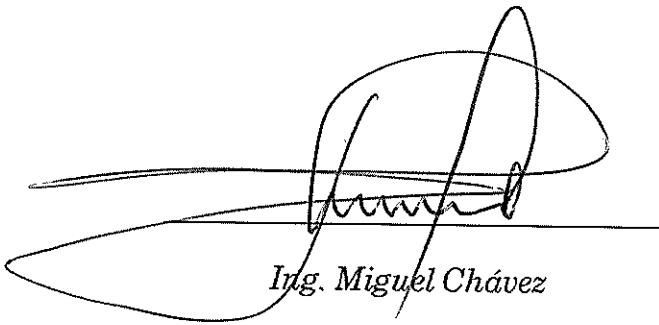
DECLARACIÓN EXPRESA

La responsabilidad del contenido de este tópico de graduación, me corresponde exclusivamente, y el patrimonio intelectual de la misma a la ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL.

(Reglamento de Graduación de la ESPOL)

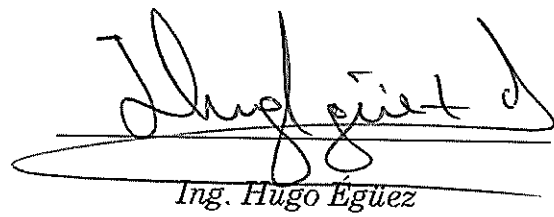
Jorge Kund-Sang León Wong

TRIBUNAL DEL TÓPICO



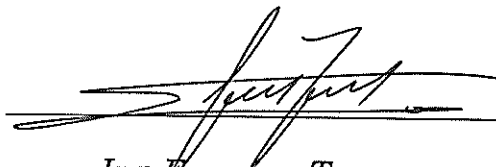
Ing. Miguel Chávez

DECANO FICT



Ing. Hugo Eguez

DIRECTOR DE TÓPICO



Ing. Francisco Torres

VOCAL

VOCAL

RESUMEN

El presente trabajo fue realizado completamente en la compañía EXPOBONANZA S. A. y el problema que se plantea es la puesta en funcionamiento de un nuevo sistema de procesamiento del material que sale de la mina, en vista de que la capacidad del molino se ve ampliamente superada y en muchos de los casos se tiene que alquilar otro u otros molinos en la población de Bella Rica, lo que eleva sustancialmente los costos operativos.

El programa de expansión es el resultado de los diferentes aspectos mencionados anteriormente por el interés de la empresa de desarrollar una minería agresiva, abaratando costos, para ello se ha tratado de llevar adelante un diseño de investigación definido donde se trata de analizar y

demostrar que el problema a resolver es factible y que estaría limitado solamente por restricciones en la inversión y la búsqueda del equipo deseado.

El problema tratado tiene una importancia fundamental para aumentar la capacidad de procesamiento y dará las siguientes ventajas:

- 1) El sistema tendrá la capacidad de procesar el material de manera continua; la producción se detendría únicamente cuando toque lavar los molinos o por algún desperfecto mecánico del conjunto puesto en la realización del proyecto.*
- 2) Permitirá extraer material con tenores de oro mas bajos, lo que constituye la llamada reserva marginal, que al momento por los costos elevados no resultarían rentables para su explotación.*
- 3) Provocará una baja considerable en los costos fijos y variables que se tiene actualmente dentro de los procesos de trituración y molienda.*

ÍNDICE GENERAL

| | <i>Pág.</i> |
|--------------------------------|-------------|
| <i>RESUMEN</i> | VI |
| <i>ÍNDICE GENERAL</i> | VIII |
| <i>ABREVIATURAS</i> | XI |
| <i>SIMBOLOGÍA</i> | XII |
| <i>ÍNDICE DE TABLAS</i> | XIII |
| <i>ÍNDICE DE FIGURAS</i> | XIV |
| <i>ÍNDICE DE FOTOS</i> | XV |
| <i>INTRODUCCIÓN</i> | 1 |

CAPÍTULO I.

| | |
|---------------------------------|-----------|
| <i>REDUCCIÓN DE TAMAÑO.....</i> | <i>7</i> |
| <i>1.1.- Trituración.....</i> | <i>8</i> |
| <i>1.2.- Molienda.....</i> | <i>13</i> |

CAPÍTULO II.

| | |
|--|-----------|
| <i>CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA.....</i> | <i>28</i> |
| <i>2.1.- Canalones.....</i> | <i>29</i> |
| <i>2.2.- Mesa concentradora.....</i> | <i>32</i> |

CAPÍTULO III.

| | |
|---|-----------|
| <i>DISPOSICIÓN DE LAS COLAS.....</i> | <i>34</i> |
| <i>3.1.- Piscinas de sedimentación.....</i> | <i>35</i> |
| <i>3.2.- Agua de las colas.....</i> | <i>37</i> |

CAPÍTULO IV.

| | |
|---|-----------|
| <i>METALURGIA EXTRACTIVA.....</i> | <i>41</i> |
| <i>4.1.- Amalgamación en platón.....</i> | <i>43</i> |
| <i>4.2.- Quemada de amalgama.....</i> | <i>48</i> |
| <i>4.2.1.- Utilización de papel aluminio y retorta.....</i> | <i>49</i> |
| <i>4.2.2.- Utilización de papel aluminio y soplete.....</i> | <i>51</i> |
| <i>4.2.3.- Utilización de ácido nítrico y soplete.....</i> | <i>53</i> |
| <i>4.3.- Fundición.....</i> | <i>56</i> |

| | |
|--|-----------|
| 4.4.- Comercialización de oro..... | 59 |
| 4.4.1.- Fórmula para determinar la pureza del oro..... | 60 |
| | |
| <i>CAPÍTULO V.</i> | |
| <i>ANÁLISIS DE DIAGRAMAS DE PROCESO.....</i> | <i>67</i> |
| | |
| <i>CAPÍTULO VI.</i> | |
| <i>ANÁLISIS ECONÓMICO.....</i> | <i>74</i> |
| | |
| <i>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....</i> | <i>83</i> |
| | |
| <i>BIBLIOGRAFÍA.....</i> | <i>86</i> |

ABREVIATURAS

| | |
|-----------------------|---|
| <i>ASTM</i> | <i>American Society for Testing and Materials</i> |
| <i>Au</i> | <i>Símbolo químico del oro</i> |
| <i>CFM</i> | <i>Pies cúbicos por minuto (Cubic Feet Minutes)</i> |
| <i>cm</i> | <i>Centímetros</i> |
| <i>cm³</i> | <i>Centímetros cúbicos</i> |
| <i>E</i> | <i>Este (Easting)</i> |
| <i>fig.</i> | <i>Figura</i> |
| <i>gr.</i> | <i>Gramo</i> |
| <i>h</i> | <i>Hora</i> |
| <i>Has</i> | <i>Hectárea</i> |
| <i>Hg</i> | <i>Símbolo químico del mercurio</i> |
| <i>HP</i> | <i>Caballos de poder (Horse Power)</i> |
| <i>Hz</i> | <i>Ciclos por segundo (Hertz)</i> |
| <i>Km.</i> | <i>Kilómetro</i> |
| <i>KVA</i> | <i>Kilovoltios amperios</i> |
| <i>KWh</i> | <i>Kilowatio - hora</i> |
| <i>m</i> | <i>Metro</i> |
| <i>m³</i> | <i>Metro cúbico</i> |
| <i>min</i> | <i>Minuto</i> |
| <i>mm</i> | <i>Milímetro</i> |
| <i>MSNM</i> | <i>Metros Sobre el Nivel del Mar</i> |
| <i>N</i> | <i>Norte (Northing)</i> |
| <i>Pugl.</i> | <i>Pulgada</i> |
| <i>R.P.M.</i> | <i>Revoluciones Por Minuto</i> |
| <i>s</i> | <i>Segundo</i> |
| <i>Tm</i> | <i>Tonelada métrica</i> |
| <i>um</i> | <i>Micrómetro o micrones</i> |
| <i>USD\$</i> | <i>Dólar estadounidense</i> |

SIMBOLOGÍA

| | | | |
|--------|---|---|----------------------------|
| $\%Au$ | = | Porcentaje de oro puro | |
| A | = | Serie uniforme de imposiciones | |
| Dag | = | Densidad de la plata pura | = 10,5 gr./cm ³ |
| Dau | = | Densidad del oro puro | = 19,3 gr./cm ³ |
| F | = | Cantidad de dinero futuro | |
| i | = | Interés (puede ser en años, meses o días) | |
| Mb | = | Masa de la barra | |
| n | = | tiempo (puede ser en años, meses o días) | |
| P | = | Cantidad de dinero presente | |
| Vag | = | Volumen de plata pura | |
| Vau | = | Volumen de oro puro | |
| Vb | = | Volumen de la barra | |
| Wag | = | Peso de la plata | |
| Wau | = | Peso del oro | |
| Wb | = | Peso de la barra | |
| Wh | = | Peso húmedo de la barra | |
| Ws | = | Peso seco de la barra | |

ÍNDICE DE TABLAS

| | <i>Pág.</i> |
|---|-------------|
| <i>Tabla 1.- Transporte en winche. Material triturado. Noviembre 1998</i> | <i>9</i> |
| <i>Tabla 2.- Tonelaje procesado. Noviembre 1998.....</i> | <i>17</i> |
| <i>Tabla 3.- Datos funcionamiento Molino 1.....</i> | <i>19</i> |
| <i>Tabla 4.- Datos funcionamiento Molino 2.....</i> | <i>20</i> |
| <i>Tabla 5.- Análisis granulométrico Molino 1.....</i> | <i>21</i> |
| <i>Tabla 6.- Análisis granulométrico Molino 2.....</i> | <i>24</i> |
| <i>Tabla 7.- Cuentas año 1998.....</i> | <i>76</i> |
| <i>Tabla 8.- Costo sistema de producción actual.....</i> | <i>80</i> |
| <i>Tabla 9.- Costo sistema de producción nuevo.....</i> | <i>81</i> |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | Pág. |
|--|-------------|
| <i>fig. 1.-</i> <i>Peso retenido acumulado. Molino 1.....</i> | 22 |
| <i>fig. 2.-</i> <i>Peso retenido. Molino 1.....</i> | 23 |
| <i>fig. 3.-</i> <i>Peso retenido acumulado. Molino 2.....</i> | 25 |
| <i>fig. 4.-</i> <i>Peso retenido. Molino 2.....</i> | 26 |
| <i>fig. 5.-</i> <i>Diagrama de flujo actual.....</i> | 68 |
| <i>fig. 6.-</i> <i>Diagrama de flujo futuro.....</i> | 71 |
| <i>fig. 7.-</i> <i>Análisis económico de flujo de caja actual.....</i> | 80 |
| <i>fig. 8.-</i> <i>Análisis económico de flujo de caja futuro.....</i> | 81 |

ÍNDICE DE FOTOS

| | <i>Pág.</i> |
|---|-------------|
| <i>Foto 1.- Vista lateral trituradora 8x4 pulg.....</i> | <i>10</i> |
| <i>Foto 2.- Vista superior trituradora 8x4 pulg.....</i> | <i>10</i> |
| <i>Foto 3.- Ensaquillado de material.....</i> | <i>11</i> |
| <i>Foto 4.- Winche por gravedad.....</i> | <i>12</i> |
| <i>Foto 5.- Bajada del material por el winche.....</i> | <i>12</i> |
| <i>Foto 6.- Vista frontal molino chileno.....</i> | <i>14</i> |
| <i>Foto 7.- Vista superior molino chileno.....</i> | <i>14</i> |
| <i>Foto 8.- Canales del molino.....</i> | <i>31</i> |
| <i>Foto 9.- Canalón secundario de recuperación.....</i> | <i>31</i> |
| <i>Foto 10.- Mesa concentradora.....</i> | <i>33</i> |
| <i>Foto 11.- Piscinas de sedimentación.....</i> | <i>36</i> |
| <i>Foto 12.- Piscinas de recolección de agua.....</i> | <i>38</i> |
| <i>Foto 13.- Bombas de agua.....</i> | <i>40</i> |
| <i>Foto 14.- Reservorios de agua para molienda.....</i> | <i>40</i> |
| <i>Foto 15.- Amalgamación en platón.....</i> | <i>47</i> |
| <i>Foto 16.- Retorta.....</i> | <i>50</i> |
| <i>Foto 17.- Bolas de amalgama envueltas en papel aluminio.....</i> | <i>52</i> |
| <i>Foto 18.- Mercurio tratado con ácido nítrico.....</i> | <i>54</i> |
| <i>Foto 19.- Bolas de oro esponja.....</i> | <i>55</i> |
| <i>Foto 20.- Fundición de oro.....</i> | <i>58</i> |
| <i>Foto 21.- Barrado de oro.....</i> | <i>58</i> |

INTRODUCCIÓN

La escasa actividad minera metálica que existe en el Ecuador gira alrededor de la minería de oro, siendo una de las principales razones para su sustento el precio exorbitante que alcanzó en el año de 1 980 y que fue de USD\$ 850 por onza troy, motivando el interés mundial hacia la búsqueda del preciado metal. Con el transcurrir de los años el precio fue bajando gradualmente hasta los USD\$ 290 , valor alrededor del cual fluctúa en la actualidad, y que genera preocupación en muchas de las personas que obtenían este mineral, debido a la reducción de sus ingresos.

La alta cotización que alcanzó el oro hizo que en nuestro país se desarrolle una búsqueda frenética de zonas potenciales con altos tenores de mineral, encontrándose lugares como Bella Rica, Nambija y La Fortuna,

además de lugares conocidos como Zaruma y Portovelo en donde se viene trabajando desde los tiempos de la colonia Española.

Las actividades que se llevan a cabo en estos sitios comprenden trabajos que en muchos de los casos fueron perfeccionados y desarrollados hace muchos años atrás por los indígenas del lugar hasta la actualidad. Este tipo de práctica con el pasar de los años fue utilizada por gente de la pequeña minería o minería informal, pasando por trabajos de mediana minería y solamente se exceptúa en labores de gran minería.

La minería informal la realizan personas que buscando días mejores se dedican a esta actividad con producciones menores de 10 Tm de material por día, aunque su participación en la producción a nivel nacional de oro es elevada ubicándose en 65%, tienen costos elevados, explotación antitécnica e irracional y son muy contaminantes del medio ambiente.

La mediana minería la realizan empresas o instituciones que procesan de 11 Tm hasta 100 Tm de material por día y su nivel de participación de producción nacional se ubica alrededor del 25%; existe maquinaria minera para una mejor y eficiente producción, hay estudios de explotación, se busca contaminar lo menos que se pueda al medio ambiental y contribuyen con impuestos o regalías al fisco.

La gran minería involucra a instituciones nacionales que tienen respaldo de grandes empresas mineras del extranjero, que procesan mas de 100 Tm de material por día y su participación es del 10%, existen estudios de impacto ambiental, generan divisas al país, aportan al fisco, hay estudios de exploración y explotación de por medio, hay maquinaria minera dentro de los túneles, hay procesos metalúrgicos eficientes con recuperaciones elevadas y respeto a las normas técnicas y jurídicas.

Las actividades que se desarrollan en la Mina Bonanza están bajo las leyes que amparan a la Cooperativa Minera de Producción Aurífera Bella Rica, que pertenece al distrito minero de la provincia del Azuay, y que se enmarcan en la denominada mediana minería, en ésta se procesan cerca de 40 Tm de material por día, con producciones promedio mensual de 1 300 Tm, cuenta con maquinaria minera para los procesos que se llevan en los túneles, se pone en práctica aún la forma de recuperación de oro de los mineros informales al utilizar canalones, varía la forma en que se los concentra al usar la mesa y no la artesa del minero y se utiliza una vieja práctica de amalgamación en platón y no la amalgamación en tambores.

Los trabajos dentro de la mina se extienden por una galería principal de aproximadamente 1 600 m de longitud además de contar con otras obras complementarias como cruceros, pozos y rebajes. En ella laboran 100 personas, 50 en cada turno, que extraen el mineral en labores de tipo corte y relleno. El sistema de transporte se realiza a través de locomotoras a

baterías con sus respectivos carros mineros o vagones que trasladan el material al exterior de la mina y son vaciados en el área de trituración.

Los principales activos que posee son: 2 locomotoras de 3.5 Tm, 1 locomotora de 1.5 Tm, 30 vagones de 2 Tm, 10 vagones de 1 Tm, 1 generador Kholer de 375 KVA, 1 generador Lima motor Deutz de 65 KVA, 2 compresores eléctricos Sullair LS16, 1 compresor Atlas Copco de 1 300 CFM, 1 800 m de rieles, 2 trituradoras de quijadas de 7.5 HP, dos molinos chilenos tipo JG de 4 ruedas, 6 blowers de 3 HP, 3 bombas neumáticas M8, 2 bombas neumáticas M15, 2 bombas eléctricas, 8 winches neumáticos, 1 winche eléctrico.

UBICACIÓN

La mina se encuentra situada en las coordenadas UTM 9 659 666 N y 643 486 E, a una cota de 680 MSNM. Para llegar allá se sigue el carretero que va desde la población de Ponce Enríquez hasta el poblado de Bella Rica, que esta a 13 Km. al sudeste de la primera, desviándonos por una bifurcación que esta a unos 3 Km. antes de llegar a esta última. La empresa explota la mina desde Enero de 1 995.

GEOLOGÍA Y MINERALIZACIÓN

Las rocas huéspedes de la mineralización son lavas de composición intermedia a básicas y rocas volcano clásticas de la formación Macuchi de edad cretácica. Las vetas de relleno de fracturas abiertas tienen rumbo aproximado Norte-Sur y su buzamiento esta entre 40 a 60 grados al este, la potencia varía de 10 cm hasta 60 cm. Existen dos asociaciones mineralógicas principales que son:

- 1) *Cuarzo-Pirita y*
- 2) *Cuarzo-Pirrotina-Calcopirita-Oro.*

Los minerales de ganga presentes son: cuarzo, calcita, pirita, pirrotina, arsenopirita, esfalerita, calcopirita.

OBJETIVOS.-

Los objetivos generales que se han trazado durante el presente trabajo para el tópico de graduación son:

- 1.- *Evaluar la reducción de material a tamaños de granos mas finos, tanto en la fase de trituración como en la fase de molienda.*

- 2.- *Evaluar la recolección de material de gran valor al utilizar la mesa concentradora, después que se lavan los molinos chilenos y las arenas que se juntan al lavar las bayetas de los canalones.*

- 3.- *Evaluar el proceso de amalgamación en platón para la obtención del oro esponja y su posterior etapa de fundición para su comercialización.*

- 4.- *Analizar la fórmula matemática de pureza del oro mediante la ecuación de densidad y la aplicación de la misma en la compra y venta del material precioso.*

- 5.- *Evaluar los costos actuales y generar nuevos proyectos tendientes a reducir los gastos ocasionados en el proceso productivo.*

CAPÍTULO I

REDUCCIÓN DE TAMAÑO

La reducción del tamaño de la roca es un factor importante hoy en día, puesto que el avance de la ciencia y de la tecnología hace factible que mientras mas pequeño sea la pulverización de la roca se tendrán mejores resultados en los procesos, obteniendo eficiencia y beneficios económicos.

El termino trituración se aplica a las reducciones subsecuentes de tamaño hasta alrededor de 25 mm, considerándose las reducciones a tamaños mas finos como molienda. Tanto la trituración como la molienda se pueden subdividir en otras etapas dependiendo de sus requerimientos de tamaños.

Al grado de reducción de tamaño que se logra por medio de cualquier maquina se le describe por la relación de reducción, la cual puede definirse en sentido amplio como el tamaño de la alimentación dividido para el tamaño del producto.

Los requisitos de diseño de las maquinas para reducción de tamaño varían notablemente al cambiar el tamaño de las partículas. En prácticamente todas las maquinas, las fuerzas para lograr las fracturas se deben a esfuerzos de compresión o por impacto. Al disminuir el tamaño de las partículas, disminuye la energía necesaria para fracturas de cada partícula pero se eleva mas rápidamente la energía por unidad de masa.

1.1.- TRITURACIÓN

En la fase de trituración se tienen diversas clases de quebradoras entre las mas importantes están: Quebradoras de quijada, Quebradoras giratorias, Quebradoras de rodillos, Quebradoras rotativas y Quebradoras de impacto.

Las trituradoras utilizadas en nuestro caso son dos quebradora de quijada tipo Blake que cuentan con un motor de 7.5 HP cada uno, que puede procesar roca dura y abrasiva con un promedio de 2 Tm por hora en condiciones de trabajo exigentes, la boca de entrada del

TABLA 1
TRANSPORTE EN WINCHE
MATERIAL TRITURADO
NOVIEMBRE 1998

| DIA | BULTOS POR DIA | BULTOS PROMEDIO POR TURNO | PESO POR TURNO (Tm) | PESO POR DIA (Tm) |
|--|----------------------|---------------------------------|---------------------------|-------------------------|
| 1 | 1780 | 445,0 | 12,5 | 49,9 |
| 2 | 1580 | 395,0 | 11,1 | 44,3 |
| 3 | 1455 | 363,8 | 10,2 | 40,8 |
| 4 | 1575 | 393,8 | 11,0 | 44,1 |
| 5 | 1615 | 403,8 | 11,3 | 45,2 |
| 6 | 1835 | 458,8 | 12,9 | 51,4 |
| 7 | 1835 | 458,8 | 12,9 | 51,4 |
| 8 | 1705 | 426,3 | 11,9 | 47,8 |
| 9 | 1000 | 250,0 | 7,0 | 28,0 |
| 10 | 1380 | 345,0 | 9,7 | 38,7 |
| 11 | 1645 | 411,3 | 11,5 | 46,1 |
| 12 | 1495 | 373,8 | 10,5 | 41,9 |
| 13 | 1615 | 403,8 | 11,3 | 45,2 |
| 14 | 940 | 235,0 | 6,6 | 26,3 |
| 15 | 1075 | 268,8 | 7,5 | 30,1 |
| 16 | 1265 | 316,3 | 8,9 | 35,4 |
| 17 | 955 | 238,8 | 6,7 | 26,8 |
| 18 | 1190 | 297,5 | 8,3 | 33,3 |
| 19 | 1310 | 327,5 | 9,2 | 36,7 |
| 20 | 1500 | 375,0 | 10,5 | 42,0 |
| 21 | 1180 | 295,0 | 8,3 | 33,1 |
| 22 | 1375 | 343,8 | 9,6 | 38,5 |
| 23 | 1425 | 356,3 | 10,0 | 39,9 |
| 24 | 1150 | 287,5 | 8,1 | 32,2 |
| 25 | 1710 | 427,5 | 12,0 | 47,9 |
| 26 | 1240 | 310,0 | 8,7 | 34,7 |
| 27 | 1400 | 350,0 | 9,8 | 39,2 |
| 28 | 1185 | 296,3 | 8,3 | 33,2 |
| 29 | 1515 | 378,8 | 10,6 | 42,4 |
| 30 | 1445 | 361,3 | 10,1 | 40,5 |
| TOTAL | 42375 | 10593,8 | 296,8 | 1187,0 |
| PROMEDIO | 1413 | 353,1 | 9,9 | 39,6 |
| FACTOR DE CORRECCION = 28,012 Kg/bulto | | | | |



Foto 1.- Vista lateral trituradora 8 x 4 pulg.



Foto 2.- Vista superior trituradora 8 x 4 pulg.



Foto 3.- Ensaquillado de material.



Foto 4.- Winche por gravedad



Foto 5.- Bajada del material por el winche

material es de 20 x 10 cm y su salida de 20 x 3 cm, su relación de trituración es de 3.3 a 1.

El material que sale de las trituradoras es puesta en saquillos con un peso de 28,012 Kg. por bulto, que serán enviados por medio de un winche (ver Tabla 1) en vista que entre la trituradora y los molinos hay una diferencia de altura de 45,1 m con una pendiente de 63° con respecto a la horizontal.

Una vez que los bultos son descargados del winche, estos son carretillados y llevados a los molinos en donde se los apilara.

1.2.- MOLIENDA

El proceso de molienda es muy necesario, puesto que así molerá capas externas de sulfuros y óxidos, así como también suciedades y grasa con el objeto de que existan caras libres de oro expuestas para el proceso siguiente que es la amalgamación.

El oro es un metal muy dúctil y maleable , por lo tanto, el proceso de molienda debe ser corto ya que el oro liberado es deformado y desgarrado, pudiendo darse el caso de que pequeños cristales de



Foto 6.- Vista frontal molino chileno



Foto 7.- Vista superior molino chileno

minerales diversos se incrusten dentro de la superficie misma del oro, lo que molesta la mojabilidad del mercurio.

En esta fase hay varios tipos de molinos que se clasifican de acuerdo al grado de reducción de la roca, el tonelaje a procesar y que mineral se quiere recuperar de acuerdo a las exigencias de la tecnología que se aplica. Cuando se exija un grado de reducción de la roca a granos mas pequeños los precios de los molinos tiende a aumentar, debido a que se necesita aplicar mas energía porque aumenta la unidad de masa.

Los molinos que se utilizan aquí son los llamados molinos chilenos o trapicheros que se escogieron principalmente por el tonelaje que se iba a procesar por día al inicio de la explotación minera y las facilidades de carácter económico que tendrían por su manejo, construcción y mantenimiento que iba a tener al ser hecha en un taller industrial cercano a la mina.

Los molinos chilenos pueden ser de dos o mas ruedas esto es de acuerdo a su capacidad de procesamiento, en nuestro caso son molinos de cuatro ruedas y que es accionado por un motor de 25 HP a 1 750 R.P.M. y a 60 Hz, que tienen una capacidad instalada de 30 Tm por día cuando es veta y 24 Tm por día cuando es caja moliendo sin

parar, razón por la cual el promedio de molienda real es mas bajo (ver Tabla 2).

El funcionamiento se basa en la utilización de un eje principal con brazos, que hace dar vueltas en circulo a las ruedas con una velocidad angular de 30 a 35 R.P.M., en el interior de estas hay lingotes de hierro y secciones encementadas que hacen que tengan bastante peso, mientras que su exterior ha sido recubierta con forros metálicos que se encuentran soldadas y que se llaman calces en donde aprisionan y fracturan la roca contra el piso el cual es cubierto con unas planchas metálicas llamadas quesos.

Los pedazos llamados calces son hechos de planchas de hierro negro de 2 pulg. de espesor y que son elaborados en la ciudad de Machala por un taller que les da la curvatura de las ruedas que tiene un diámetro de 1.2 m sin el calce, mientras que los denominados quesos son también de planchas de hierro negro de 2 pulg. de espesor con un radio de giro de 1,38 m, no necesitan ser curvados, tan solamente son cortados en la propia mina con un equipo de oxicorte.

El tiempo de duración tanto de los calces como de los quesos es de aproximadamente tres meses luego de ello hay que cambiarlos en vista del desgaste ocasionado al fragmentar la roca ígnea y dejar así mas pequeño el grano de material.

TABLA 2
TONELAJE PROCESADO
NOVIEMBRE 1998

| DIA | CAPACIDAD | | TOTAL M1 + M2 (Tm) |
|----------|------------------|------------------|--------------------------|
| | MOLINO 1 (Tm) | MOLINO 2 (Tm) | |
| 1 | 23 | 13 | 36 |
| 2 | 24 | 15 | 39 |
| 3 | 23 | 23 | 46 |
| 4 | 18 | 23 | 41 |
| 5 | 22 | 20 | 42 |
| 6 | 17 | 22 | 39 |
| 7 | 27 | 24 | 51 |
| 8 | 18 | 15 | 33 |
| 9 | 0 | 29 | 29 |
| 10 | 0 | 26 | 26 |
| 11 | 0 | 29 | 29 |
| 12 | 0 | 24 | 24 |
| 13 | 0 | 28 | 28 |
| 14 | 14 | 21 | 35 |
| 15 | 20 | 20 | 40 |
| 16 | 11 | 27 | 38 |
| 17 | 15 | 25 | 40 |
| 18 | 17 | 16 | 33 |
| 19 | 19 | 25 | 44 |
| 20 | 15 | 20 | 35 |
| 21 | 22 | 14 | 36 |
| 22 | 18 | 17 | 35 |
| 23 | 22 | 19 | 41 |
| 24 | 16 | 12 | 28 |
| 25 | 27 | 26 | 53 |
| 26 | 13 | 20 | 33 |
| 27 | 11 | 21 | 32 |
| 28 | 22 | 22 | 44 |
| 29 | 25 | 14 | 39 |
| 30 | 18 | 26 | 44 |
| TOTAL | 477 | 636 | 1113 |
| PROMEDIO | 15,9 | 21,2 | 37,1 |

Los dos molinos trapicheros necesitan cerca de 1 000 m³ de agua por día (ver Tabla 3 y Tabla 4) para su funcionamiento ya que la pulpa que sale es de 3% a 4% de sólido en peso, dentro de ellos se queda un 65% a un 70% del oro que contiene el material ya que en las compuertas del molino se tiene una malla ASTM #50 que deja pasar a los granos de roca mas pequeños hacia los canalones y al realizar un análisis granulométrico a fin de determinar el porcentaje de material retenido y pasante, resulta que el 48.27% pasa la malla ASTM #150 en el molino #1 (ver Tabla 5, fig. 1 y fig. 2) y que el 50.06% en el molino #2 (ver Tabla 6, fig. 3 y fig. 4).

En vista de que buena cantidad de oro que contiene el material se queda dentro del molino y no tiene como salir, prácticamente hay que detener y lavar los molinos para recuperar el oro que se queda en el interior.

En el proceso de lavar los molinos se obtiene dos productos, el primero consiste en todo el material fino pasante malla ASTM #10 al que se lo denomina como la olla y el segundo es todo el material que no pasó la malla ASTM #10 y que se llama alverjilla, el cual es utilizado junto con arena para cubrir los quesos y así estos no se vayan a levantar, provocando daños en el molino y por consiguiente el

TABLA 3

| | TIEMPO (seg) | PESO SOLUCION (Kg) | VOLUMEN (m3) | CAUDAL (m3/seg) | CAUDAL (m3/dia) | PESO TOTAL (gr) | % SOLIDO EN PESO |
|-----------|-----------------|--------------------------|-----------------|--------------------|--------------------|-----------------------|------------------------|
| CANALON 1 | 12,29 | 14 | 0,017 | 0,001370 | 118,41 | | |
| CANALON 2 | 6,85 | 19 | 0,022 | 0,003182 | 274,93 | | |
| CANALON 3 | 21,64 | 20 | 0,022 | 0,001007 | 87,03 | | |
| TOTAL | 40,78 | 53 | 0,060 | 0,005560 | 480,37 | 1858 | 3,5057 |

Datos funcionamiento Molino 1

TABLA 4

| | TIEMPO (seg) | PESO SOLUCION (Kg) | VOLUMEN (m3) | CAUDAL (m3/seg) | CAUDAL (m3/dia) | PESO TOTAL (gr) | % SOLIDO EN PESO |
|-----------|-----------------|--------------------------|-----------------|--------------------|--------------------|-----------------------|------------------------|
| CANALON 1 | 11,32 | 14 | 0,017 | 0,001517 | 131,08 | | |
| CANALON 2 | 7,06 | 20 | 0,022 | 0,003125 | 269,99 | | |
| CANALON 3 | 17,44 | 20 | 0,022 | 0,001288 | 111,26 | | |
| TOTAL | 35,82 | 54 | 0,062 | 0,005930 | 512,32 | 1888 | 3,4963 |

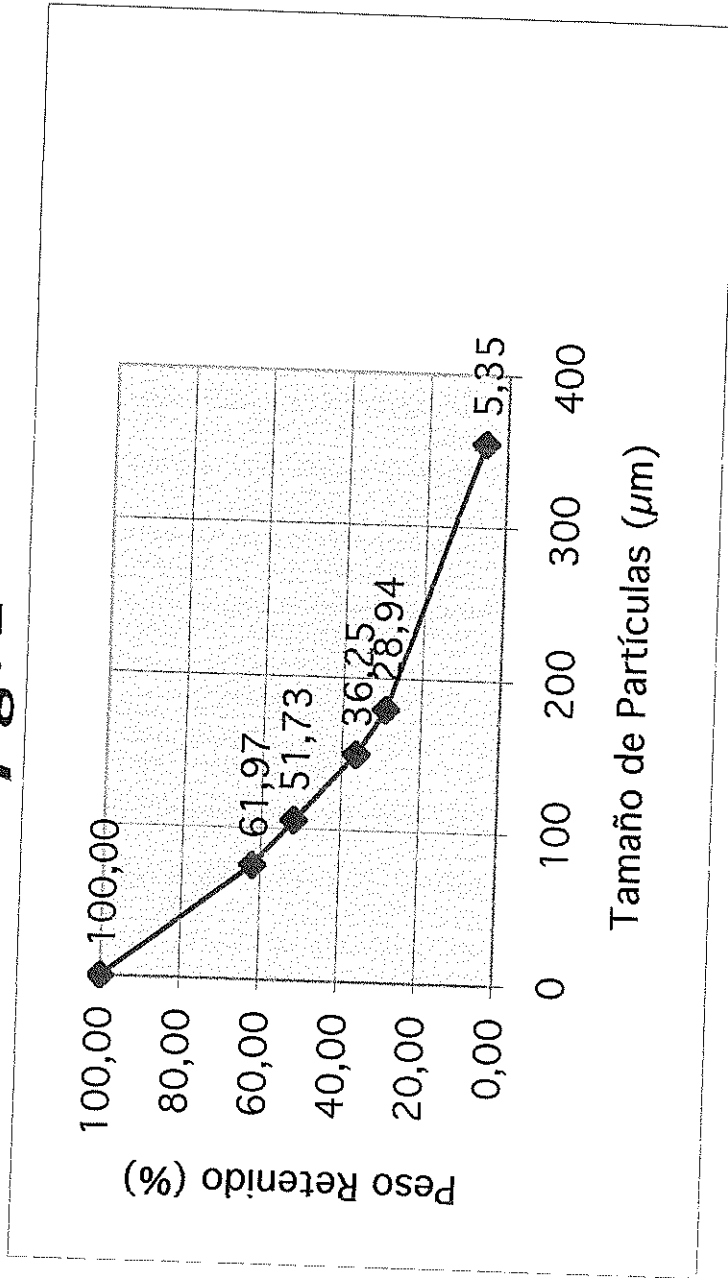
Datos funcionamiento Molino 2

TABLA 5

| TAMIZ ASTM | TAMAÑO um | PESO RETENIDO (gr) | PESO ACUMULADO (%) | PESO ACUMULADO (%) | PESO PASANTE (%) |
|---------------|--------------|--------------------------|--------------------------|--------------------------|------------------------|
| 45 | 355 | 80,3 | 5,35 | 5,35 | 94,65 |
| 80 | 180 | 353,9 | 23,59 | 28,94 | 71,06 |
| 100 | 150 | 109,6 | 7,31 | 36,25 | 63,75 |
| 150 | 106 | 232,2 | 15,48 | 51,73 | 48,27 |
| 200 | 75 | 153,6 | 10,24 | 61,97 | 38,03 |
| Fondo | 0 | 570,5 | 38,03 | 100,00 | 0,00 |
| TOTAL | | 1500,0 | | | |

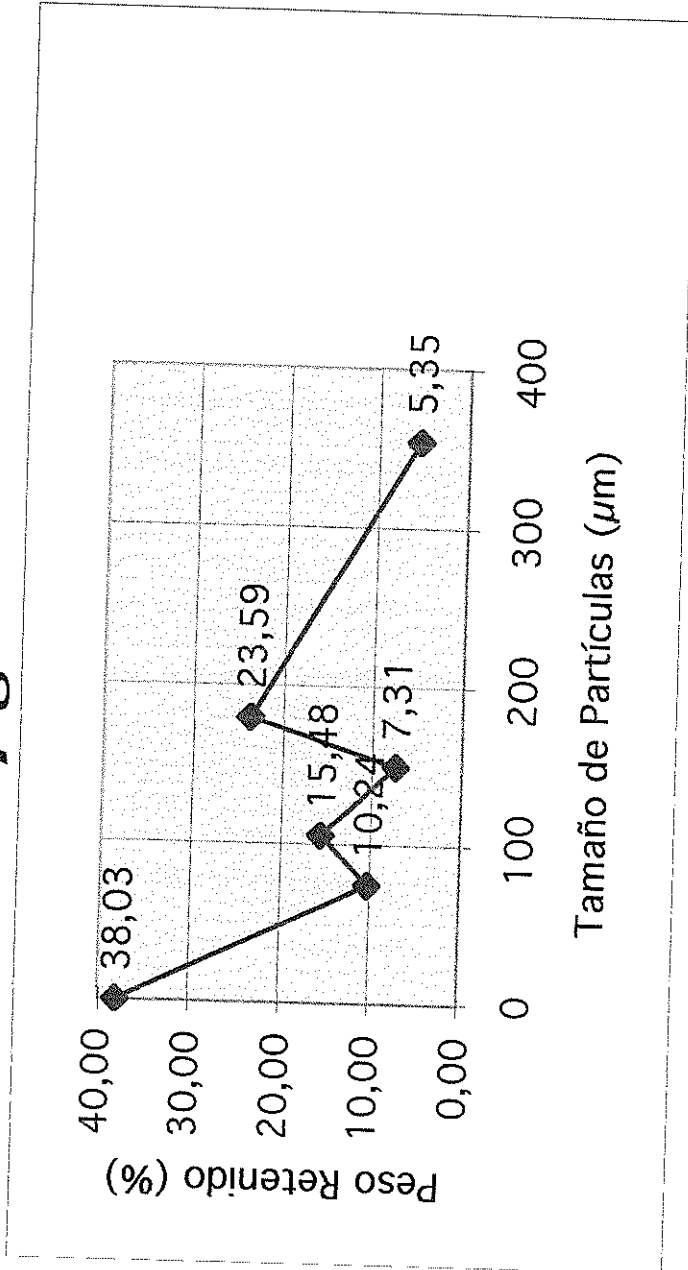
Análisis granulométrico. Molino 1

fig. 1



Peso retenido Acumulado. Molino 1

fig. 2



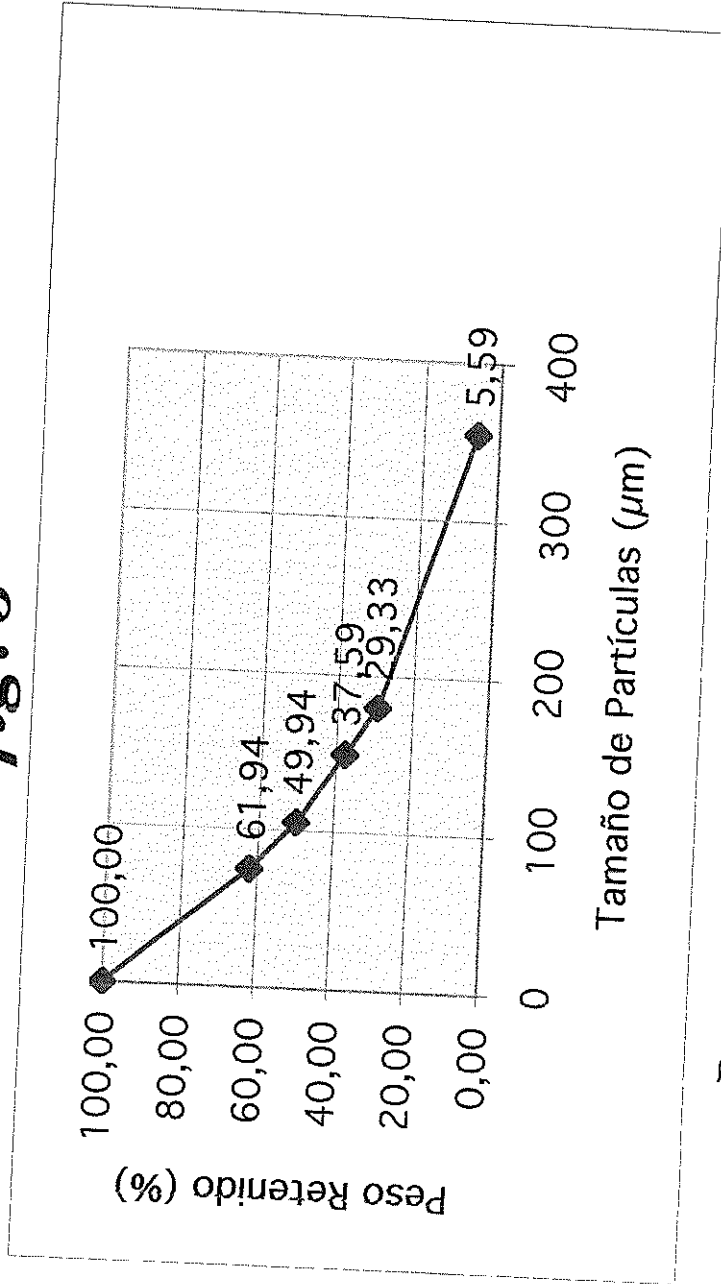
Peso retenido. Molino 1

TABLA 6

| TAMIZ | TAMAÑO μm | PESO RETENIDO (gr) | PESO RETENIDO (%) | PESO ACUMULADO (%) | PESO PASANTE (%) |
|-------|-------------------------|--------------------------|-------------------------|--------------------------|------------------------|
| ASTM | 45 | 83,9 | 5,59 | 5,59 | 94,41 |
| | 80 | 356,1 | 23,74 | 29,33 | 70,67 |
| | 100 | 123,8 | 8,26 | 37,59 | 62,41 |
| | 150 | 185,3 | 12,35 | 49,94 | 50,06 |
| | 200 | 180,0 | 12,00 | 61,94 | 38,06 |
| Fondo | 0 | 570,8 | 38,06 | 100,00 | 0,00 |
| TOTAL | | 1500,0 | | | |

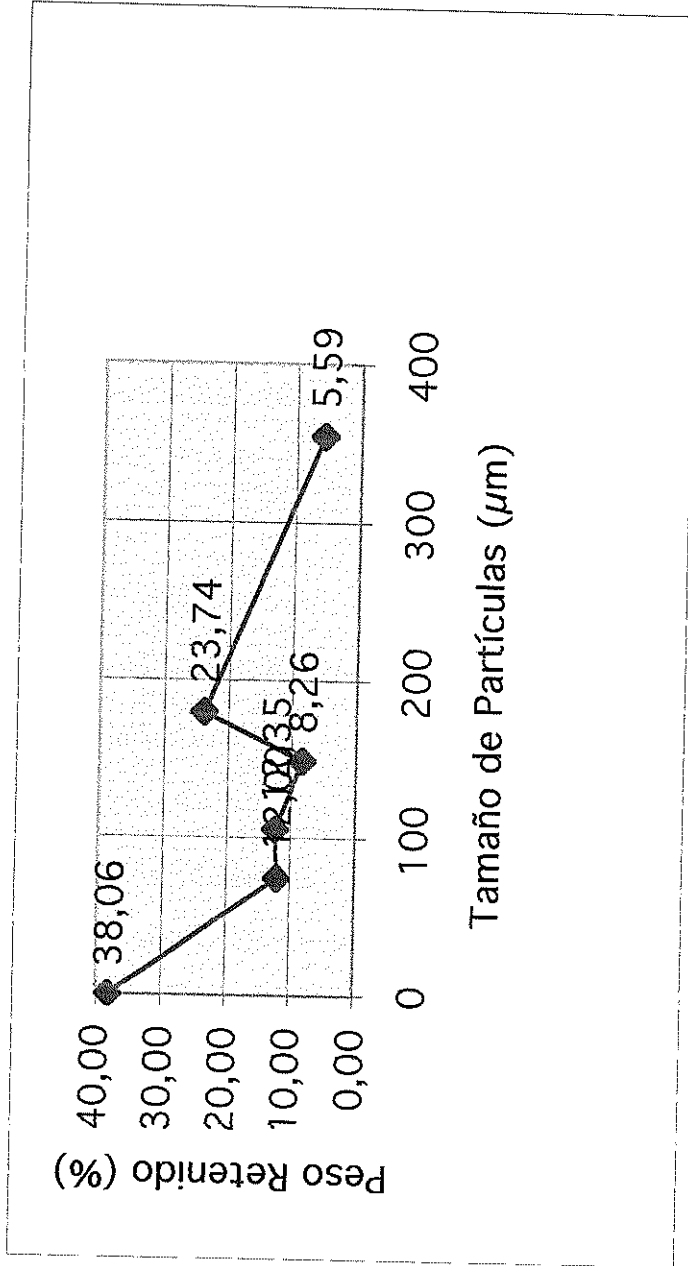
Análisis granulométrico. Molino 2

fig. 3



Peso retenido Acumulado. Molino 2

fig. 4



Peso retenido. Molino 2

tener que apagar el motor para poder corregir la falla, perdiendo tiempo y esfuerzo.

Las denominaciones anteriores nos sirve para diferenciarlo del material que se obtendrá en los canalones y que será pasado por la mesa concentradora para reducir la cantidad de partículas semipesadas y lamas que traerían.

CAPÍTULO II

CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

Una vez que el mineral ha sido extraído de la mina y chancado en los molinos, este tiene que ser enriquecido por un proceso denominado concentración, mediante el cual, se separa los minerales útiles de los que no tienen valor. Hay varios tipos de proceso de concentración pero en nuestro caso se utiliza los procesos por concentración gravimétrica

La concentración gravimétrica o concentración por gravimetría es un método importante para la obtención de materiales de valor que se basa en que las partículas se mantengan ligeramente apartadas, de manera que puedan moverse unas con relación a las otras, para que así puedan separarse idealmente en capas de minerales densos y ligeros.

La concentración gravimétrica aprovecha la alta gravedad específica del oro ($19,3 \text{ gr./cm}^3$) debido a que esta se efectúa en la mayoría de los casos en agua, por lo que este recurso natural debe tener una buena administración y regulación ya que es muy importante para la actividad minera.

Existen varios tipos de concentradores gravimétricos tales como espirales, canalones, mesas concentradoras, centrífugas, jigs, etc. La eficiencia de estos equipos varía notablemente, solamente algunos de ellos son efectivamente capaces de retener el oro fino.

La concentración por gravimetría es un proceso muy importante para minas especialmente de oro que procesen menos de 100 Tm de mineral por día, obteniéndose en muchos casos recuperaciones de hasta el 80% del material de valor utilizando canalones y, en cambio para minas que procesen mas de 100 Tm por día de mineral el sistema mas rentable se vuelve el proceso de flotación, aunque en nuestro medio no esta bien difundida su utilización.

2.1.- CANALONES

Los canalones son dispositivos que se encuentran inclinados con respecto al terreno alrededor de 15 grados, tienen 5.4 m de largo y 54.5 cm de ancho y sus medidas pueden variar con respecto a otros casos en

algunos grados o centímetros. A lo largo del canalón se colocan trozos de franelas y encima de estos pedazos de fieltros o de colchas con dimensiones de 1,25 m de largo y 85 cm de ancho llamadas **bayetas** que recolectan todo el material pesado, incluido el oro que se asienta en el fondo, estando colocadas en el canalón en una extensión de 3,8m, y que después se las lava hasta que haya pasado dos toneladas de material chancado por el molino, mientras que la arena que no pudo retener las bayetas se dirigen hacia las piscinas de sedimentación, para su posterior envío a la planta de cianuración.

En los molinos de la mina Bonanza tenemos dos canalones por cada salida de material que tiene el trapiche, es decir un total de seis canalones que se los utiliza de acuerdo al turno de lavado de las bayetas de los canalones. Las bayetas se lavan en unos depósitos llamados tinas y que son recogidas después que pasaron por el molino chileno 2 Tm de material.

Cuando hay una considerable cantidad de material en las tinas, estas son recogidas y después concentradas en la mesa Wilfley. La proporción de oro que tiene la arena que es atrapada por las bayetas equivale a un 30% hasta un 35% del contenido de oro total que se obtiene de un determinado material.



Foto 8.- *Canalones del molino*



Foto 9.- *Canalón secundario de recuperación*

2.2.- MESA CONCENTRADORA

La mesa concentradora es un dispositivo que se basa en la acción de sacudimiento diferencial a lo largo de su eje horizontal que se la conoce con el nombre de carrera y el flujo de agua de lavado.

La alimentación entra por una caja de distribución situada a lo largo de la orilla superior mientras la descarga del producto tiene lugar a lo largo de la orilla opuesta, en donde caerán los finos, y del extremo, en donde caerán los mixtos y el concentrado.

*La mesa es rectangular y tiene una pendiente de caída de 10 grados que va desde la orilla de alimentación hasta la orilla de descarga. La superficie de la mesa es de caucho y tiene un arreglo apropiado de acanaladuras en cuyos extremos se quedarán los minerales mas pesados y el oro. Debido a la acción de sacudimiento diferencial esta proporciona el movimiento de los minerales hacia el lugar de descarga en donde se recogen con dos baldes el concentrado, mientras los otros minerales irán a unas tinas y llevadas después hacia un canalón secundario que se encarga de recoger lo último de oro que haya, por las bayetas, y después ese material se lo vuelve a pasar por mesa mientras que la arena que no recoge las bayetas del canalón secundario se le denominan **relaves** y son ensaquilladas y llevadas después hacia la planta de cianuración.*

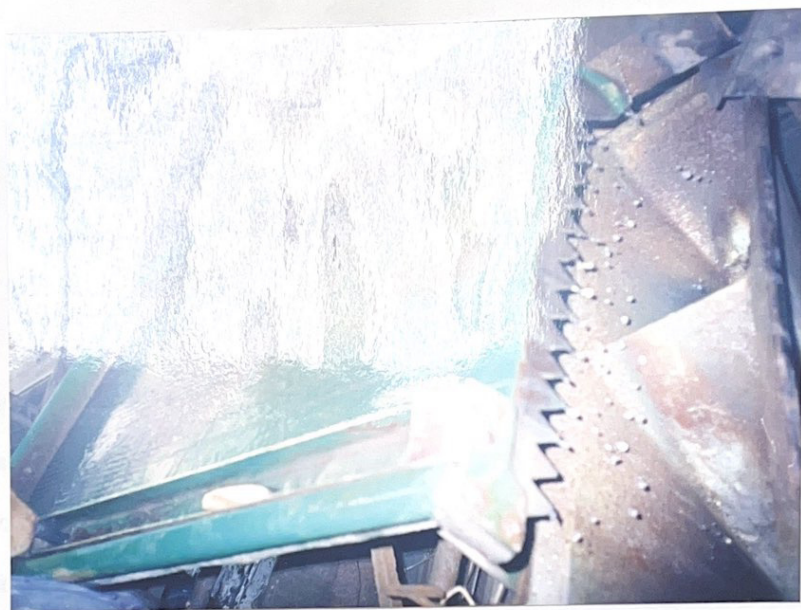


Foto 10.- Mesa concentradora

EXPOBONANZA S. A. ...
... mayor al que se obtiene en las arenas.

LAS PISCINAS DE SEDIMENTACIÓN

Las piscinas de sedimentación sirven para que la arena que sale de los molinos y que se encuentra en estado de suspensión, se pueda asentar y se recupere para ser utilizada en la planta de concentración.

CAPÍTULO III DISPOSICIÓN DE LAS COLAS

En el diagrama de flujo del proceso metalúrgico para la obtención de oro de la mina Bonanza tenemos dos tipos de colas que son: primero la que sale directamente de los molinos hacia las piscinas de sedimentación que se denomina **arena** y segundo el material fino y medio que sale de la mesa concentradora y que no fue recogida en las bayetas del canalón secundario de recuperación al que se llama **relave**.

Estas denominaciones se deben al proceso de como fueron obtenidos, mas no por el precio que se pactó en el contrato de riesgo compartido (Joint Venture) que suscribieron la compañía EXPOBONANZA S. A. y la planta

de cianuración ORENAS S. A., aunque el valor que se saca en oro de los relaves es siempre mayor al que se obtuvo en las arenas.

3.1.- PISCINAS DE SEDIMENTACIÓN

Las piscinas de sedimentación sirven para que la arena que sale de los molinos y que se encuentra en estado de suspensión, se pueda asentar y se acumule para su posterior envío a la planta de cianuración.

En el diseño de las piscinas se dispuso la construcción de una estructura de hormigón de 13.91 m de largo, 7.63 m de ancho y 2 m de profundidad, la cual fue dividida en cuatro partes con la ayuda de saquillos rellenos de material fino (formando una cruz en medio) y tablas para reforzarla. Como se obtuvo cuatro piscinas de igual dimensión, se utilizaron las dos primeras que están mas cerca de los molinos para que se sedimente la arena que no recogió las bayetas de los canalones y las otras dos como piscinas colectoras de agua para su reutilización.

Las dimensiones de las piscinas de sedimentación es de 3 m de ancho, 6.2 m de largo y 2 metros de profundidad lo que nos da un volumen de $37,2m^3$ en los cuales se puede acumular un promedio de

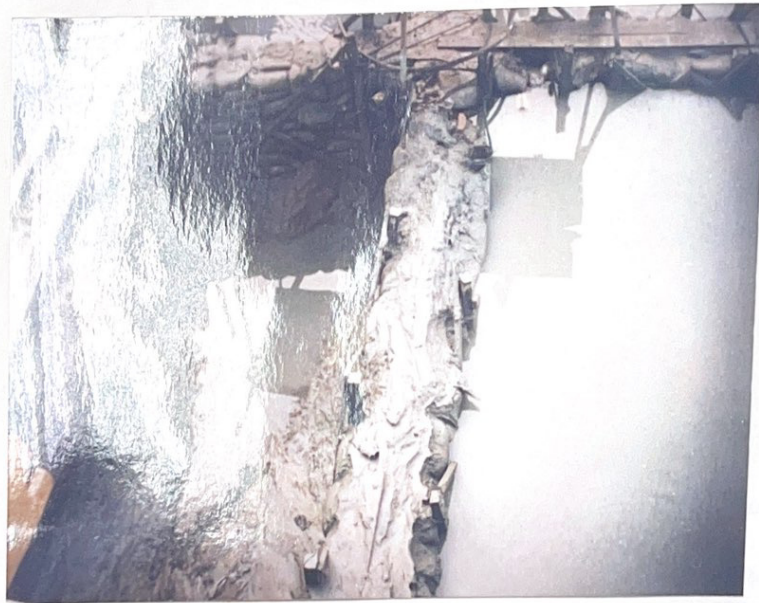


Foto 11.- Piscinas de sedimentación

55 Tm de arena, por cada piscina, que será enviada hacia la planta de cianuración por medio de manguera de politubo de 2 pulg.

3.2.- AGUA DE LAS COLAS

El agua es un bien muy preciado que se encuentra en abundancia o en escasez dependiendo si es la estación de invierno o la estación de verano respectivamente, a esto se suma la gran cantidad de agua que requieren los molinos chilenos, la concentración gravimétrica del material (por canalón o por mesa concentradora) y el envío de las colas hacia la planta de cianuración, por estos motivos se necesita reutilizar el agua para no detener la producción por esta razón.

El agua que se utiliza en los molinos equivale a un consumo de 1 000 m³ por día que lleva de 3% a 4% de sólidos en peso, que se dirige hacia las piscinas de sedimentación en donde se asienta la arena y queda un espejo de agua limpia.

Foto 12 - Piscinas de recolección de agua

En las piscinas de recolección de agua se hayan dos bombas, de 5 HP a 3 450 R.P.M., con 60 Hz de frecuencia, con carga máxima de 65 m y con salida de 3 pulg., que absorben el agua de ahí hacia dos tanques que están 10 m encima de ellos.



Foto 12.- Piscinas de recolección de agua

El agua que absorbe las bombas produce una diferencia de altura entre el espejo de agua de la piscina de recolección y la piscina de sedimentación haciendo que el agua fluya hacia la primera llenándola, formándose un pseudo ciclo de agua.

En varias oportunidades el agua que va hacia la piscina de recolección trae partículas de material fino, que poco a poco se va sedimentando formando una capa de lodo que es absorbido por las bombas, enviándola hacia los reservorio que son de forma cilíndrica (2.8 m de diámetro y 3,5 m de altura), pero la manguera de salida de agua de 3 pulg. esta a una distancia del piso de 50 cm que nos da una capacidad individual de $18,47 \text{ m}^3$ y una capacidad total de $36,95 \text{ m}^3$, haciendo que el agua se enturbie.

En el proceso de molienda y envío de arena hacia la planta de cianuración esto no es ningún inconveniente, pero para el proceso de lavado de los molinos y la concentración por mesa se ve afectado, motivo por el cual se tiene que lavar los tanques y las piscinas de recolección de agua en forma periódica, que si no se planifica se puede producir una para en la producción.



Foto 13.- Bombas de agua



Foto 14.- Reservorios de agua para molienda

CAPÍTULO IV

METALURGIA EXTRACTIVA

Una de las fases más críticas de toda actividad minera metálica o no metálica es la de definir el método a utilizar para obtener el mineral deseado, tratando de que económicamente sea más rentable la explotación.

La mina Bonanza al surgir de la empresa ORENAS S. A., que se encarga de lixiviar el oro por un proceso de cianuración CIP, esta imposibilitada de procesar las arenas que resulten de la molienda por algún método físico o por procesos de concentración por flotación, solamente puede sacar el oro grueso que es retenida en la bayeta del canalón.

El oro grueso se recupera por medio de la amalgamación y que implica el uso de mercurio con una pureza nominal del 99.7% con un punto de fusión de -38°C y su punto de ebullición es de 357°C .

El mercurio es el único metal que es líquido a temperatura ambiente con un tinte azulado, es insoluble en agua. Bajo su punto de fusión es un sólido blanco y sobre su punto de ebullición es un vapor sin color. Un frasco metálico que contiene 34,5 Kg. de mercurio es la unidad usual de venta.

La amalgamación es una vieja práctica minera que se basa en dos procesos físico-químicos que son:

- 1) La mojabilidad selectiva del oro, que depende de: composición de la fase sólida (oro), composición de la fase líquida (mercurio), estado de la superficie del oro, estado de la superficie del mercurio e influencia de factores físicos (temperatura, presión) y*
- 2) La difusión progresiva del mercurio en el interior de la fase sólida con la consecuente formación de varios compuestos. Las amalgamas formadas en la recuperación de oro, son mezclas complejas, no en equilibrio, constituidas por oro, uno o muchos compuestos de oro-mercurio y una solución de oro con mercurio.*

De acuerdo a la concentración de oro, se presentan diferentes combinaciones oro-mercurio, en general se distinguen dos compuestos Au_2Hg y $AuHg_2$ que funden a $420 - 440\text{ }^\circ\text{C}$ y $310\text{ }^\circ\text{C}$ respectivamente

4.1.- AMALGAMACIÓN EN PLATÓN

La amalgamación en platón es una práctica muy difundida en el sector minero, más precisamente en el ámbito de la pequeña a mediana minería de nuestro país, ya que aplicando este sistema no se necesita aparatos complicados, conocimientos acerca de ciertos procesos mejores para la recuperación de oro, técnicos nacionales o extranjeros, compuestos químicos caros o raros y una gran inversión.

Este proceso de amalgamación debe tener los siguientes materiales y equipos, que son:

- 1) *Un platón grande.*
- 2) *Un tamiz malla ASTM #20 de 850 micrones.*
- 3) *Un tamiz malla ASTM #50 de 300 micrones.*
- 4) *Piedra lisa.*
- 5) *Pañuelos.*
- 6) *Mercurio.*
- 7) *Un imán.*

- 8) *Pasta de diente.*
- 9) *Papel aluminio.*
- 10) *Panelas.*

El procedimiento a seguir consiste en los siguientes pasos:

- 1) *Se colocan los tamices malla #20 y malla #50, el más fino debajo y el más grueso arriba, en el platón grande que tiene agua.*
- 2) *Se deposita el material concentrado en el interior de las mallas y se las agita para tamizarla en húmedo.*
- 3) *Una vez tamizado el material la arena retenida en cada malla es colocada en platones individuales para extraerles, con el imán, el hierro que contengan, además que se platonea para botar las piedrecillas y otro material que interfiera en la amalgamación, como el cobre y ver la cantidad de oro que tiene.*
- 4) *El material concentrado es puesto en el platón junto con el material pasante, se le agrega mercurio, por lo general con una dosificación de 3 gr. de mercurio por cada 1 gr. de oro que contenga el material, se bota el agua que esta de más y se le añade la mitad de una panela previamente majada.*

5) *Se coloca la piedra lisa en el platón y se empieza a proporcionar movimiento circular por sobre toda la extensión en que esta el material por un lapso de 10 minutos, con todo esto tratamos de limpiar las caras libres del oro que junto con la panela, que proporciona un pH básico ideal para la amalgamación, se produzca la adhesión de las partículas del mineral precioso al mercurio.*

6) *Se para el paso anterior y se trata de observar si la amalgama se encuentra muy espesa o muy tiesa, lo que significa que hay que añadirle mas mercurio al material. Además se observa si existe todavía oro libre, si es que lo hay se repite el paso anterior hasta que no se vea ninguna partícula de oro.*

7) *Una vez hecho esto se saca todo el material y se lo coloca en un platón pequeño. Después se coloca el platón grande en su puesto se agrega agua, se pone un platón pequeño y encima se coloca la malla #50.*

8) *Se vacía allí el material amalgamado y se lo tamiza, en la malla se queda parte de la amalgama y esto se lo pone encima del pañuelo.*

9) *El material pasante se queda en el platón pequeño, esto se lo platonea y se observa si es que hay partículas finas de oro o pequeños*

pedazos de amalgama, además que se recupera algo de mercurio, que pasa el tamiz y se lo pone con el resto que esta en el pañuelo.

- 10) Al presentarse el caso anterior se coge un poco de amalgama, que esta encima del pañuelo, se lo exprime y se lo pone en el platón pequeño se agrega panela y se lo frota con una piedra para que finalmente no quede oro libre o partículas de amalgama. Después se lo platonea, se bota la arena que no vale y se recupera la amalgama que se puso ahí y lo juntamos con el resto que esta en el pañuelo.*
- 11) Se agarra el pañuelo, lo apretamos bien y se exprime la amalgama hasta que no salga más mercurio. El resultado de esto es una bola de amalgama que tiene muchas impurezas en su composición razón por la cual hay que lavarla hasta eliminarlo y que generalmente nos toma entre 15 y 25 minutos dependiendo de la cantidad a lavar. El proceso de lavar la amalgama comienza con agua, después se añade panela majada y al último se pone pasta de diente para darle un mejor brillo a la amalgama.*
- 12) La amalgama limpia se la vuelve a exprimir, hasta que no caiga ni una gota de mercurio, se le da forma de bola y ahí termina el proceso de amalgamación en platón.*

4.3- QUEMA DE LA AMALGAMA

Una vez que se ha hecho la amalgamación en la retorta, se debe quemar en la retorta para eliminar el exceso de plata.

1) La amalgama se quema directamente en la retorta.

2) La amalgama se quema en la retorta.



Foto 15.- Amalgamación en platón de una ácido, entonces no hay que quemarla en papel aluminio, más bien debemos tratar de desmenuarla para que tenga más frías libres en donde pueda atacar el ácido.

Los tres procesos se realizaron en la mina Bonanza y que se continuaron con detalles en forma más detallada.

4.2.- QUEMA DE LA AMALGAMA

Una vez que tenemos la amalgama nos toca quemarla y que se lo puede hacer por tres métodos que son:

- 1) La amalgama se quema directamente al soplete
- 2) La amalgama se quema en la retorta y
- 3) La amalgama es atacada con ácido nítrico

Para un mejor quemado de la amalgama, esta se la envuelve con láminas de papel aluminio, puesto que esto aumenta la cantidad de calor al interior del objeto que esta recubriendo y hace que el oro quemado tome la forma de una bola.

La bola de amalgama envuelta en papel aluminio es pinchada con una aguja para que por esos huecos salgan los gases o las gotitas líquidas de mercurio.

Si la amalgama es atacada con ácido, entonces no hay que envolverla en papel aluminio, más bien debemos tratar de disgregarla para que tenga más frentes libres en donde pueda atacar el ácido.

Los tres procesos son utilizados en la mina Bonanza y que a continuación son descritos en forma más detallada.

4.2.1.-UTILIZACIÓN DE PAPEL ALUMINIO Y RETORTA

Al utilizar la retorta o destilador de mercurio se usa el siguiente procedimiento:

- 1) *Se prepara la retorta conectándole el gas licuado y el agua para enfriamiento.*
- 2) *Se coloca la amalgama envuelta en papel aluminio en un crisol de grafito y esta se la pone dentro del recipiente que lo va a contener, se aprieta bien el tornillo para ajuste para que no se escape el mercurio.*
- 3) *Se prende la hornilla y se deja a fuego lento por espacio de 25 minutos (se alcanza una temperatura de 250 °C).*
- 4) *Se apaga la hornilla se destapa el cilindro, se quita el papel aluminio que recubre la amalgama y se vuelve a cerrar el sistema.*
- 5) *Se prende la hornilla y se pone a fuego rápido por espacio de 40 minutos (se alcanza una temperatura de hasta 400 °C).*

Se apaga la hornilla y se tira el oro recogido y se recupera el mercurio que solo se quita la amalgama.

4.1.2.- UTILIZACIÓN DE PAPEL ALUMINIO Y MUYLITE

Al utilizar este sistema se evita el mercurio por el viento.



Foto 16.- Retorta

Se aparta el fuego del coque y se empieza a usar el papel aluminio que envuelve la amalgama.

6) *Se apaga la hornilla y se tiene el oro esponja y se recupera el mercurio que sale de quemar la amalgama.*

4.2.2.-UTILIZACIÓN DE PAPEL ALUMINIO Y SOPLETE

Al utilizar este sistema se sigue el siguiente procedimiento:

1) *Se coge un platón y se pone encima la amalgama envuelta en papel aluminio.*

2) *Se prende el soplete y con fuego lento se empieza a quemarlas.*

3) *Debido al calor del soplete y del papel aluminio, empieza a escapar el mercurio gaseoso y en algunos casos se condensa enseguida y cae como gotas. Se sigue esto hasta que no salga más mercurio.*

4) *Se aparta el fuego del soplete y se empieza a sacar el papel aluminio que envuelve la amalgama.*

- 6) *Se apaga la hornilla y se tiene el oro esponja y se recupera el mercurio que sale de quemar la amalgama.*

4.2.2.- UTILIZACIÓN DE PAPEL ALUMINIO Y SOPLETE

Al utilizar este sistema se sigue el siguiente procedimiento:

- 1) *Se coge un platón y se pone encima la amalgama envuelta en papel aluminio.*
- 2) *Se prende el soplete y con fuego lento se empieza a quemarlas.*
- 3) *Debido al calor del soplete y del papel aluminio, empieza a escapar el mercurio gaseoso y en algunos casos se condensa enseguida y cae como gotas. Se sigue esto hasta que no salga más mercurio.*
- 4) *Se aparta el fuego del soplete y se empieza a sacar el papel aluminio que envuelve la amalgama.*



Foto 17.- Bolas de amalgama envueltas en papel aluminio

5) Una vez hecho esto se coloca la bola en un crisol y con fuego rápido se empieza a quemarlas otra vez hasta que la bola se encuentre de un color rojo vivo y este libre de mercurio.

6) Se deja enfriar y se observa que la bola tiene un color amarillo.

4.2.3.-UTILIZACIÓN DE ÁCIDO NÍTRICO Y SOPLETE

Utilizando este sistema se sigue el siguiente procedimiento:

1) La amalgama se la disgrega y se la coloca en un vicker de acuerdo al volumen a quemar.

2) Se prende una hornilla y encima del fuego se coloca una tapa metálica para que distribuya bien el calor.

3) Se añade ácido nítrico diluido al 10% en agua dentro del vicker.

4) Se observa que sale un gas anaranjado (óxido nitroso), producto de la quema de la amalgama con el ácido nítrico, mientras que la solución toma un color verdoso.



Foto 18.- Mercurio tratado con ácido nítrico

6) Se pone el vidrio encima de la tina

5) Se pone mas ácido nitrico

7) Se hace mover la amalgama hasta que no salga más de color por anaranjado, mientras que la solución toma un color amarillo pálido, que significa que finalizó la reacción química.



Foto 19.- Bolas de oro esponja

11. FUNDICIÓN

En esta prueba el oro esponja, quemado por cualquiera de las propiedades anteriormente citadas, se funde con un aporte de metal antiguo, y se sigue el siguiente procedimiento:

5) Se pone el vicker encima de la tapa.

6) Se pone mas ácido nítrico

7) Se hace mover la amalgama hasta que no salga más de ese gas anaranjado, mientras que la solución toma un color amarillo pálido, que significa que finalizó la reacción química.

8) Se agrega agua destilada al vicker.

9) Se coloca en un embudo un papel filtro y se vierte todo el material quemado por el ácido, el líquido filtrado tiene plata en solución y se lo puede precipitar añadiéndole sal (se forma cloruro de plata).

10) El material retenido por el papel filtro se lo pone en un crisol y se lo quema con un soplete hasta que coja un color amarillo y esté libre de mercurio.

4.3.- FUNDICIÓN

En este proceso el oro esponja, quemado por cualquiera de los tres procesos anteriormente descritos, se funde con un soplete de suelda autógena y se sigue el siguiente procedimiento:

- 1) *Se calienta bien la lingotera con una llama oxidante y después se la quema con una llama reductora, formando así una película de tizne.*
- 2) *Se cura un crisol previamente con bórax.*
- 3) *Se pone las bolas de oro esponja dentro del crisol.*
- 4) *Se prende el soplete y se regula la mezcla de gas y de oxígeno hasta que al quemar las bolas de oro estas empiecen a derretirse.*
- 5) *Se agrega bórax de acuerdo a la cantidad de oro a fundir, que sirve para que recoja todos los materiales que son diferentes al oro y a la plata y se asocien a la parte líquida de la escoria.*
- 6) *Se agrega salitre (nitrato de potasio) para aumentar el calor de la fundición.*
- 7) *Se bota la escoria líquida que está de más en la mezcla fundida.*
- 8) *Se vierte rápidamente el oro fundido en la lingotera.*



Foto 20.- *Fundición de oro*



Foto 21.- *Barra de oro*

9) *Se espera un momento, se la saca del molde, se la enfría en agua, con un destornillador se saca la escoria que esta pegada a la barra y al último se la frota con un cepillo con cerdas de bronce, estando así lista para ser comercializada.*

4.4.- COMERCIALIZACIÓN DE ORO

La comercialización de oro en el país se da principalmente con el banco o con algunos intermediarios, que lo compran ya sea en oro esponja (para después fundirlo y así hacer una barra), o en barras doré (oro fundido hecho barra sin ningún tipo de refinación).

Una vez hecha la barra, se paga solo el tenor del contenido de oro puro (mediante los datos del peso seco y el peso húmedo de la barra) por el precio referencial del oro en el mercado internacional, que está en dólares norteamericanos (algunos pagan un 2% menos del precio al que se cotiza), y por el tipo de cambio actual.

Una vez que adquieren el oro, lo envían a un país extranjero que tenga una planta de refinado de metales, que se encargará de eliminar las impurezas que llegue a tener la barra.

El objetivo del refinado de las barras doré es el de recuperar los metales preciosos que contengan, tales como el oro, la plata, el platino

y el cobre separándolo individualmente obteniendo así metales con 99.99% de pureza. En esas plantas refinadoras se pagará por todos los minerales existentes a precios internacionales y se descontará el costo del proceso de refinación, siendo un negocio ventajoso para las personas que realizan esta operación.

4.4.1.- FÓRMULA PARA DETERMINAR LA PUREZA DEL ORO

A fin de determinar la pureza de la barra de oro ya fundida, se considera que el metal precioso esta asociado a la plata, razón por la cual dentro de la fórmula solo se añadirá la densidad de ese elemento y la del oro, el peso en seco de la barra y el peso en húmedo.

En el pago de la barra no se considera que el porcentaje restante es solamente plata, ya que en la práctica esto no es verdad y en la barra hay otros elementos preciosos que están asociados, razón por la cual nunca se hace algún pago adicional al valor con el cual se cotiza el oro en la bolsa de Nueva York.

Para poder encontrar la fórmula matemática que nos permite determinar la pureza de el oro que se fundió se hace lo siguiente:

Aseveraciones

Se considera que el peso seco es el peso total de la barra

$$1) \quad W_s = W_b$$

La densidad de un cuerpo es la relación que hay entre la masa para el volumen del cuerpo, para nuestro caso sería para la barra, y tenemos que:

$$D = M/V \quad \text{o} \quad 2) \quad D_b = M_b/V_b$$

Considerando que el volumen de la barra solo esta compuesta por oro y plata asociado tenemos que:

$$3) \quad V_b = V_{au} + V_{ag}$$

En base a esto el peso de la barra será igual a la suma de los pesos de oro y de plata, teniendo entonces que:

$$4) \quad W_b = W_{au} + W_{ag}$$

Como la masa de la barra es igual al peso de la barra que nos determina la balanza, tenemos que:

$$5) \quad Mb = Wb$$

Desarrollo

Se parte de la ecuación (2) en donde se define lo que es densidad:

$$Db = Mb/Vb$$

Por lo expuesto anteriormente la masa de la barra equivale al peso de la barra y tenemos que:

$$Db = Wb/Vb$$

En este caso reemplazamos el denominador con la ecuación (4) y obtenemos:

$$Db = Wb/(Vau + Vag)$$

Como el volumen de cada elemento es igual al peso de cada elemento dividido para su densidad, y que se menciona anteriormente tenemos que:

$$Db = Wb / (Wau / Dau + Wag / Dag)$$

Resolviendo el producto del denominador de la ecuación, tenemos que:

$$Db = (Dau * Dag * Wb) / (Dag * Wau + Dau * Wag)$$

En base a la ecuación (4) y despejando el peso de la plata Wag, tenemos que:

$$Db = (Dau * Dag * Wb) / (Dag * Wau + Dau * (Wb - Wau))$$

Despejando la adición del denominador, resulta que:

$$Db = (Dau * Dag * Wb) / (Dag * Wau + Dau * Wb - Dau * Wau)$$

Agrupando los términos que contienen al peso de oro, tenemos que:

$$Db = (Dau * Dag * Wb) / ((Dag - Dau) * Wau + Dau * Wb)$$

Pasando el denominador del segundo término al primer término, queda:

$$(Dag - Dau) * Wau + Dau * Wb = Dau * Dag * Wb / Db$$

Pasando las densidades del oro y de la plata del segundo término al primer término, queda:

$$(Dag - Dau) / (Dau * Dag) * Wau + Dau / (Dau * Dag) * Wb = Wb / Db$$

Eliminando la densidad del oro en el segundo término del primer miembro y cambiando el primer término al segundo miembro, además de cambiar el segundo miembro al primer miembro, tenemos que:

$$(Dau - Dag) / (Dau * Dag) * Wau = Wb / Dag - Wb / Db$$

Dividiendo Wb en ambos miembros nos queda que:

$$(Dau - Dag) / (Dau * Dag) * Wau / Wb = 1 / Dag - 1 / Db$$

Como la densidad de la barra esta definido en la ecuación (2), reemplazando tenemos:

$$(Dau - Dag) / (Dau * Dag) * Wau / Wb = 1 / Dag - Vb / Wb$$

Pasando todos los valores de la densidad del oro y de la plata, tanto del numerador como del denominador al segundo miembro, nos queda que:

$$W_{au} / W_b = D_{au} / (D_{au} - D_{ag}) - D_{au} * D_{ag} / (D_{au} - D_{ag}) * ((W_s - W_h) / W_s)$$

Como el primer término nos indica la proporción entre el peso de oro y el peso total de la barra y si a ello lo multiplicamos por cien, tenemos el porcentaje de oro de la barra, lo que nos da la fórmula matemática para la obtención de la pureza de oro que tiene la barra o de oro fino y que es:

$$\% Au = (D_{au} / (D_{au} - D_{ag}) - D_{au} * D_{ag} / (D_{au} - D_{ag}) * ((W_s - W_h) / W_s)) * 100$$

Si a esta fórmula le reemplazamos los valores de la densidad de oro y de la plata, que se menciona en la nomenclatura inicial, nos queda:

$$\% Au = (19.3 / (19.3 - 10.5) - 19.3 * 10.5 / (19.3 - 10.5) * ((W_s - W_h) / W_s)) * 100$$

Haciendo las operaciones matemáticas tenemos que la ecuación estará en función del peso seco y el peso húmedo de la barra, siendo el resultado final que:

$$\% Au = (2.193182 - 23.028409 * (W_s - W_h) / W_s) * 100$$

Esta es la fórmula que utilizan las personas que comercializan el oro, habiendo pocas diferencias y que en la mayoría de los casos es por redondeo de decimales que utilizan para calcular el porcentaje de oro puro.

Una vez calculado el porcentaje de pureza se multiplica por el valor del gramo de oro y por el peso en seco y así obtener el valor a cancelar.

Como ejemplo de esto tenemos que una barra en el aire pesa 1246.3 gr. y al sumergirlo en agua su peso es de 1173.3 gr.

Al realizar los cálculos resulta que la pureza equivale a 84.43% de oro puro, que al multiplicar por el peso en seco nos da un valor de 1052.25 gr. de oro fino o de 24 kilates.

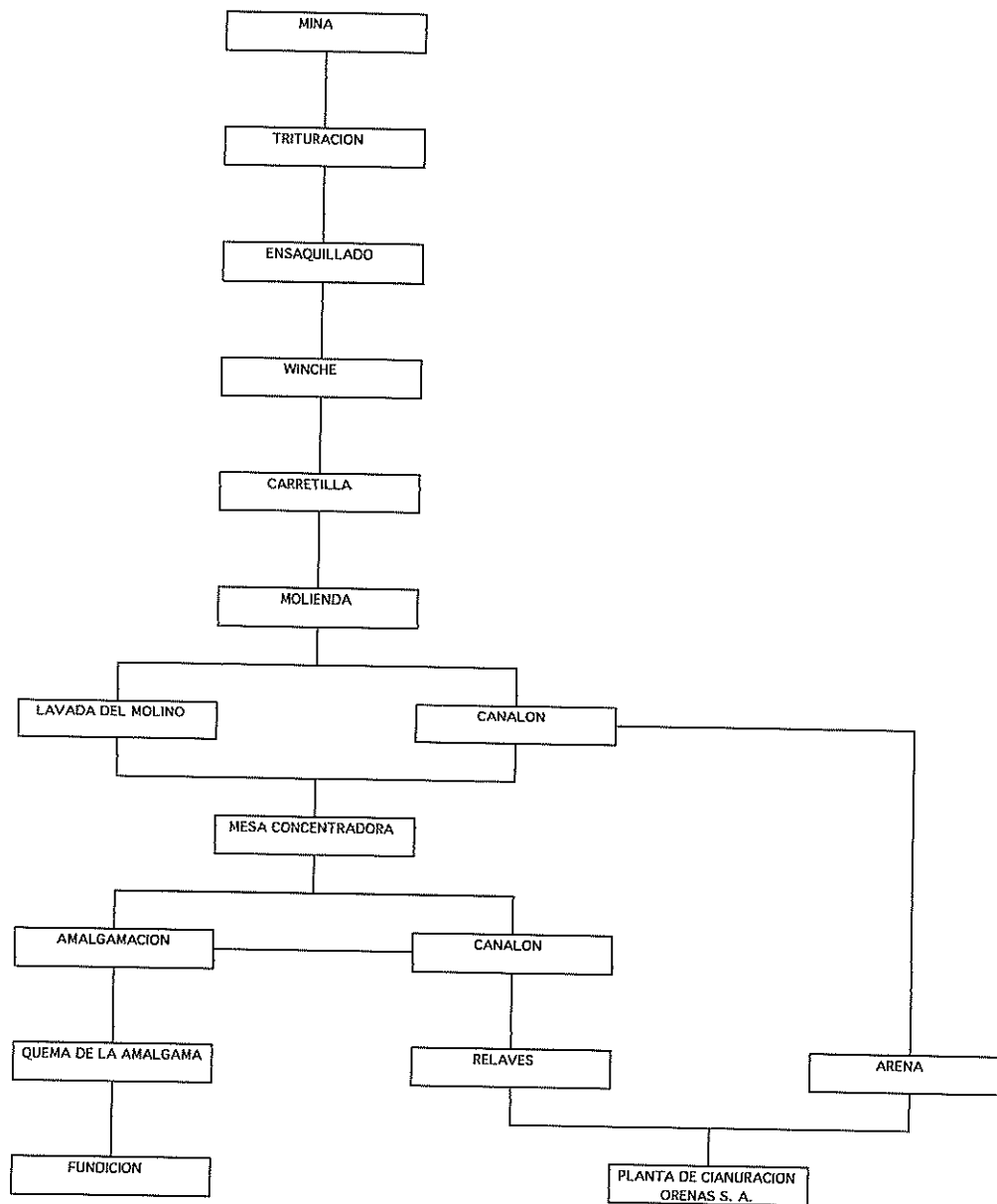
CAPÍTULO V

ANÁLISIS DE DIAGRAMAS DE PROCESO

El diagrama de flujo actual de la mina Bonanza (ver fig. 5) tiene una capacidad de molienda instalada de 48 Tm/día por los dos molinos (si se trata solo de material de caja), se observa el flujo que sigue el material que sale del interior de la mina y los pasos que se siguen a fin de poder recuperar la mayor cantidad de oro posible.

En vista de que se piensa cambiar la forma de acarreo, trituración y aumento en la capacidad de molienda, el análisis comparativo abarcará esos puntos ya que el proceso final de obtención del oro, que es la amalgamación, no cambiará.

fig. 5
DIAGRAMA DE FLUJO ACTUAL



En la fase de trituración se emplea a 6 personas por cada turno rotativo de 6 horas, que se encargan de palear, triturar y ensaquillar alrededor de 350 bultos, promedio máximo que se puede procesar en condiciones de alta producción que da aproximadamente 9.9 Tm por turno (ver Tabla 1), procesado en 5 1/2 horas, mientras los últimos 30 minutos de la guardia sirven para enviar los bultos por el winche.

El empleo de saquillos para transportar el material triturado por el winche, hasta los molinos, significa ensaquillar aproximadamente 1 400 Tm por mes, que a un promedio de 35 sacos por tonelada, implica el uso de 50 000 saquillos, de los cuales se vuelven a emplear un 60%. Es decir que mensualmente para este trabajo se pierden unos 20 000 saquillos.

En la fase de molienda se ocupa a 6 personas mas, que se encargan de carretillar los bultos, apilarlos, meter el material al molino, lavar las bayetas y lavar los molinos. Se sabe que los molinos chilenos procesan 24 Tm al día por cada uno de ellos y se trituran 39.6 Tm por día, que no excede la capacidad instalada pero si el valor real de molienda, cuyo tope máximo fue de 37.1 Tm por día en el mes de noviembre (ver Tabla 2) y que se debió a paras por distintos motivos ya sea al arreglo de los molinos, arreglo de las trituradoras, falta de agua, lavado de los molinos y en algunos casos falta de material de la mina.

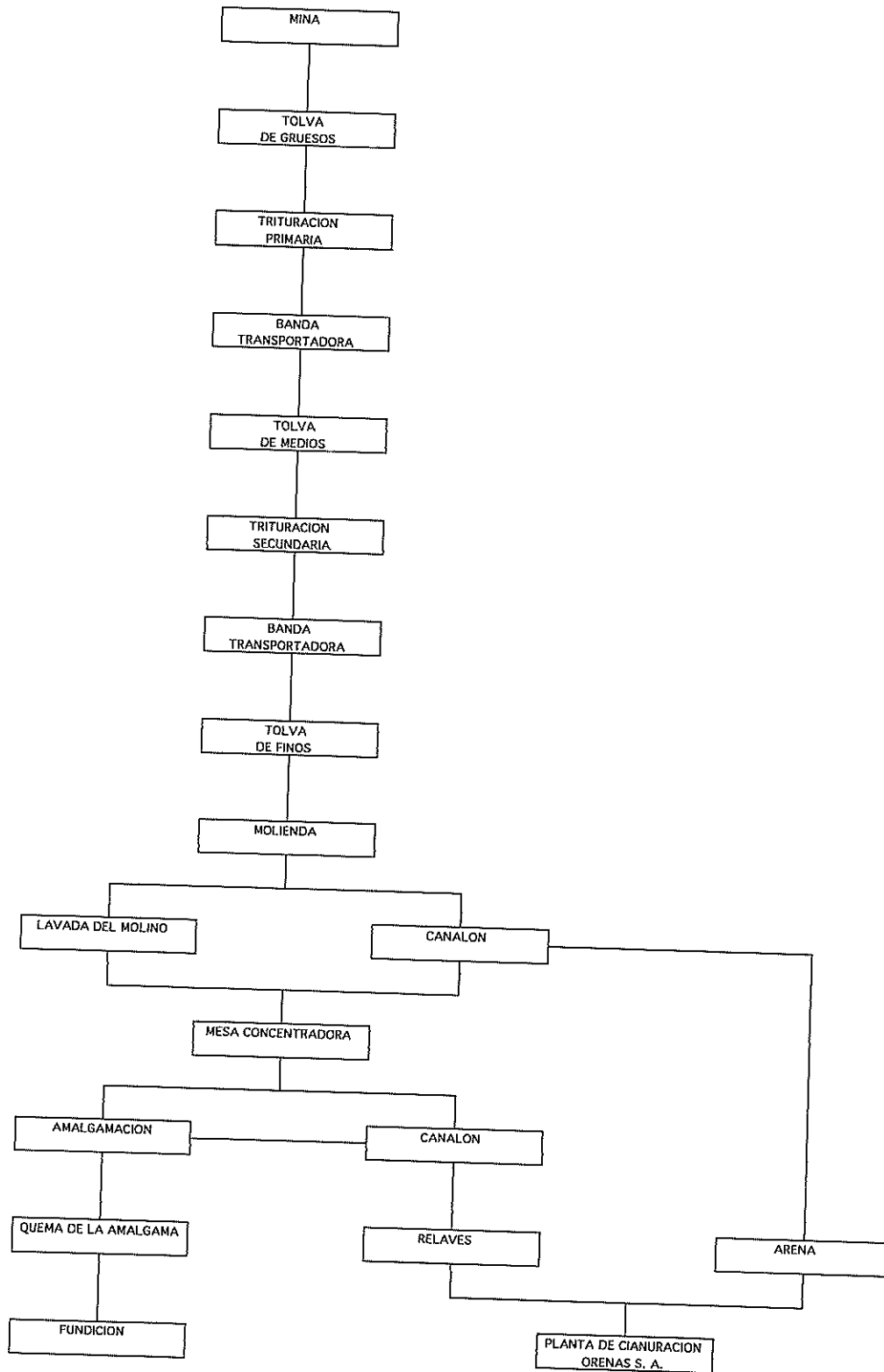
En la recuperación gravimétrica del oro por medio del canalón se recupera el 85% del oro libre que sale del molino, mientras que el 15% restante se va junto con las arenas hacia las piscinas de sedimentación el cual será enviado después a la planta de cianuración.

El material recuperado en el canalón y lo que se obtiene después de lavar el molino se lo concentra en la mesa teniendo dos productos el concentrado y la cola. El material concentrado pasa al proceso de amalgamación, mientras que el material de cola es pasado en un canalón final, el material que se queda en la bayeta se lo junta en una tina aparte hasta que haya una cantidad considerable para después pasarlo otra vez por la mesa concentradora.

En el futuro diagrama de flujo (ver fig. 6) se aprecia una considerable variación en el método que se utiliza para el almacenaje y el acarreo, puesto que la instalación de tolvas de recepción de material y las bandas transportadoras serán mas efectivas, ahorrando tiempo y dinero en todo el proceso de conminución de las rocas.

El material que sale de la mina es transportado por los vagones de la locomotora, que serán virados encima de la tolva de gruesos, que tienen una capacidad aproximada de 50 Ton y una parrilla fija hecha con rieles de ferrocarril, que dejara pasar las rocas que son menores a 20 cm.

fig. 6
DIAGRAMA DE FLUJO FUTURO



En lo que concierne a la ampliación de la fase de trituración se considera la construcción de un área para el nuevo sistema de trituración que constara de una chancadora de quijadas primaria 15" x 10" de 15 HP, con capacidad de 6 Tm por hora y con una descarga de material menor a 6 cm de diámetro, después de esto llegarán a una banda transportadora de 4.5 m de largo que las llevara hacia la tolva de medios que tiene una capacidad cercana a las 25 Ton.

Las rocas almacenadas en la tolva de medios, caerán por gravedad a tres trituradoras secundarias de 8" x 4" de 7.5 HP, de las que se dispone actualmente, que las reduciría a un tamaño de 1 pulg, con capacidad de 2 Tm por hora cada una que nos procesara 120 Tm de material en un solo día, después de esto las rocas caen a una banda transportadora de 36 m de largo que los llevara a la tolva de finos que tiene una capacidad de 100 Tm que nos asegurara un mínimo de 30 horas de operación de la planta para efectuar cualquier modificación y o mantenimiento de las maquinarias, cayendo finalmente de ahí hacia los molinos chilenos.

En la fase de molienda existen dos opciones: la primera es la adquisición de un tercer molino chileno, que involucraría un mayor consumo de agua y aumento de personal para operarlo, y la segunda opción es la compra de un molino de bolas de 5' x 8', marca FIMA con capacidad de hasta 80 Tm/día, que significaría la venta de uno de los dos molinos chilenos de los que se dispone actualmente.

Por lo anteriormente mencionado, para el nuevo esquema de procesamiento se podrá disminuir la cantidad de obreros asignados para la trituración, molienda y acarreo del material, además de la reducción considerable en la compra de saquillos para el manipuleo del mineral dentro del proceso productivo.

CAPÍTULO VI

ANÁLISIS ECONÓMICO

El análisis económico se efectúa manejando el modelo económico del proyecto, que está constituido por la sucesión temporal de flujos de fondos -positivos y negativos-, que determinan el posible atractivo económico del proyecto. Para que el análisis económico sea completo es preciso considerar el valor temporal del dinero, dada la importancia de ocurrencia de los flujos de fondos en el tiempo.

Para realizar una correcta evaluación de los flujos de fondos de un proyecto es preciso tener en cuenta el valor cronológico del dinero. El origen de este concepto estriba en que el dinero tiene un coste de utilización significativo. Por un lado, dicho coste se puede presentar en forma de

intereses que es necesario desembolsar, si nos ha sido prestado, o bien como el coste de oportunidad equivalente a los intereses que se obtendrían de otras aplicaciones.

En términos matemáticos sencillos, si se considera hoy una cantidad monetaria "P", y un interés en tanto por uno "i", al final de "n" años el dinero disponible "F" será:

$$F = P * (1 + i)^n$$

Si se supone una serie uniforme de imposiciones con un mismo importe "A" efectuadas al final de cada año, con una tasa de actualización "i" el valor futuro de esa serie resultaría, tras diversas operaciones, igual a:

$$F = A * ((1 + i)^n - 1) / i$$

Los ingresos y los egresos del ejercicio económico de Bonanza corresponde al año de 1 998 y que se expresan en gramos de oro por tonelada de material de veta sacada (Ver Tabla 7), para que sea mas fácil la apreciación con respecto a la ley de contenido de oro.

Un capítulo aparte merece el precio del oro que en tiempos de devaluación monetaria significa un aumento en los ingresos, puesto que el

TABLA 7

| ITEM/MES | PROD/MES |
|--------------------------------|-----------|
| VETA (Tm) | 1.085,77 |
| CAJA (Tm) | 1.690,50 |
| TOTAL (Tm) | 2.579,68 |
| % DE VETA | 34,59 |
| ORO FINO (gr) | 13.958,64 |
| PRECIO | 48.666,27 |
| INGRESO TOTAL (gr/Tm) | 14,52 |
| GASTO MINA (gr/Tm) | 7,92 |
| GASTO MOLINO (gr/Tm) | 2,03 |
| SUMA GASTO MINA MOLINO (gr/Tm) | 9,95 |
| GASTO TOTAL (gr/Tm) | 11,79 |
| PIG (gr/Tm) | 2,73 |
| LEYES (gr/Tm) | 16,41 |

Cuentas año 1998

oro se lo negocia en relación al precio en dólares de la onza troy al que se cotiza en la bolsa de valores de New York, en cambio la mayoría de los gastos y compras son realizados en sucres.

Los ingresos son en promedio de 14,52; las leyes de oro esponja es de 16,41; mientras que la venta de oro fino corresponde a 13 958,64 gr. de oro fino, siendo su precio promedio de S/. 48 666,27 por gramo.

El gasto que corresponde a la fase de extracción del material de la mina es de 7,92; del molino es de 2,03; la suma de estas dos es de 9,95 y el costo total del sistema, con gastos financieros y administrativos, es de 11,79.

Los datos anteriormente mencionadas nos indica que si las leyes en contenido de oro caen a menos de 11 gr./Tm la situación seria insostenible a menos que busquemos soluciones que hagan mas eficientes nuestra producción.

Al evaluar el equipo utilizado, la infraestructura eléctrica, las construcciones tanto en el molino como en las trituradora y haciendo el análisis para dos años, mientras se mantiene fijo el gasto en saquillos, el pago del personal y la energía eléctrica tenemos una referencia importante para nuestro calculo.

El análisis económico del proyectos en mención tiene por objeto establecer la posibilidad de cambiar de sistema de producción y de los resultados obtener alguna idea de su rentabilidad a un plazo de dos años con una tasa de interés, en dólares, del 18% anual.

En el nuevo sistema de procesamiento se toma las mismas referencias, mientras que los precios de los equipos son de segunda mano en vista de que serán compradas a minas que ya no están trabajando en el país y que están ofertándolas.

Para la evaluación del proyecto se determinaron algunas variables, las cuales han sido mencionadas anteriormente, pero que se reflejaría en los siguientes gastos:

- 1) Se considera que hay un consumo de 20 000 saquillos por mes que se utiliza, cuyo costo individual es de aproximadamente USD\$ 0,10.*
- 2) Se conoce que en cada trabajador, incluyendo su alimentación, se cancela alrededor de USD\$ 200 por mes (un trabajador labora normalmente 22 días y tiene 8 de descanso al mes).*
- 3) El consumo de energía eléctrica en el sistema antiguo equivale a 90 000 KWh, siendo su costo por cada KWh de USD\$ 0,10.*

- 4) *El aumento del consumo de electricidad en el nuevo sistema equivale a 108 000 KWh, que equivale a un 20% adicional.*

- 5) *El gasto ocasionado en la construcción de la infraestructura en el antiguo sistema es de USD\$ 27 000.*

- 6) *En el nuevo sistema de producción, el gasto en infraestructura asciende a USD\$ 32 000.*

El sistema actual al analizarse (ver Tabla 8 y fig. 7) se puede distinguir que comprando los equipos al contado se gasta USD\$ 185 850 y los costos mensuales del proceso serán de USD\$ 17 000, que al finalizar el período de dos años se tendrá un valor futuro de USD\$ 745 547,39 siendo nuestra capacidad de procesamiento mensual es de 1 300 Tm.

Para el nuevo esquema de procesamiento (ver Tabla 9 y fig. 8), se observa que los gasto de compra de equipo al contado será de USD\$ 253 750, mientras que los gastos mensuales serán de USD\$ 13 200, que al finalizar el periodo su valor futuro será de USD\$ 731 283,98 mientras que nuestra capacidad de procesamiento aumentara a 2 000 Tm por mes.

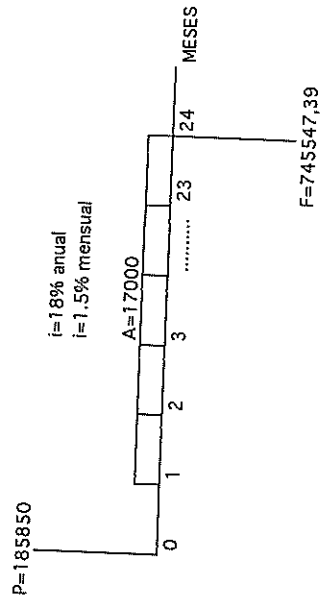
Los datos obtenidos nos indican que los cambios mencionados se

TABLA 8

| ITEM | CANT | EQUIPO | ESPECIFIC | VALOR (USD) | |
|----------------|-----------------------|---------------------|-----------|-----------------|------------------|
| | | | | UNIT | TOTAL |
| 1 | 2 | Trituradoras 8"x4" | 2 Tm/h | 3000 | 6000 |
| 2 | 1 | Winche por gravedad | | | 600 |
| 3 | 2 | Molinos chilenos | 24 Tm/dia | 30000 | 60000 |
| 4 | 1 | Mesa Concentradora | | | 1000 |
| | | | | SUBTOTAL | 67600 |
| VIARIOS | | | | | |
| 30 | Personas | | | | CASTO MES |
| 20000 | Saquillos | | | 200 | 6000 |
| | Construcción | | | 0,1 | 2000 |
| | Energia | | | | 27000 |
| | Instalacion Electrica | | | | 9000 |
| | MANTENIMIENTO | | 50% | 92925 | 91250 |
| | | | | TOTAL | 185850 |
| | | | | TOTAL | 17000 |

Costo sistema de producción actual

fig. 7



$$F = P (1+i)^n + A \left(\frac{(1+i)^n - 1}{i} \right)$$

$$F = 745547,39$$

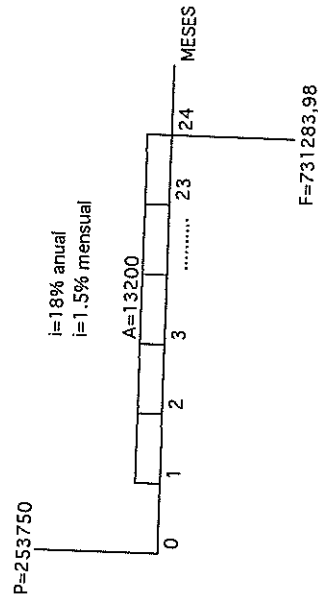
Análisis económico de flujo de caja actual

TABLA 9

| ITEM | CANT | EQUIPO | ESPECIFIC | VALOR (USD) | |
|----------------|------|-------------------------------------|-------------|------------------|---------------|
| | | | | UNIT | TOTAL |
| 1 | 1 | Tolva de gruesos con parrilla | 50 Tm | | 4000 |
| 2 | 1 | Alimentador reciprocante | | | |
| 3 | 1 | Trituradora Primaria 15"X10" | 6 Tm/h | | 7000 |
| 4 | 1 | Banda transportadora | 4.5 x 0.6 m | | 1500 |
| 5 | 1 | Tolva de medios | 25 Tm | | 3000 |
| 6 | 3 | Trituradoras Secundarias 8"x4" | 2 Tm/h | 3000 | 9000 |
| 7 | 1 | Banda transportadora | 36 x 0.6 m | | 9000 |
| 8 | 1 | Tolva de finos | 100 Tm | | 6000 |
| 9 | 3 | Molinos chilenos | 24 Tm/dia | 30000 | 90000 |
| 10 | 1 | Mesa Concentradora | | | 1000 |
| | | | | SUBTOTAL | 130500 |
| VIARIOS | | | | | |
| 12 | | Personas | | | |
| | | Saquillos | | 200 | 2400 |
| | | Construccion | | | |
| | | Energia (20% mas del sistema viejo) | | | 32000 |
| | | Instalacion Electrica | | | 10800 |
| | | MANTENIMIENTO | 50% | 126875 | 91250 |
| | | | | TOTAL | 253750 |
| | | | | GASTO MES | 13200 |

Costo sistema de producción nuevo

fig. 8



$$F = P (1+i)^n + A ((1+i)^n - 1) / i$$

$$F = 731283,98$$

Análisis económico de flujo de caja futuro

distinguen claramente para el período antes indicado dándonos una diferencia de USD\$ 14 263,41 a favor del sistema nuevo.

Un punto de vista aparte se considera al 50% del capital de inversión como gasto de mantenimiento y de reposición de piezas, en vista de que el tiempo para el cual se esta analizando el problema es relativamente corto y por consiguiente la infraestructura no se destruiría o dañaría en su totalidad.

Si efectivamente se considera esta variable, en el sistema antiguo ese valor es de USD\$ 92 925, en cambio en el nuevo sistema ascenderá a USD\$ 126 875. Esto indica que habrá un saldo de USD\$ 33 950 favorable al antiguo sistema en los dos años de funcionamiento, por el contrario, si el tiempo de operatividad aumenta, se observara un mejor rendimiento económico en el sistema nuevo.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- 1) *Las bayetas que recubren los canalones recuperan solamente el 70% del oro que sale de los molinos que equivale al 30% hasta un 35% del contenido de oro del material y pierde en cambio el oro fino o hidrofóbico.*
- 2) *En el interior de los molinos el mineral precioso se concentra desde un 60% hasta un 65% del contenido de oro que tiene el material.*
- 3) *Se utiliza un 80% del agua que se vuelve hacer circular en el proceso de molienda, canalón y mesa concentradora.*
- 4) *En la amalgamación en platón no se florea el mercurio tanto como en la amalgamación en tambor, que significa que este elemento no se vuelve en*

partículas pequeñísimas y que es capaz de flotar en el agua, causando pérdidas al proceso.

- 5) En la amalgamación en platón se recupera solamente un 80% del oro que concentro la mesa, esto se aprecia mejor cuando se concentra y se liquida el material que cae en la tina que esta cerca del platón y que se denomina colilla.*
- 6) La ley de oro que obtiene la planta de cianuración por tratar las arenas de la mina Bonanza es de aproximadamente 2,61 gr./Tm, que equivale al 13.72% del contenido de oro que tiene el material si se considera que el tonelaje tratado es el mismo, aunque en la practica no corresponde.*
- 7) Se reduce el personal que trabaja tanto en las trituradoras como en los molinos.*
- 8) Se elimina el uso saquillos para el procesamiento del material.*
- 9) Se estima procesar 2 000 Tm de material por mes.*
- 10) Calculando el flujo de caja para dos años con un interés para operaciones en dólares del 18% anual, tenemos que comparando los dos tipos de procesamiento hay un saldo de USD\$ 14 263,41 a favor del sistema nuevo.*

11) *Al analizar la diferencia cuantitativa entre los valores futuros obtenidos para dos años para las toneladas de molienda se obtiene que en el sistema viejo se va a gastar USD\$ 23,90 por tonelada molida en cada mes y en el nuevo sistema será de USD\$ 15,23 por tonelada molida en cada mes.*

12) *Se hace viable el cambio de sistema de producción.*

13) *Las devaluaciones monetarias inciden sobre el precio del dólar y este a su vez hace que el precio del oro aumente, lo que da posibilidades de un mejor panorama en vista de que los ingresos están indexados al precio del dólar y que significa tener más sucres, en cambio la mayoría de las deudas están en moneda nacional.*

BIBLIOGRAFÍA

- 1.- CAMACHO BARRERA J.G., *Métodos tradicionales de obtención de oro mediante amalgamación, Memorias del Seminario La Metalurgia de Oro en el Ecuador, Quito, 1996, págs. 67-69.*
- 2.- HERDOIZA G., *Tratamiento metalúrgico del oro, Memorias I Seminario de Tecnología Minera, Cuenca, 1991, págs. 127-145*
- 3.- KELLY E., and SPOTTISWOOD D., *Introducción al procesamiento de minerales, Primera edición, México, 1990, págs. 153-188 y págs. 279-286.*

- 4.- *UNIVERSITE CATHOLIQUE DE LOUVAIN, Consultoría en tratamiento de minerales. Zona A: Sector Minero de Bella Rica, Bruselas, 1994, 54 págs.*

- 5.- *CORDERO G., Informe Geológico Minero Mina Jorge 2, Bella Rica, 1998, págs. 1-4.*

- 6.- *YANNOPOULOS J. C., The extractive metallurgy of gold, New York, 1991, págs.*

- 7.- *BLANK and TARQUIN, Ingeniería Económica, Tercera edición, Colombia, 1997, págs. 24-53*

- 8.- *INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA, Estudios de viabilidad en proyectos mineros, págs. 103-104.*