

331.76
M458e
E).1



MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA
DIVISION DE MINAS
ZONA MINERA DE BUCARAMANGA

ESTUDIO TECNICO - ECONOMICO MINA DE ORO Y PLATA
SANTA ISABEL, MUNICIPIO DE VETAS, DEPARTAMENTO DE
SANTANDER.-

INFORME No. 101

Bucaramanga,

Mayo de 1.980

719

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA

Zona Minera de Bucaramanga

ESTUDIO TECNICO -ECONOMICO MINA DE ORO Y PLATA
SANTA ISABEL, MUNICIPIO DE VETAS, DEPARTAMENTO DE
SANTANDER.-

Bucaramanga, Mayo de 1.980

INDICE

	Página
INTRODUCCION	
GENERALIDADES Localización, vías de acceso y actividades de la región.	3
FISIOGRAFIA Topografía, hidrografía, clima y vegetación.	5
GEOLOGIA Estratigrafía, tectónica, tipo de yacimiento.	7
MINERIA Método de explotación actual, trabajos existentes, costos, producción mensual.	10
PROCESO DE BENEFICIO ACTUAL Trituración, molienda, concentración, amalgamación, cianuración, precipitación. Instalaciones y equipos existentes.	14
RESULTADOS DE LOS ANALISIS DE MUESTRAS EN EL PROCESO DE BENEFICIO	18
PROCESO DE BENEFICIO OPTIMO PROPUESTO	44
CALCULO DE RESERVAS Reservas probadas y probables. Cálculo de tenores promedio y máximo .	49
SISTEMA DE EXPLOTACION TECNICO QUE SE PROPONE	58

Página

EVALUACION ECONOMICA

Activos fijos, construcción y terrenos, maquinaria y equipos
capital de trabajo, inversión total, ingresos y egresos men -
suales.

65

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

75

INTRODUCCION

Dentro de las funciones de la Zona Minera de Bucaramanga, está la de asesorar técnicamente al pequeño minero, por intermedio de su grupo de Asistencia Técnica. El personal técnico que conforma esta sección, ha dedicado buena parte de su trabajo al estudio detallado de las minas que revisten una importancia, en relación con otras de su género, con el objeto de elaborar el respectivo estudio técnico-económico; en el que se consideran desde su ubicación, características de región, geología, método de explotación actual, hasta el cálculo de reservas, método de explotación técnico propuesto y la evaluación económica del proyecto.

Los precios alcanzados por el oro en los últimos tiempos, ha despertado nuevamente el anhelo de la explotación del mismo. Si se tiene en cuenta que con los precios actuales se hace más fácil la explotación de este preciado metal, también se debe tener en cuenta que esa facilidad brindada debe ser reflejada a una explotación más técnica, que permita avanzar un peldaño más en la etapa de explotación y extracción del oro de las minas, utilizando métodos de explotación adecuados para el tipo de filón que se explota y un proceso de beneficio que sea más óptimo de acuerdo a la forma como aparezcan los valores dentro de la mena mineral.

Para el presente estudio se ha escogido la mina de oro y plata denominada Santa Isabel, de propiedad de la Sociedad Minera Santa Isabel, ubicada en el Municipio de Vetás, Departamento de Santander.

Este estudio servirá de base para la obtención de un crédito minero, de tal forma que permita poner en práctica las recomendaciones de carácter técnico que se proponen en el mismo.

GENERALIDADES

LOCALIZACION Y ACCESO

La mina está situada en el Municipio de Vetas, a unos 300 metros del casco urbano. El área se encuentra ubicada dentro de la plancha 110-I-C del Instituto Geográfico Agustín Codazzi.

El Municipio de Vetas está situado a 85 kilómetros de la ciudad de Bucaramanga, 60 de ellos por carretera pavimentada de Bucaramanga a Cúcuta, hasta el Corregimiento de Berlín y de este punto 25 kilómetros por un carreteable en regulares condiciones hasta la localidad de Vetas. De aquí parte un ramal que conduce a la vereda Borrero; por este ramal se recorren 300 metros y llegamos a las instalaciones de la mina.

CARACTERISTICAS DE LA REGION

Puede considerarse, sin lugar a exageración, que el 98% de la población de Vetas vive exclusivamente de la minería de oro y plata, bien como propietarios de las minas, como obreros de ellas y en ocasiones como comerciantes de estos metales.

Cualquier otra actividad está restringida y sólo se ejerce en horas de no laboreo en las minas, tal es el caso de la rudimentaria agricultura que se practica.

La situación ocupacional es bastante buena, ya que la totalidad de la población está empleada y sus salarios por lo general son superiores al mínimo establecido por la ley. La mayoría de trabajos se realizan adestajo lo que es más favorable para el empresario y el mismo minero.

SITUACION LEGAL

La mina de oro y plata denominada Santa Isabel pertenece a la Licencia No. 8367 cuyo beneficiario es Ruben Gamboa Arias. Dicha licencia se encuentra otorgada por el Ministerio de Minas y Energía, está lista para retirar despachos y efectuar la respectiva entrega.

FISIOGRAFIA

TOPOGRAFIA

La topografía es abrupta, con pendientes elevadas. La mina se encuentra situada a una altura de 3.200 metros sobre el nivel del mar y en la estribación Oeste del Páramo de San Turbán.

HIDROGRAFIA

La red principal de drenaje del área la constituye la quebrada Santa Isabel, que atraviesa las instalaciones de la mina (molino y planta de cianuración), la cual es afluente de la quebrada Vetas. Existen además pequeñas depresiones por donde corren aguas en período de lluvias.

El agua constituye uno de los serios problemas que afrontan los mineros de Vetas; ésta es muy escasa, casi inexistente en períodos secos y con avenidas rápidas en épocas de lluvia, causadas por la escasa vegetación y poca porosidad de las rocas de la región, que no permiten un almacenamiento del agua.

CLIMA Y VEGETACION

Dado su altitud (3.200 metros sobre el nivel del mar) el clima es de páramo, con temperaturas medias que oscilan entre 7 y 11 grados centígrados.

El clima es en general seco; las precipitaciones durante el año ocurren en períodos cortos y no determinados, posiblemente a causa de los vientos que afectan la Cordillera Oriental Colombiana (vientos alisios del suroeste), los cuales penetran a esta muy modificados. Así mismo los profundos valles de la cordillera engendran corrientes circulares de tipo local que son en su mayoría de ciclo diario, causando variaciones notorias en los períodos lluviosos y secos.

La vegetación es escasa, de tipo páramo, los suelos en general son improductivos, de pendientes muy fuertes, superiores al 50% e intensamente erosionados. Sólo en áreas muy reducidas se practican algunos cultivos de cebolla y papa.

GEOLOGIA

ESTRATIGRAFIA Y TECTONICA

En el área afloran tres tipos de formaciones perfectamente definidas :

- a) Formación Bucaramanga
- b) Rocas Igneas intrusivas ó cuarzo monzonitas
- c) Depósitos Cuaternarios

Formación Bucaramanga (PD bh) :

Está constituida por rocas metasedimentarias de alto grado como son : paraneises, esquistos pelíticos, semipelíticos y arenáceos, como rocas preponderantes y como rocas secundarias algunos mármoles, neises hornbléndicos y anfibolitos.

Las rocas de formación Bucaramanga son constituyente importante del maciso de Santander y son las más antiguas conocidas.

Localmente y dentro del área de la mina en estudio, la roca predominante es un neis-cuarzo-feldespático con biotita y raros cristales de hornblenda.

En general todos los neises se encuentran fuertemente alterados al parecer no sólo por la acción de la meteorización, sino también por los fenómenos hidrotermales que los afectan que han sido el origen de los yacimientos de oro y plata.

Cuarzo Monzonitas (Jrcg) :

Son rocas ígneas intrusivas que aparecen cortando los neises de la formación Bucaramanga. Dos cuerpos pequeños se han localizado en el área; uno bordeando el río Vetas en el extremo SW, y el otro sobre las instalaciones de la mina. Son rocas de color rosa pálido, grises y gris verdosas. Asociados a estos cuerpos se encuentran diques de cuarzo mineralizados con sulfuros en donde sobre salen la esfalerita y galena.

Depósitos Cuaternarios :

Buena parte del área está cubierta por depósitos cuaternarios, los cuales se consideran identificados como dos tipos específicos a saber : Depósitos fluvio-glaciales, constituidos por cantos angulares de 10 a 15 cms, envueltos en una masa arcillosa. Los cantos son principalmente de neises y se encuentran totalmente alterados.

Tipo de yacimientos :

El yacimiento está definido como venas de cuarzo masivo, algunas veces acompañado de pirita y calcopirita como sulfuros predominantes, galena y blenda como secundarios.

Los minerales valiosos los constituyen el oro y plata; ésta última se observa en forma nativa en grandes tenores formando enjambres de hilo de color brillante, que se oxida fácilmente al ser expuestas al medio ambiente.

Los filones han sido el producto del relleno de fracturas por una solución hidrometal mesotermal.

Los respaldos ó rocas encajantes son de origen ígneo (cuarzo-monzonitas). Presentan textura granular de grano fino a medio y son de color gris a verde, al microscopio se observa cuarzo como primer constituyente de la roca.

La dirección general de la mineralización es S 15° E y el buzamiento 46° NW.

MINERIA

METODO DE EXPLOTACION ACTUAL

El método de explotación que se adelanta en la mina Santa Isabel, es antitécnico y antieconómico, si se tiene en cuenta la baja recuperación de mineral aurífero.

A pesar del desorden en la explotación que se lleva a cabo, se pueden ajustar los trabajos al método de explotación por cámaras y pilares.

La preparación del depósito se realiza de una forma desordenada y se limita a la ejecución de tambores, clavadas, sobreguñas, diagonales, etc., siguiendo la dirección de la parte mineralizada.

La dimensión de las cámaras y pilares depende del enriquecimiento irregular de las zonas donde se realizan los tambores ó clavadas. También es un factor influyente la dureza del mineral, debido a que el minero que ejecuta la labor de arranque se le paga por metro avanzado, factor éste que lleva al minero a atacar el filón de una manera desordenada, buscando solo el rendimiento en el avance, sin prestarle mucha atención a la organización de la explotación y preparación del depósito para un futuro.

Como etapas fundamentales en la explotación actual, tenemos :

Elaboración de barrenos :

Los barrenos se efectúan por medio de varillas de perforación desde 0.60 hasta 1.80 mts

de largo y un diámetro de 1/2" a 3/4"; siendo la profundidad más común del barreno 1.20 mts. Estas varillas son accionadas por martillos neumáticos provistos de una pata de empuje hidráulico. Para efectos de la perforación se cuenta con un compresor de 160 pies cúbicos.

La elaboración de los barrenos no obedece a un esquema fijo, establecido para este tipo de mineral, sino que se efectúa de una manera arbitraria, donde juega un papel predominante la experiencia del minero.

Voladura :

Se efectúa por medio de dinamita (Fexagel) del 60 al 90%; se usa mecha de seguridad y fulminantes a base de mercurio.

No se posee una relación entre el consumo de dinamita y el material extraído, que nos sirva para cuantificar el valor de la toneladas de mineral extraídos.

Cargue - Transporte Interno y Externo :

El cargue se efectúa por medio de palas a vagonetas de 700 Kgs, con descargue lateral, las cuales se deslizan por carrileras de madera protegidas con ángulos de hierro.

El mineral arrancado por la dinamita en los frentes y tambores, es transportado desde di-

cho frente hasta la boca del tambor, por métodos manuales, donde por gravedad es depositado en la galería de transporte y de acá es cargado a las vagonetas que la transportan hasta el rumbón que sirve como plaza para el mineral que va ser sometido al proceso de molienda, concentración y precipitación en la planta de beneficio respectiva.

Fortificación :

Se efectúa por medio de madera, esta es muy escasa, debido a la alta resistencia de la roca encajante - cuarzo monzonitas -. En los tambores se colocan trozos de madera - perpendiculares a los respaldos, cuyo único objetivo es servir de puntales para el acceso por dichos tambores a los frentes de explotación de las sobreguías. Cuando los respaldos ceden, o se encuentra algún fenómeno geológico, se sostiene por medio de puertas trapezoidales.

Dimensiones de los avances :

Las dimensiones promedias de las galerías sobreguías y cruzados son :

Altura : 1.83 metros

Ancho : 1.49 metros

Espesor promedio de la veta ; 0.24 metros

Las dimensiones promedias de los tambores son :

Altura : 1.5 mts.

Ancho : 1.74 mts

Ventilación :

Se efectúa por tiro natural. No existe problemas por falta de oxígeno en los trabajos internos, ya que el 80% de los tambores comunica las dos guías de transporte, produciendo una circulación correcta del aire por los trabajos manteniéndose así la atmósfera de la mina lo suficientemente aireada.

Alumbrado y Desague :

El alumbrado se efectúa con lámparas de carburo. El desague se efectúa por gravedad. La mina es bastante húmeda, máxime si tenemos en cuenta que la perforación se efectúa por vía húmeda.

Seguridad Minera :

Los mineros carecen de los elementos mínimos de seguridad como : casco, botas, guantes, mascarillas antipolvo, etc.

PROCESO DE BENEFICIO ACTUAL

El proceso de beneficio es efectuado de una forma muy rudimentaria, sólo por el poco oro y/o plata libre que produce, en molos molinos y por el oro y/o plata que se logra obtener tratando luego los residuos obtenidos por una cianuración muy cruda, utilizando el sistema de percolación.

Se puede asegurar que el oro que se va a los ríos y quebradas, contenido en los residuos mal elaborados, es considerable.

Por lo tanto es el momento adecuado para entrar por intermedio del presente Informe a desarrollar un sistema de beneficio acorde a las características mineralógicas de la mina en estudio, el cual será descrito más adelante.

El proceso actual de beneficio se basa en los siguientes pasos :

1.- Trituración :

Se efectúa manualmente, por medio de macetas.

2.- Molienda :

Se efectúa por medio de molino californiano, el cual es alimentado manualmente con mineral cuyo tamaño fluctúa entre 1 a 4 pulgadas y en formas completamente irregulares. El molino es accionado por rueda pelton motor diesel ó motor eléctrico.

3.- Concentración o amalgamación :

Se efectúa sobre canalones. A la salida del molino, se colocan paños para efectuar una preconcentración de los sulfuros que contienen el oro y la plata.

La recuperación del oro y la plata de este preconcentrado se hace por medio de un proceso de concentración en el cernedor y este concentrado se somete al corte en batea.

El oro y la plata, así obtenidos se amalgaman posteriormente. El concentrado, una vez extraído parte del oro y la plata libres, se almacena para su posterior remolienda, la cual se efectúa en pequeños molinos de bolas, de donde pasa el material remolido nuevamente al cernedor y por medio de la batea se recupera el oro y la plata liberadas mecánicamente yendo al resto de los productos de la remolienda al proceso de cianuración.

4.- Cianuración y precipitación :

Las arenas y concentrados, mencionados arriba, se someten a un proceso de cianuración por percolación y posterior precipitación pasando por los siguientes pasos :

- a) Cargue de las arenas a cianurar en cantidad de 20 a 25 toneladas por cada tina (seis en total), y lavada con agua para eliminar las sales solubles.

- b) Agregar a cada tina la cantidad de cal necesaria para obtener un Ph entre 7.5 y 8.0.
- c) Adición de cianuro a cada tina 2.0 Kg por tonelada.
- d) Adición de agua para disolver el cianuro, hasta obtener una solución de 3 por 1.000 partes.
- e) La solución de cianuro rica en metales preciosos, que sale de las tinas, se hace pasar por las cajas de precipitación, las cuales contienen viruta de zinc, que hace que precipite el oro y la plata contenido en la solución.
- f) Después de las cajas de precipitación, la solución de cianuro es recibida en una tina, de donde es bombeado cada 12 horas a las tinas de cianuración para así repetir el ciclo durante el tiempo que dure la cianuración.
- g) El tiempo que dura el proceso de cianuración y precipitación oscila entre 20 a 25 días.
- h) El precipitado así obtenido es secado y llevado a fundición.

Durante la cianuración, se lleva un control del proceso sobre : PH₂, concentración de cianuro, consumo del mismo, consumo de zinc, tiempo de tratamiento, etc., no obstante la recuperación de valores, no es la más óptima esperada.

5.- Instalaciones y Equipos Existentes :

Para llevar a cabo el beneficio del mineral se posee una planta de tratamiento con las siguientes instalaciones y equipos (Foto No. 1) :

- Dos ramadas
- Dos molinos californianos de 3 pisones, con sus respectivos motores eléctricos.
- Una mesa wilfley
- Canales para transporte del material a los tanques de tratamiento.
- Seis (6) tinas de cianuración.
- Dos (2) tanques de deslodamiento o decantación.
- Seis (6) cajas de precipitación
- Un cecedor
- Un barril para remoler concentrados.

RESULTADOS DE LOS ANALISIS DE MUESTRAS DEL
PROCESO DE BENEFICIO

El anhelo constante por conocer a cabalidad las variables que se conjugan en el proceso de beneficio actual, me llevó a efectuar mediciones de la velocidad del molino, caudal entrante, caudal circulante y tiempo requerido para que un objeto recorra la longitud de un canalón tomado como referencia, que me sirve para el cálculo de la velocidad del agua circulante.

Esas mediciones me sirvieron de base para el cálculo que a continuación se presenta, el cual da una idea del valor real de las variables primarias que se conjugan en el proceso.

El cálculo abarca dos puntos :

- 1.- Cálculo de velocidad y caudal de agua, y
 - 2.- Medición de la velocidad del molino.
- 1.- Cálculo de velocidad y caudal de agua

A) Molino No. 1

- a.- Velocidad : para tal efecto se tomó como referencia el canalón No. 2 que es el que vierte su producto a un canalón por donde circula el producto del molino No.2. Se tomó longitud del canalón y posteriormente se hicieron 10 medidas del tiempo gasta-

do por un objeto (trozo de papel) para recorrer dicho canalón a una velocidad igual a la del agua circulante.

Medida No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Tiempo Seg.	1.1	1.2	1.2	1.3	1.5	1.6	1.3	1.4	1.2	1.2

$$L = 1.34$$

$$t_p = \frac{f}{10} = \frac{13.0}{10} = 1.3$$

$$t_p = 1.3 \text{ seg.}$$

$$V = \frac{L}{t_p} = \frac{1.34 \text{ m}}{1.3 \text{ seg.}} = 1.0308 \text{ m/seg}$$

$$V = 1.0308 \text{ m/seg}$$

L = Longitud del canalón

t = tiempo empleado por el objeto para recorrer dicha longitud.

t_p = tiempo promedio

V = velocidad del agua circulante por el canalón

b.- Caudal de agua que entra en el proceso : para éste cálculo se tomó como referencia un recipiente de volumen conocido (10 lt), se efectuaron diez mediciones del tiempo requerido para que el agua suministrada al molino ocupase dicho volumen, luego se to-

ma el promedio de dichos tiempos y se calcula el caudal circulante.

Medida No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Tiempo Seg.	19.1	19.7	19.0	19.2	19.4	21.1	20.1	20.3	19.2	20.

$$t_p = \frac{\sum t}{10} = \frac{196.3}{10} = 19.63 = 19.6$$

$$t = 19.6 \text{ seg.}$$

$$Q = \frac{10 \text{ lit}}{t_p} = \frac{10 \text{ lit}}{19.6 \text{ seg}} = 0.51 \text{ lit/seg}$$

$$Q = 0.51 \text{ lit/seg}$$

t = tiempo empleado por el agua entrante para llenar el recipiente de 10 litros.

t_p = tiempo promedio

Q = caudal circulante

Nota : en esta parte no se tomó en cuenta una cantidad de agua adicional que se suministra al molino, por ser estar de carácter muy variable, ya que proviene del desagüe de la mina (socavón No. 1) y a veces merece ser considerada pero en ocasiones tiende a cero.

B) Molino No. 2

a.- Velocidad : se tomó como referencia la parte del canalón comprendida desde el descargue de los paños hasta donde sale el mineral del molino No. 1. Las características del procedimiento son similares a las del molino No. 1.

Medida No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Tiempo Seg.	0.8	0.6	0.6	0.7	0.6	0.8	0.7	0.7	0.8	0.6

$$L = 0.88 \text{ m}$$

$$t_p = \frac{t}{10} = \frac{6.3}{10} = 0.63 \quad 0.5$$

$$t_p = 0.6$$

$$V = \frac{L}{t_p} = \frac{0.88 \text{ m}}{0.6 \text{ seg}} = 1.467 \text{ m/seg}$$

$$V = 1.467 \text{ m/seg}$$

b.- Caudal de agua que entra al proceso : el procedimiento fué igual para el molino No. 1.

Medida No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Tiempo Seg.	7.8	7.4	7.4	7.5	7.0	7.1	7.3	7.6	7.2	7.6

$$t_p = \frac{t}{10} = \frac{73.9}{10} = 7.39 \quad 7.4$$

$$t_p = 7.4 \text{ seg}$$

$$Q = 1.35 \text{ lit/seg}$$

C) Unión producto de los dos molinos

a.- Velocidad : Procedimiento similar a los anteriores

Medida No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Tiempo Seg.	1.8	1.6	1.9	1.6	1.8	1.9	1.6	1.8	1.9	1.7

$$L = 2.5 \text{ m}$$

$$t_p = \frac{t}{10} = \frac{17.6}{10} = 1.76 \approx 1.8$$

$$t_p = 1.8 \text{ seg}$$

$$V = \frac{L}{t_p} = \frac{2.5 \text{ m}}{1.8 \text{ seg}} = 1.389 \text{ m/seg}$$

$$V = 1.389 \text{ m/seg}$$

b.- Caudal de agua circulante por este lugar :

$$Q_1 = Q_1 + Q_2$$

$$Q_1 = 0.51 \text{ lit/seg} + 1.35 \text{ lit/seg} = 1.86 \text{ lit/seg}$$

$$Q_1 = 1.86 \text{ lit/seg}$$

Q_1 = Caudal circulante por este sitio del proceso

Q_1 = Caudal entrante del molino No. 1

Q_2 = Caudal entrante del molino No. 2

Nota : no se hizo la medición del caudal para comprobar el Q_1 y hallar las pérdidas del caudal en el proceso, porque no existía el punto donde se pudiera tomar esta medida con exactitud. Pero no obstante en una próxima visita, se recomienda tomar esta medida a la entrada de la mesa wilfley, para encontrar la diferencia entre Q_1 calculada y Q_1 entrante.

$$Q_1 \text{ entrante} - Q_1 \text{ calculado} = \text{Pérdidas (quedan pendientes)}$$

D) Salida mesa wilfley

a.- Velocidad : procedimiento similar a los anteriores.

Medida No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Tiempo Seg.	4.3	4.5	4.6	4.8	4.8	4.5	4.7	4.8	4.8	4.7

$$L = 3.60 \text{ m}$$

$$t_p = \frac{t}{10} = \frac{46.5}{10} = 4.65 \quad 4.7$$

$$t_p = 4.7 \text{ seg}$$

$$V = \frac{L}{t_p} = \frac{3.60 \text{ m}}{4.7 \text{ seg}} = 0.766 \text{ m/seg}$$

b.- Caudal de agua circulante

$$Q_t = Q_1 + Q_2 + Q_3 = Q_1 + Q_3$$

Q_t = caudal total circulante

Q_1 = caudal entrante al molino No. 1

Q_2 = caudal entrante al molino No. 2

Q_3 = caudal entrante a la mesa (falta por medir.)

2.- Medición de la velocidad del molino

A) Molino No. 1

Se emplea el método directo, o sea el del conteo de los golpes por minuto del molino.

Medida No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Tiempo Seg.	97	96	98	100	99	99	99	99	99	100

$$V_p = \frac{V}{10} = \frac{98.6}{10} = 9.86 \quad 99$$

$$V_p = 99 \text{ golpes/min}$$

$$V = \text{Velocidad media}$$

$$V_p = \text{velocidad promedio}$$

B) Molino No. 2

Igual método del molino anterior

Medida No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Velocidad golpes/min	103	103	103	105	103	104	103	103	103	103

$$V_p = \frac{V}{10} = \frac{1033}{10} = 103.3 \quad 103$$

$$V_p = 103 \text{ golpes/min}$$

Con respecto al proceso de beneficio en sí, se efectuó un muestreo cada hora, durante seis horas, en las partes más importantes del proceso como son: entrada del molino, sa-

lida del molino, unión de las salidas de ambos molinos (por contor la planta con dos molinos), concentrados mesa wilfley, colas mesa wilffly, salida de los canchales a tanque de deslodamiento y tinas de cianuración. A cada una de estas muestras se les efectuó su respectiva ensaye de oro y plata, obteniendo así una idea de la cantidad de material precioso circulante en cada etapa del proceso de beneficio y permitiendonos efectuar un análisis de la recuperación de los valores.

CUADRO No. 1
ANALISIS DE CABEZAS

Referencia	Descripción	Au gr/ton	Ag gr/ton
OM - 1	Mineral de alimentación a los molinos 1a hora	8.00 *	665.25*
OM - 2	Mineral de alimentación a los molinos 2a. hora	8.00	340.00
OM - 3	Mineral de alimentación a los molinos 3a. hora	8.00	188.25
OM - 4	Mineral de alimentación a los molinos 4a. hora	8.00	214.50
OM - 5	Mineral de alimentación a los molinos 5a. hora	Trazas	39.25*
OM - 6	Mineral de alimentación a los molinos 6a. hora	8.00	106.75

* Datos excluidos

Durante el período que estuvo trabajando la totalidad de la planta se efectuaron los muestreos de salida de mineral de cada molino, en cada uno de los canalones; concentrados de la mesa wilfley y colas de arenas.

CUADRO No. 2
ANÁLISIS DE LA SALIDA DEL 1^{er}. Molino

Referencia	Descripción	Au gr/ton	Ag gr/ton
OM - 1A	Mineral a la salida del primer molino 1a hora	29.00*	44.00
OM - 2A	Mineral a la salida del primer molino 2a. hora	Trazas	81.75
OM - 3A	Mineral a la salida del primer molino 3a. hora	63.50 *	224.75
OM - 4A	Mineral a la salida del primero molino 4a. hora	12.00	259.50
OM - 5A	Mineral a la salida del primer molino 5a. hora	16.00	282.25
OM - 6A	Mineral a la salida del primero molino 6a. hora	Trazas	71.50

CUADRO No. 3.
ANALISIS SALIDA MOLINO 2do.

Referencia	Descripción	Au gr/ton	Ag gr/ton
OM - 7	Mineral a la salida del segundo molino 1a. hora	6.5	171.50
OM - 8	Mineral a la salida del segundo molino 2a. hora	Trazas *	Trazas
OM - 9	Mineral a la salida del segundo molino 3a. hora	6.00	182.50
OM - 10	Minera a la salida del segundo molino 4a. hora	25.00 *	229.00
OM - 11	Mineral a la salida del segundo molino 5a. hora	7.00	129.000
OM - 12	Mineral a la salida del segundo molino 6a. hora	5.00	131.25

CUADRO No. 4
ANALISIS MEZCLA SALIDA MOLINOS 1 y 2

Referencia	Descripción	Au gr/ton	Ag gr/ton
OM - 7A	Mezcla de la salida de los molinos 1a. hora	50.00*	340.00
OM - 8A	Mezcla de la salida de los molinos 2a. hora	5.25	156.00
OM - 9A	Mezcla de la salida de los molinos 3a. hora	8.00	186.50
OM - 10A	Mezcla de la salida de los molinos 4a. hora	5.50	154.50
OM - 11A	Mezcla de la salida de los molinos 5a. hora	8.50	143.50
OM - 12A	Mezcla de la salida de los molinos 6a. hora	3.00 *	40.00

CUADRO No. 5
ANALISIS AL FINAL DEL CANALON DEL
1er. MOLINO

Referencia	Descripción	Au gr/ton	Ag gr/ton
OM - 13	Arenas al final de canalón del 1er. molino 1a. hora	4.50	194.50
OM - 14	Arenas al final de canalón del 1er. molino 2a. hora	6.00	152.00
OM - 15	Arenas al final de canalón del 1er. molino 3a. hora	63.50 *	224.75
OM - 16	Arenas al final del canalón del 1er. molino 4a. hora	Trazas *	Trazas
OM - 17	Arenas al final del canalón del 1er. molino 5a. hora	5.50	159.50
OM - 18	Arenas al final del canalón del 1er. molino 6a. hora	3.50	71.50

CUADRO No. 6
ANALISIS AL FINAL DEL CANALON DEL 2do. MOLINO

Referencia	Descripción	Au gr/ton	Ag gr/ton
OM - 13A	Arenas al final del canalón del 2do. molino 1a. hora	19.00 *	198.00
OM - 14A	Arenas al final del canalón del 2do. molino 2a. hora	10.00 *	142.00
OM - 15A	Arenas al final del canalón del 2do. molino 3a. hora	6.00	107.00
OM - 16A	Arenas al final de canalón del 2do. molino 4a. hora	6.00	188.00
OM - 17A	Arenas al final del canalón del 2do. molino 5a. hora	2.00	158.50
OM - 18A	Arenas al final del canalón del 2do. molino 6a. hora	4.00	102.25

CUADRO No. 7
ANALISIS MEZCLA AL FINAL DE LOS CANALONES

Referencia	Descripción	Au gr/ton	Ag gr/ton
OM - 19	Mezcla al final de los canalones 1a hora	6.25	158.00
OM - 20	Mezcla al final de los canalones 2a hora	5.25	106.25
OM - 19A	Mezcla al final de los canalones 3a hora	3.25	107.50
OM - 20A	Mezcla al final de los canalones 4a hora	4.25	179.75
OM - 21	Mezcla al final de los canalones 5a hora	6.50	107.25
OM - 22	Mezcla al final de los canalones 6a hora	Trazas *	37.50

CUADRO No. 8
ANALISIS COLAS DE MESA

Referencia	Descripción	Au gr/ton	Ag gr/ton
OM - 45	Colas de la mesa wilfley 1a hora	19.00 *	198.00
OM - 46	Colas de la mesa wilflye 2a hora	12.00 *	180.00
OM - 47	Colas de la mesa wilfley 3a hora	3.50	68.00
OM - 48	Colas de la mesa wilfley 4a hora	4.00	63.00
OM - 49	Colas de la mesa wilfley 5a hora	3.00	52.50
OM - 50	Colas de la mesa wilfley 6a hora	3.50	45.50

CUADRO No. 9
ANALISIS CONCENTRADOS DE MESA

Referencia	Descripción	Au gr/ton	Ag gr/ton
OM - 51	Concentrados de la mesa wilfley 1a hora	Trazas	90.75
OM - 52	Concentrados de la mesa wilfley 2a. hora	Trazas	98.25
OM - 53	Concnetrados de la mesa wilfley 3a. hora	10.00 *	179.00
OM - 54	Concnetrados de la mesa wilfley 4a. hora	4.50	113.50
OM - 55	Concentrados de la mesa wilfley 5a. hora	Trazas	105.50
OM - 56	Concentrados de la mesa wilfley 6a. hora	10.50 *	247.50

CUADRO No. 10
ANÁLISIS ARENAS A CIANURAR

Referencia	Descripción	Au gr/ton	Ag gr/ton
OM - 57	Arenas a tinajas de cianuración 1a hora		
OM - 58	Arenas a tinajas de cianuración 2a. hora	3.00	151.50
OM - 59	Arenas a tinajas de cianuración 3a. hora	4.50	82.00
OM - 60	Arenas a tinajas de cianuración 4a. hora	3.50	82.50
DM - 61	Arenas a tinajas de cianuración 5a. hora	Trazas *	Trazas
OM - 62	Arenas a tinajas de cianuración 6a. hora	5.00	96.00

Al efectuar los promedios de los diferentes ensayos al fuego efectuado para cada grupo del muestreo, excluyendo de él aquellos valores cuyo resultado no se ajusta a las condiciones reales del mineral en estudio, obtendremos los contenidos de oro y plata en gr/ton, en los sitios escogidos de este proceso de beneficio, cuyo fin primordial es la cuantificación del mismo.

	<u>Au gr/ton</u>	<u>Ag gr/ton</u>
- Mineral alimentado a los molinos	8.00	212.38
- Salida del molino No. 1	7.00	173.75
- Salida del molino No. 2	6.12	153.56
- Mezcla de la salida de molinos Nos. 1 y 2	6.81	160.12
- Arenas al final del canalón del molino No. 1	4.88	144.37
- Arenas al final del canalón del molino No. 2	4.50	138.94
- Mezcla al final de los canalones de los molinos Nos. 1 y 2	5.1	131.75
- Concentrados de mesa wilfley	1.12	25.88
- Colas de mesa wilfley	3.50	102.00
- Arenas finas de cianuración	4.00	103.00

Análisis de recuperación de valores

1. Valores retenidos en los paños del primer canalón.

A. Molina No. 1

$$\text{Recuperación} = \frac{\text{entrada} - \text{salida}}{\text{entrada}} \times 100$$

$$\text{Recuperación oro} = \frac{7.00 - 4.88}{7.00} \times 100 = 30.28\%$$

$$\text{Recuperación oro} = 30.28\%$$

$$\text{Recuperación plata} = \frac{173.75 - 144.37}{173.75} \times 100$$

$$\text{Recuperación plata} = 16.91\%$$

B. Molino No. 2

$$\text{Recuperación oro} = \frac{6.12 - 4.5}{6.12} \times 100 = 26.47\%$$

$$\text{Recuperación plata} = \frac{153.56 - 138.94}{153.56} \times 100 = 9.52\%$$

$$\text{Recuperación oro} = 26.47\%$$

$$\text{Recuperación plata} = 9.52\%$$

2. Valores retenidos en la cocentración por mesa Wilfley

$$\text{Recuperación oro} = \frac{\text{concentrados mesa}}{\text{entrada de material a la mesa}} \times 100$$

$$\text{Recuperación plata} = \frac{25.88}{131.75} \times 100 = 19.64\%$$

$$\text{Recuperación plata} = 19.64\%$$

$$\text{Recuperación oro} = \frac{1.12}{5.1} \times 100 = 21.96\%$$

$$\text{Recuperación oro} = 21.96\%$$

3. Valores que se van a cianuración

$$\text{Valores} = \frac{\text{arenas finas de cianuración}}{\text{mineral alimentado a los molinos}} \times 100$$

$$\text{Valores oro} = \frac{4.00}{8.00} \times 100 = 50\%$$

$$\text{Valores oro a cianurar} = 50\%$$

$$\text{Valores plata} = \frac{103.00}{212.38} \times 100 = 48.50\%$$

$$\text{Valores plata a cianurar} = 48.50\%$$

En la planta de beneficio se trata 15 toneladas de mineral en bruto por día, durante 20 días por mes; lo cual nos daría un promedio de 300 toneladas de mineral tratado por mes; del cual se recuperan 9.000 gramos de plata y 450 gramos de oro.

Por lo tanto la efectividad del proceso sería :

$$\text{Valores de oro que entran al proceso} = 4.00 \text{ gr/ton} \times 300 \text{ ton} = 1.200 \text{ gramos}$$

$$\text{Valores de plata que entran al proceso} = 103 \text{ gr/ton} \times 300 \text{ ton} = 30.900 \text{ gramos}$$

$$\text{Recuperación oro} = \frac{450}{1.200} \times 100 = 37.5\%$$

$$\text{Recuperación plata} = \frac{9.000}{30.900} \times 100 = 29.12\%$$

Analizando un poco estos resultados tenemos :

Entrada de oro al molino = 8.00 gr/ton

Entrada de plata al molino = 212.38 gr/ton

Salida de oro del molino = 6.81 gr/ton

Salida de plata del molino = 160.12 gr/ton

Pérdidas de oro en el primero paso = $\frac{8 - 6.81}{8} \times 100 = 14.87\%$

Pérdidas de plata en el primer paso = $\frac{212.38 - 160.12}{212.38} \times 100 = 24.60\%$

Estas pérdidas se deben a varios factores, entre ellos están :

- Trituración deficiente, que impide que el valor llegue a su punto óptimo de liberación.
- Excesiva alimentación de agua, que obliga al material a ser expulsado, por el efecto del impacto del pizón, en el interior del recipiente donde se efectúa el quebrantamiento y posterior molienda.

- Excesiva velocidad del molino; ya que ésta no es regulada ni tenida en cuenta durante todo el proceso. Esta no debe exceder de 90 golpes por minuto y si miramos los cálculos presentados atrás, ésta oscila entre 99 y 103 golpes por minuto. Continuando con el proceso, tenemos que en el segundo paso del mismo, o sea el de los paños de recuperación fué:

$$\text{Recuperación oro} = \frac{6.81 - 51}{6.81} \times 100 = 25.11\%$$

$$\text{Recuperación plata} = \frac{160.12 - 131.75}{160.12} \times 100 = 17.72$$

que llevados a términos del proceso inicial luego de socar las pérdidas del primer paso, daría 85.13% de oro y 75.4% de plata, que entran al proceso de beneficio en sí.

$$\text{Recuperación de oro} = \frac{85.13 \times 25.11}{100} = 21.37\%$$

$$\text{Recuperación de plata} = \frac{75.4 \times 17.72}{100} = 13.36\%$$

Por lo tanto pasan para el tercer paso, mesa wilffley, 63.76% de oro y 62.04% de plata.

En el tercer paso, mesa wilffley, la recuperación fué:

$$\text{Recuperación oro} = \frac{1.12}{5.1} \times 100 = 21.96\%$$

$$\text{Recuperación de plata} = \frac{25.88}{131.75} \times 100 = 19.64\%$$

Llevando estos valores al que viene del proceso inicial, se tiene :

$$\text{Recuperación de oro} = \frac{63.76 \times 21.96}{100} = 14.00\%$$

$$\text{Recuperación de plata} = \frac{52.04 \times 19.64}{100} = 12.18\%$$

La cual nos daría que al último pasa, o sea el de cianuración, la concentración de valores que debe llegar es : 49.76% de oro y 49.86% de plata.

Si volvemos un poco atrás, tenemos que en el punto tres (3) de la parte de análisis de recuperación de valores, teníamos que el material que entró a cianuración tenía el 50% de oro y el 48.50% de plata, tomados con respecto a la concentración en la entrada del molino. Podemos observar que se tienen unas pérdidas en este transcurso del proceso de :

$$\text{Pérdida de oro} = \text{no hay pérdidas} \approx 0\%$$

$$\text{Pérdida de plata} = 49.86\% - 48.50\% = 1.36\%$$

Que sumadas a las pérdidas calculadas inicialmente, nos da hasta esta parte del proceso

$$\text{Pérdidas oro} = 12.5\%$$

$$\text{Pérdidas plata} = 24.6\% + 1.36\% = 25.96\%$$

Por último en el proceso de cianuración se obtuvo una recuperación del 37.5% de oro y 29.12% de plata. Llevando estos valores al proceso total obtenemos la recuperación y las pérdidas en el último paso del proceso de beneficio:

$$\text{Recuperación de oro} = \frac{50 \times 37.5}{100} = 18.75\%$$

$$\text{Recuperación de plata} = \frac{48.5 \times 29.12}{100} = 14.12\%$$

Por lo tanto las pérdidas en este último paso del proceso serán:

$$\text{Recuperación de oro} = 49.76\% - 18.75\% = 31.01\%$$

$$\text{Recuperación de plata} = 48.5\% - 14.12\% = 34.38\%$$

Concluyendo tenemos:

$$\text{Recuperación total del proceso para oro} = 21.37\% + 14.00\% + 18.75\%$$

$$\text{Recuperación total de oro} = 54.12\%$$

$$\text{Recuperación total del proceso para plata} = 13.36\% + 12.18\% + 14.12\%$$

$$\text{Recuperación total de plata} = 39.66\%$$

$$\text{Pérdidas totales en el proceso para oro} = 14.87 + 31.01$$



ASPECTO DEL AREA Y PLANTA DE BENEFICIO DE LA LICENCIA No. 6387.

Pérdidas totales para oro = 45.88%

Pérdidas totales en el proceso para plata = 24.60 + 1.36 + 34.38

Pérdidas totales para plata = 60.34%

Observando un poco estos valores y teniendo en cuenta que el mineral aquí procesado es un 90% plata, el proceso deja escapar el 60.34% de dicho valor; mientras el oro por entrar en un 10% del total sólo alcanza a perderse el 45.88%, valores estos que quedan en las arenas, como colas de la cianuración y que son botados río abajo.

PROCESO DE BENEFICIO PROPUESTO

Observando un poco los resultados obtenidos en el proceso de beneficio actual y teniendo en cuenta que se pierde entre el 50 a 60% de los valores, porque los residuos de la cianuración no se almacenan, se hace imperiosa la necesidad de una investigación científica que conduzca al aprovechamiento de este 50 ó 60% que se va a los ríos o quebradas aledañas a nuestras minas de los distritos mineros de Vetos y California.

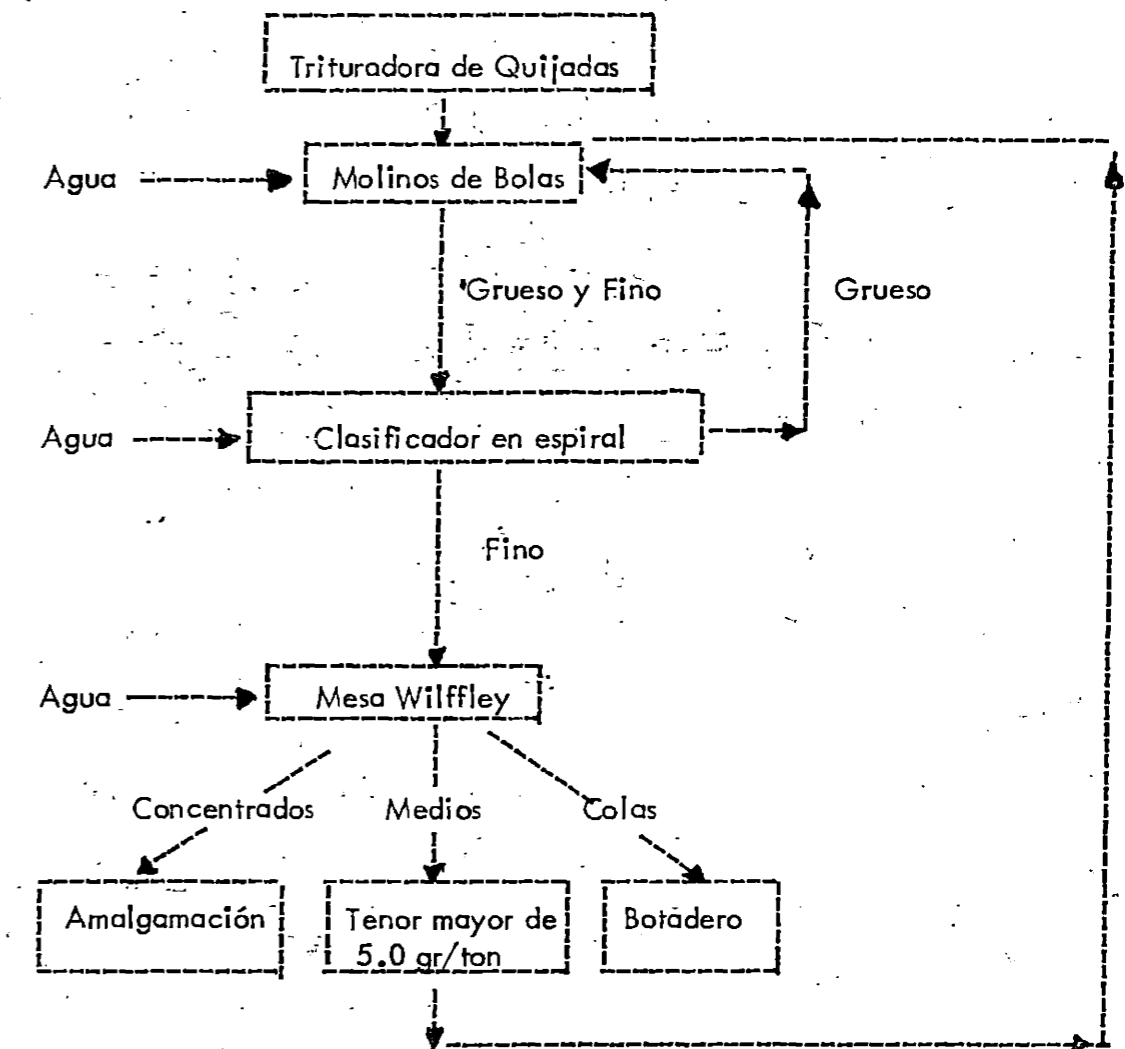
No pretendo, con este diagrama de flujo propuesto para esta mina, entregar la solución total para el problema de estos distritos mineros, sólo quiero aportar una primera piedra que siembre la inquietud y cree en el minero una consciencia de cambio frente al proceso mismo de transformación de sus minerales.

Es obvio que todo cambio debe ir acompañado de un período de educación del per

sonal frente al nuevo sistema a implantar, pero esta es una labor que hemos venido realizando desde tiempo atrás por medio de seminarios, conferencias y además formas posibles por las que se puede llegar al minero nato. Prueba de ello es el "Curso Integral de Minería y Beneficio de Minerales" dictado en Vetas en Noviembre de 1.979, del cual poseen copias y cada uno de las empresas mineras de Vetas, tal vez sea este el motivo principal que me impulsa a la descripción del presente proceso de beneficio de mineral auro-argentífero, que ocupa todo el área de estos distritos mineros.

Este diagrama es válida para minerales que contengan sulfuros na muy complejos, porque para estos casos específicos se hace necesario una variación.

Tomando como referencia el mineral explotado en la mina Santa Isabel y después de un detenido estudio de sus constituyentes me vi precisado a recomendar como diagrama de flujo óptimo el que a continuación describo.



Entre las ventajas que ofrece este sistema tenemos:

- 1.- Eliminamos parcialmente la cianuración y por ende el problema de contaminación de las aguas. Claro que éste puede utilizarse a pequeña escala, en caso de que las colas de mesa nos den una riqueza apta para este proceso.
- 2.- El grado de molienda obtenido es el óptimo para garantizar la liberación casi total de los valores presentes en el mineral madre.

- 3.- La recuperación es mayor, ya que las variables del proceso son ajustadas correctamente, según normas mundiales para el funcionamiento de dicha maquinaria.
- 4.- El espacio ocupado por la planta es mucho más reducido (un 50% menor) que el empleado en una planta como las actuales.
- 5.- Los costos de procesamiento del mineral se reducen ostensiblemente, ya que se están eliminando una serie de materiales que en la mayoría de los casos es innecesaria su utilización.
- 6.- La producción aumenta, por ser mayor la capacidad instalada de esta planta que la existente.
- 7.- Los costos de mantenimiento de la planta disminuyen, ya que los elementos constitutivos de la misma son más resistentes que los de la planta instalada en la actualidad, y por ende la vida útil de la planta propuesta es superior a la existentes actualmente. También es de resaltar que la lubricación de las máquinas propuestas es intermitente, por medio de aceiteras ubicadas en los sitios específicos de lubricación, cosa que no posee ninguna de las máquinas instaladas en el proceso.

Es natural que también posee desventajas entre las cuales podemos citar :

- a) Por ser un proceso en el cual sus variables son ajustadas según normas internacionales, cualquier variación de estas conlleva a un desequilibrio de la totalidad del sistema. Por lo tanto necesita de un operario calificado para su control cotidianamente.

- b) El costo de instalación es muy superior al de la planta actual. Por lo tanto la inversión inicial es superior, comparativamente con la de una planta de cianuración.

CALCULO DE RESERVAS

Como la extracción del mineral en este depósito se efectúa sin seguir un orden definida en su explotación, se hace un tanto difícil un muestreo sistemático del mismo, la cual es básico para el cálculo de reservas probadas y probables de un depósito filoniano.

Para obviar un poco esta situación, se realizó el cálculo de reservas, de la mina Santa Isabel tomando como base los siguientes criterios :

Reservas probadas :

Corresponde a aquella parte de los trabajos actuales, que aparece como desarrollo de la mina y a la vez la prepara para explotaciones futuras (pilares comprendidos por sobreguías y tambores de la explotación actual). Además la parte comprendida entre el último tambor y 20 metros adelante del frente de explotación (1, 2, 52, en plana adjunto).

Reservas probables :

Se toma como continuación de la mineralización 1/4 parte del área explotada en la dirección del filón, veinte metros desde el último tambor hacia el Noreste (A y B en plana adjunto).

Reservas posibles :

Se toma como continuación de la mineralización 100 metros hacia el Suroeste y 250 en la dirección del filón. (C en plano adjunto).

Además se tuvieron en cuenta las siguientes factores.:

- 1.- Como el filón es casi vertical, no se hizo corrección del área por buzamiento.
- 2.- Se tomó 2.2 ton/m^3 como peso específico del mineral aurífero.
- 3.- Del muestreo realizado y las potencias del filón, tomadas en cada caso, se obtuvo una potencia promedio de 0.314 metros. Cuadro No. 10

CUADRO No. 10

CARACTERISTICAS DEL FILON

Muestra	Espesor (m)	Buzamiento	Rumbo
OM 1	0.30	78° NE	S 36° W
OM 2	0.30	86° NE	S 25° W
OM 3	0.30	82° NE	S 25° W
OM 4	0.40	82° NE	S 25° W
OM 5	0.45	82° NE	S 25° W
OM 6	0.60	75° NE	S 68° W
OM 7	0.40	82° NE	S 68° W
OM 14	0.20	83° NE	S 46° W
OM 15	0.30	85° NE	S 40° W
OM 16	0.25	80° NE	S 40° W

Muestra	Espesor (m)	Buzamiento	Rumbo
OM - 17	0.25	87° NE	S 35° W
OM - 18	0.20	80° NE	S 25° W
OM - 19	0.20	82° NE	S 25° W
OM - 20	0.25	78° NE	S 28° W

\bar{e}_{1p} = espesor promedio túnel 1

e_{2p} = espesor promedio túnel 2

e_p = espesor promedio de la mina

$$e_{1p} = \frac{e_1 + e_2 + \dots + e_7}{7}$$

$$e_{1p} = \frac{0.3 + 0.3 + 0.3 + 0.4 + 0.45 + 0.6 + 0.4}{7}$$

$$e_{1p} = 0.939$$

$$e_{2p} = \frac{e_{14} + e_{15} + \dots + e_{20}}{7}$$

$$e_{2p} = \frac{0.2 + 0.3 + 0.25 + 0.25 + 0.20 + 0.20 + 0.25}{7}$$

$$e_{2p} = 0.236$$

$$e_p = \frac{e_{1p} + e_{2p}}{2}$$

$$ep = \frac{0.393 + 0.236}{2}$$

$$ep = 0.314$$

B_{1p} = Buzamiento promedio túnel 1

B_{2p} = Buzamiento promedio túnel 2

B_p = Buzamiento promedio de la mina

$$B_{1p} = \frac{B_1 + B_2 + \dots + B_7}{7}$$

$$B_{1p} = \frac{78 + 86 + 82 + 82 + 75 + 82}{7}$$

$$B_{1p} = 81^\circ$$

$$B_{2p} = \frac{B_{14} + B_{15} + \dots + B_{20}}{7}$$

$$B_{2p} = 82.14^\circ$$

$$B_p = \frac{B_{1p} + B_{2p}}{2} = \frac{81 + 82.14}{2}$$

$$B_p = 81.58^\circ \quad 82^\circ$$

$$B_p = 82^\circ \text{ NE}$$

R_{1p} = Rumbo promedio túnel 1

R_{2p} = Rumbo promedio túnel 2

R_p = Rumbo promedio de la mina

$$R_{1p} = \frac{R_1 + R_2 + \dots + R_7}{7}$$

$$R_{1p} = \frac{36 + 25 + 25 + 25 + 25 + 68 + 68}{7}$$

$$R_{1p} = 38.86^\circ$$

$$R_{2p} = \frac{R_{14} + R_{15} + R_{20}}{7}$$

$$R_{2p} = \frac{46 + 40 + 40 + 35 + 25 + 25 + 28}{7}$$

$$R_{2p} = 34.14^\circ$$

$$R_p = \frac{R_{1p} + R_{2p}}{2} = \frac{38.86 + 34.14}{2}$$

$$R_p = 36.5^\circ \quad 37^\circ$$

$$R_p = S \ 37^\circ W$$

Con estos valores y los factores anotados arriba, se calcularon las reservas para el depósito.

Para tal efecto se dividió el área en bloques, numerados de 1 a 52 para las reservas probadas. Denotados por A y B para las reservas probables y como C las reservas posibles (Ver plano adjunto).

CUADRO No. 11

Bloque	Area (m ²)	Volúmen (m ³)	Peso (Ton.)
1	110.00	34.54	75.99
2	25.00	7.85	17.27
3	105.00	32.97	72.53
4	34.50	10.83	23.83
5	22.10	6.94	15.27
6	20.80	6.43	14.15
7	25.50	8.01	17.62
8	16.90	5.31	11.67
9	25.44	7.99	17.57
10	8.62	2.71	5.96
11	7.00	2.20	4.84
12	12.88	4.04	8.90
13	412.25	129.45	287.78
14	16.70	5.24	11.53
15	1,115.00	350.11	770.24
17	23.98	7.53	16.56
18	30.26	9.50	20.90
19	22.61	7.10	15.62
20	65.45	20.55	45.21
21	28.28	8.88	19.54

Continuación

22	68.58	21.53	47.38
23	23.00	7.22	15.89
24	175.95	55.25	121.55
25	6.82	2.14	4.71
26	13.42	4.21	9.27
27	27.20	8.54	18.79
28	46.20	14.51	31.92
29	16.72	5.25	11.55
30	110.90	34.83	76.63
31	13.25	4.16	9.15
32	168.72	52.98	116.55
33	6.46	2.03	4.46
34	45.60	14.32	31.50
35	7.26	2.28	5.02
36	68.40	21.48	47.25
37	5.88	1.85	4.06
38	68.85	21.62	47.56
39	5.88	1.85	4.06
40	69.92	21.95	48.30
41	13.94	4.38	9.63
42	27.36	8.59	18.90
43	15.04	4.72	10.39
44	101.84	31.98	70.35
45	11.44	3.59	7.90
46	85.12	26.73	58.80
47	76.00	23.86	52.50
50	849.68	266.80	586.96
51	7.15	2.24	4.94
52	253.60	73.98	162.75
53	12.80	4.02	8.84
54	273.60	85.91	189.00

Sub - total

3.309.54

Asumiendo un margen de seguridad para dichas reservas del 80% tenemos :

Total reservas probadas = 2.647.63 toneladas 2.600 toneladas

Total reservas probadas = 2.600 toneladas

CUADRO No. 12

RESERVAS PROBABLES

Bloque	Area (m ²)	Volúmen (m ³)	Peso (Ton)
A	3.970	1.246.58	2.742.48
B	2.300	722.20	1.588.84
Sub- Total			4.331.32

Asumiendo un margen de seguridad del 80% tenemos :

Reservas probables = 3.465.06 toneladas

Reservas probables = 3.400 toneladas

CUADRO No. 13

RESERVAS POSIBLES

Bloque	Area (m ²)	Volúmen (m ³)	Peso (Ton)
C	25.000	7850	17.270

Asumiendo un factor de seguridad del 60% tenemos :

Reservas posibles : 10.362 toneladas

Reservas posibles : 10.300 toneladas

CUADRO No. 14

ANALISIS DE MUESTRAS

Muestra No.	Oro gr/ton	Plata grs/ton
OM 2B	12.50	315.00
OM 3 B	7.00	299.50
OM 5B	3.00	136.00
OM 6B	7.00	132.00
OM 7B	3.30	44.70
OM 17B	5.30	55.70
OM 18B	6.30	109.40
OM 19B	11.00	191.30
Promedios	6.92	160.51

CUADRO No. 15

RESERVAS EN VALORES DE ORO Y PLATA

Reservas	Reservas oro (kgs)	Reservas plata (kgs)
Probadas	17.99	417.33
Probables	23.53	545.73
Posibles	71.28	1.653.25

Total	112.80	2.526.31
-------	--------	----------

SISTEMA DE EXPLOTACION TECNICO QUE SE

PROPONE

I. ESCOGENCIA DEL SISTEMA DE EXPLOTACION

En la escogencia del método de explotación, se debe tener presente, que sea aquel que reúna los siguientes requisitos fundamentales :

- a) -Garantizar seguridad y condiciones sanas de trabajo.
- b) Asegurar el desgaste mínima de fuerza y una alta productividad, con base en la mecanización y automatización de los procesos productivos.
- c) Garantizar al mínimo de pérdidas y una alta calidad del mineral extraído.
- d) Garantizar la dimensión necesaria de extracción.

Los factores minero-geológicos que influyen en la escogencia del sistema de explotación se dividen en : constantes variables y afines.

Las constantes comprenden el espesor, buzamiento, la estabilidad del mineral y de las rocas encajantes. Estos factores ejercen influencia fundamental y constante en la escogencia del sistema de explotación.

Las variables comprenden la forma y dimensiones del cuerpo mineral, en el sentido del desarrollo longitudinal y profundidad, el valor del mineral y el carácter de la distribución en él de los componentes, la presencia de mineral de beneficio en las rocas circundantes, la tendencia del mineral a la adherencia, etc.

Los fines se refieren al grado de prospección y estudio del yacimiento, la experiencia en la aplicación de éste o aquel sistema de explotación, el costo en la región dado de maderos, materiales de relleno y otros.

Los factores señalados tienen a veces importancia en la escogencia del sistema de explotación, pero la influencia de cada uno de ellos no se hace sentir en todos los casos.

En la escogencia del sistema de explotación ha tenido mayor acogida práctica el método de exclusión. Este método consiste en analizar la posibilidad de aplicación que tengan, en las condiciones específicas, todos los sistemas de explotación conocidas, con la exclusión de aquellos que resulten inconvenientes, así sea por uno solo de los factores minero-geológicos.

Generalmente la escogencia del sistema de explotación se efectúa después de realizar trabajos experimentales en condiciones de producción y de hacer un análisis comparativo de los índices técnico-económicos.

2. SISTEMA DE EXPLOTACION ELEGIDO

Teniendo en cuenta las recomendaciones para la escogencia del sistema de explotación, descritas en el numeral anterior, se procedió a analizar las características del depósito en estudio y a elegir el que más se acomodara a ellas.

Entre los factores que identifican el depósito están :

Buzamiento promedio : 82°

Espesor promedio : 0.314 m

Roca encajante : Neises de la formación Bucaramanga y además presenta gran cantidad de cuarza-monzonita.

El depósito es trabajada sin un orden bien definido en su extracción; ó en términos generales posee una explotación completamente desordenada, donde las variables que se conjugan son la dureza y la concentración aparente de mineral de beneficio valioso, factores estos que conllevana una escasa recuperación y por ende al agotamiento en menos tiempo del prevista de las reservas.

Las características anotadas para este depósito permiten ubicar el sistema de explotación requerido dentro de los pertenecientes a la primera clase, o sea la que comprende aquellos sistemas de explotación en los cuales el espacio explotado (bloque sector) permanece abierto en el período de los trabajos de extracción.

Esta clase abarca los siguientes sistemas de explotación :

- a) Escalonados descendentes
- b) Escalonados ascendentes
- c) Cámaras y pilares
- d) Compactos
- e) Con arranque de mineral por sub-pisos
- f) Con arranque de mineral por pisos

Analizando las condiciones específicas de aplicación de cada uno de ellos encontramos que el que más se acomoda a las del depósito problema es el escalonado ascendente; ya que es un sistema aplicable a yacimientos de filones de gran buzamiento espesores de 0.6 a 3 metros de mineral de beneficio valiosos y rocas circundantes estables.

Labores de desarrollo

Abarcan todos los accesos a las zonas mineralizadas y la división del yacimiento en unidades de explotación o caserones. Como inicialmente vamos a tratar de organizar la explotación existentes en una longitud de 60 metros; las labores de desarrollo se encuentran ya realizadas.

Labores de preparación :

Abarcan los laboreos que son necesario dentro y alrededor de la unidad de explotación para iniciar la producción en ella. Normalmente contempla la creación de una primera cámara libre y la construcción de accesos a los puntos desde los que se realizarán las operaci

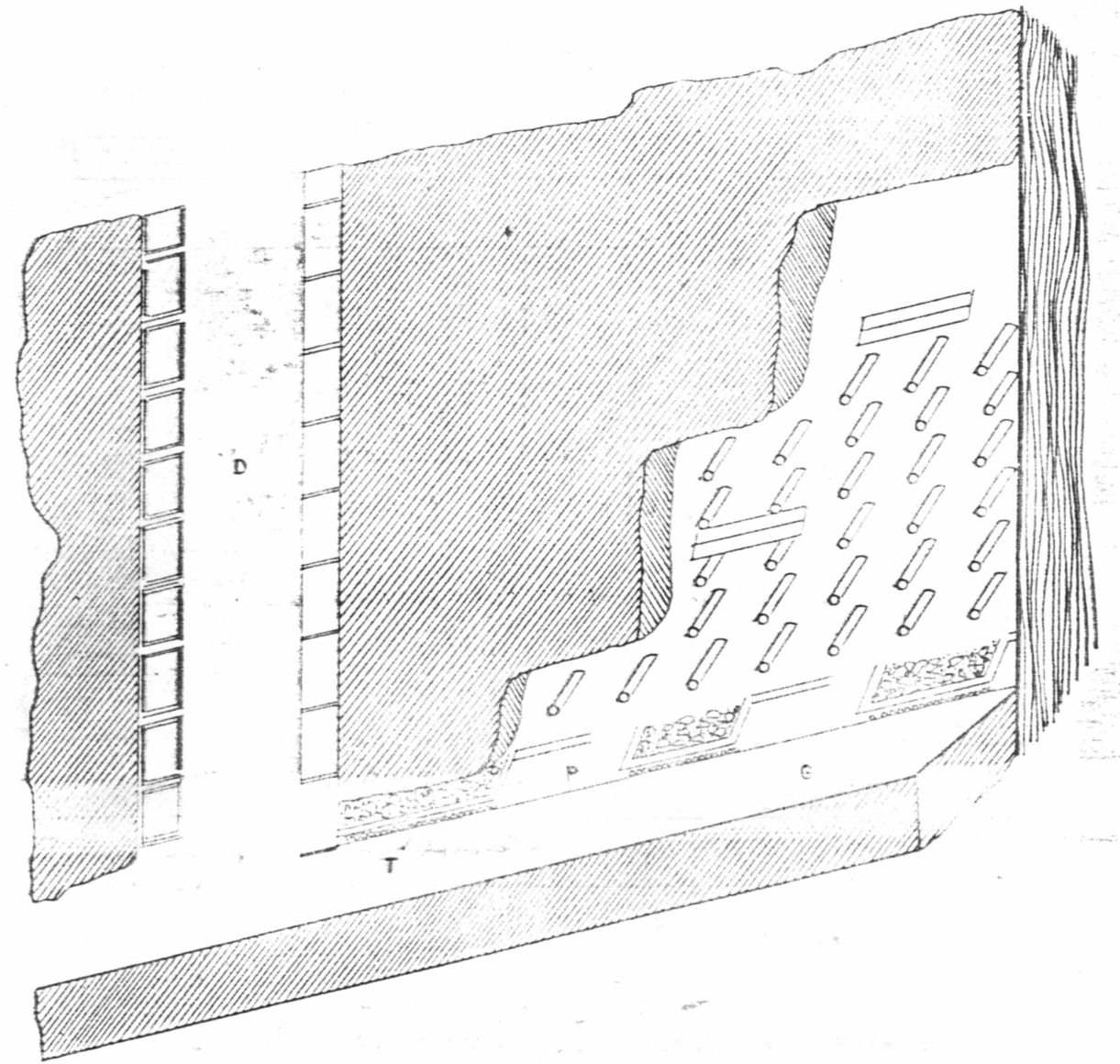


Fig. No.1 EXPLOTACION ENTIBACION Y DESARROLLO A PARTIR DEL
EL TAMBOR D .

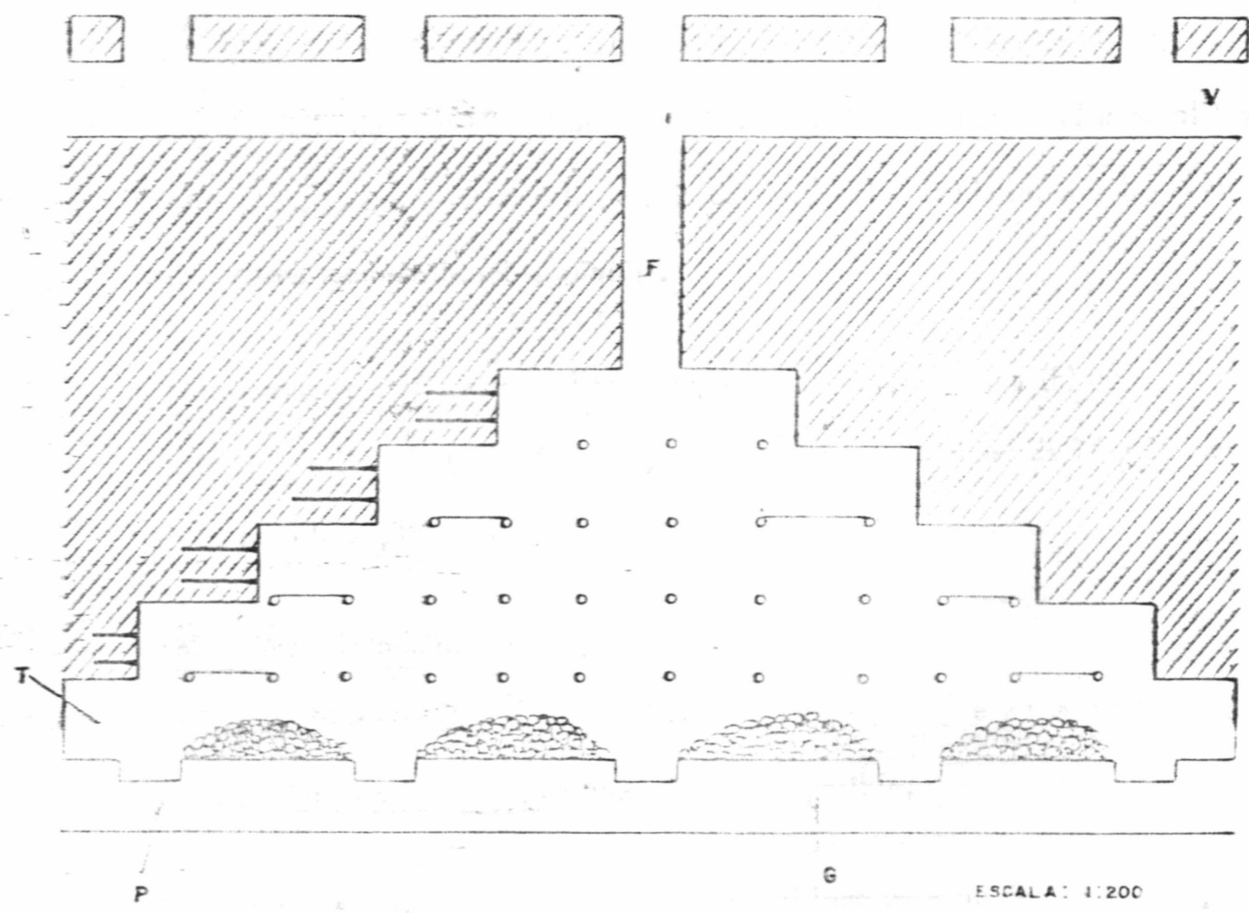


Fig. No. 2 - EXPLOTACION ENTIBACION Y DESARROLLO A PARTIR DE
EL TAMBOR F .

nes de arranque y cargue. En términos generales la preparación consiste en la construcción de tambores y sobreguías.

Se continuará abanzando los tambores (D) y (E) en la dirección del buzamiento hasta una distancia de 13 y 10 metros respectivamente (medidos sobre el mineral) en la mineralización. Luego se avanza la galería de ventilación (V) hasta unir los tambores (D) y (E). Como también la sobreguía(G).

Posteriormente a 25 metros del tambor (E) se avanza al tambor (F) hasta alcanzar la galería de ventilación (V), 15 metros, quedando así dos bloques de 14 y 25 metros preparados para la explotación.

Labor de explotación :

Es una combinación de las operaciones de arranque, cargue y transporte, destinada a extraer el mineral en la forma más económica posible.

Los trabajos de corte consisten en avanzar, al lado derecho del tambor (D), ó ambos lados del tambor (F), la galería de descargue (T). Se dejan machones de protección (P) de 2.5 metros en la galería de descargue (G) y en las sobreguías importantes. La explotación se llevará a cabo en retroceso desde el bloque más alto y el límite de explotación hacia afuera. Figuras 1 y 2.

Se construirán vertederos (tolvas), sobre el machón de seguridad, cada seis metros.

Se realizarán tareas específicas así :

Perforación y arranque.: Para perforaciones se utilizarán dos métodos :

- 1.- Con martillos picadorea neumáticos, los cuales se utilizarán para perforar los frentes de la guía principal de transporte, tambores, sobreguías y explotación.
- 2.- Con taladros y martillos de golpe manual que serán utilizados en el avance de tambores y en la explotación misma.

El arranque del mineral aurífero se realiza de abajo hacia arriba, por capas horizontales de 1.5 - 2.0 metros de altura. El arranque simultáneo de varias capas, con adelanto de las capas inferiores en relación con las superiores, da a la línea de los frentes la forma escalonada. Los escalones quedarán de 3 metros de largo y 1.5 - 2.0 metros de alto, de tal manera que en cada bloque caben 10 escalones en los cuales se puede trabajar simultáneamente.

Para un avance de 1.0 metros de espesor se puede adoptar el siguiente esquema de perforación y encendida. Figura No. 3.

Número total de barrenos : 5

Longitud de barrenos : 0.6 - 1.2 metros

Longitud de carga utilizada : 70%

Longitud total perforada : 3.0 - 6.0 metros

Dinamita utilizada : hexagel 90%

Avance esperado por quema : 0.5 - 1.0 metro

Toneladas arrancadas por quema : 1.8 - 3.5

Las perforaciones se realizarán paralelas a la cara libre (horizontales).

Cargue y transporte :

El mineral arrancado en la quema cae directamente sobre el machón de seguridad en la galería de transporte (G) por gravedad, y de allí se da a las vagonetas a través de los vertederos (tolvas), que transportan el mineral aurífero hasta la bocamina.

Entibación :

Como las rocas circundantes estables no exigen palanqueo, aquí el palanqueo sirve solamente para el montaje de andamios en el espacio de extracción.

El palanqueo se efectúa mediante codales o tomapuntas (estemples) que se colocan perpendiculares a los respaldos y entre ellos se colocan cuñas de madera, golpeándolo hasta que quede forzada. Los mineros trabajan sobre tabloncillos colocados sobre los codales, en forma de andamios, que sirven también como escalera para el acceso a los frentes de explotación.

EVALUACION ECONOMICA

Presento ahora la evaluación económica del proyecto y se determina la utilidad obtenida.

Activos Fijos:

Se refieren a construcciones, terrenos, muebles y enseres, maquinaria y equipo.

Se consideran los activos fijos existentes con los cuales se alcanza una producción de 300 ton/mes.

CUADRO No. 16

CONSTRUCCIONES Y TERRENOS

Denominación	Total (\$)
Terrenos	50.000.00
Red trifásica de alta tensión 200 mts. con transformador.	60.000.00
Instalaciones Internas con contador de 50 W.	60.000.00
Siete tinas de hierro y cemento	400.000.00
Un tanque para solución	15.000.00

Continuación

Dos tanques para almacenamiento de arenas	15.000.00
Seis piezas de material con techos de zinc y madera, pisos de cemento y puertas de madera.	90.000.00
Pieza de material, pisos de cemento, techos de zinc y concreto, puertas de hierro.	30.000.00
Un tanque para agua.	5.000.00
Ramada para el molino y planta de cianuración	20.000.00
Pieza con techo de zinc para el compresor.	10.000.00
Total	\$755.000.00

CUADRO No. 17

MAQUINARIAS, EQUIPOS Y HERRAMIENTAS

Denominación	Cantidad	Precio Unitario (\$)	Total (\$)
Compresor Broom Wade de 160 CV.	1	1'000.000.00	1'000.000.00
Lubricadores de aceite para martillos.	2	6.000.00	12.000.00

Continuación

Motor Lister de 16 H.P. No. 162.26	1	70.000.00	70.000.00
Motor Lister de 16 H.P. No.108162250	1	60.000.00	60.000.00
Motor eléctrico 15 H.P. Mar-Weg.	1	40.000.00	40.000.00
Motor eléctrico 12 H.P. marca Delcorosa.	1	30.000.00	30.000.00
Motor eléctrico 0.9 H.P. Marca Delcorosa	1	6.000.00	6.000.00
Motor eléctrico 2 H.P. Maeca Weg	1	5.000.00	5.000.00
Motor eléctrico 2 H.P. Marca Weg	1	6.000.00	6.000.00
Motor eléctrico 1.5 H.P. Marca Delcorosa.	1	6.000.00	6.000.00
Motor eléctrico 1.0 H.P. General	1	4.000.00	4.000.00
Motobomba marca Werticon	1	10.000.00	10.000.00
Arrancadores estrella triángulo R18-25	2	20.000.00	40.000.00
Molinos californianos 3 pisones	2	200.000.00	400.000.00
Bariles amalgamadores	2	10.000.00	20.000.00
Mesa concentradora Wilffley	1	60.000.00	60.000.00
Generador de corriente Marca KLM de 4.5 K V A	1	30.000.00	30.000.00

Continuación

Arrancador estrella triángulo Marca Elmeyer R-18-25.	1	15,000.00	15,000.00
Contactores de corriente 1.5 y 2 H.P.	2	3,000.00	6,000.00
Martillos de perforación marca Holman MSL 96	2	40,000.00	40,000.00
Columna hidráulica para perforar	1	40,000.00	40,000.00
Martillo picador	1	20,000.00	20,000.00
Balanza Elmer 200 gramos	1	5,000.00	5,000.00
Esmiríl marca Black Decker No. 4310	1	6,000.00	6,000.00
Esmeriladora marca Black Decker	1	20,000.00	20,000.00
Taladro marca Black Decker No. 1320	1	6,000.00	6,000.00
Carretilla de hierro	1	1,000.00	1,000.00
Vagonetas de 1/2 ton. capacidad	2	10,000.00	10,000.00
Tarrajá de 1/2" a 2"	1	8,000.00	8,000.00
Tarrajá para tornillos de 1/4" a 3/8"	1	8,000.00	8,000.00
Barrenas de 7/8 x 1.60	4	3,000.00	12,000.00
Barrenas de 7/8 x 1.20	3	1,000.00	3,000.00
Barrenas de 7/8 x 0.8	2	750.00	1,500.00
Otras herramientas varias			20,000.00

Continuación

Tubería galvanizada de 1" mt.	30	150.00	4.500.00
Tubería de 3/4 " mt.	270	100.00	27.000.00
Accesorios, Tes, uniones, universales			3.000.00
Manguera de alta presión mts	40	500.00	20.000.00
Manguera de polietileno de 1/2", mts	300	12.00	3.600.00
Manguera de polietileno de 3/4", mts	300	15.00	4.500.00
Manguera de caucho para agua mts	200	10.00	2.000.00
Manguera de polietileno para agua mts	300	10.00	3.000.00
Riel de 1.5", mts	60	300.00	18.000.00
Carrilera con ángulo de hierro mts.	400	400.00	160.000.00
Tanque de hierro para almacenamiento de ACPM	1	10.000.00	10.000.00
Escritorio de 10 gavetas	1	3.000.00	3.000.00
Caja de seguridad marca Royal Compair M125	1	20.000.00	20.000.00
Archivador marca ASYCO	1	4.000.00	4.000.00

Total	\$ 2'353'100'00
-------	-----------------

CAPITAL DE TRABAJO

Efectivo:

Comprende el valor de la nómina y servicios, durante un período de un mes.

CUADRO N.º 18

NOMINA Y SERVICIOS

Denominación	Valor (\$)
Sueldos: según nóminas recientes	110.000.00
Honorarios	3.000.00
Servicio de electricidad	6.000.00
Subsidio y SENA (6%)	6.600.00
Transportes	3.000.00
Seguros	1.500.00

Continuación

Otros imprevistos 6.000.00

Total	\$ 136.100.00
-------	---------------

Insumos:

Se tiene en cuenta materiales tales como: explosivos (dinamita, fulminantes y mechas), cianuro, cal, leña, carbón mineral, combustibles y lubricantes.

CUADRO No. 19

INSUMOS

Descripción	Cantidad	Valor Unitario (\$)	Vr Total (\$)
Cajas de dinamita del 70%	7	3.000.00	21.000.00
Cianuro de sodio del 99%, potes.	6	7.000.00	42.000.00
Fulminantes, unidades	800	3.00	2.400.00
Mecha de seguridad, mts.	800	8.00	6.400.00
Combustibles y lubricantes gls.	60	50.00	3.000.00

Continuación

Cal, leña y carbón mineral	6.000.00
Total	\$ 80.800.00

CUADRO No. 20

INVERSION TOTAL

Detalle	Valor
Construcción y Terreno	755.000.00
Maquinarias, Equipos y Herramientas	2'353.100.00
Nómina y Servicios	136.100.00
Insumos	80.800.00
Total	\$ 3'325' 000.00

INGRESOS Y EGRESOS MENSUALES

Ingresos:

Se calculan en base a la producción mensual de mineral, a los tenores y a la

recuperación obtenido por el sistema de beneficio empleado.

Mineral producido:	300 toneladas	
Tenor promedio de Oro:	6.92 Gr/ton.	
Recuperación de Oro:	54.12%	
Gramos de Oro recuperados:	374.51 grs.	
Precio promedio gramo de Oro:	\$ 650.00	
Valor producción de Oro:	\$243.431.50	
Tenor promedio de plata:	\$160.51 grs/ton.	
Recuperación de plata:	39.66%	
Gramos de plata recuperados:	6.365.83 grs.	
Precio promedio gramos de plata:	\$18.00	
Valor producción de plata:	\$114.584.94	\$114.585.00
Valor producción total:	\$358.016.50	

Egresos:

Mano de Obra	\$ 136.100.00
Insumos	80.800.00
TOTAL	\$216.900.00

Utilidad:

Utilidad por mes = 358.016,50 - 216.900,00

Utilidad por mes = \$141.116,50

Utilidad por año = \$1.693.398,00

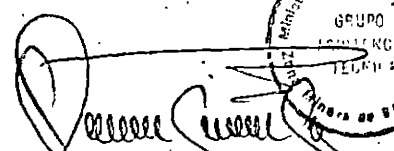
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

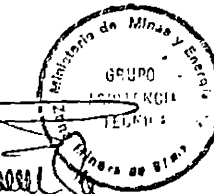
- 1.- La mina de oro y plata filoniana, denominada Santa Isabel, se encuentra dentro del área de la Licencia No. 8367.
- 2.- El rendimiento del molino californiano es bajo, debido a que no existe un tamaño de alimentación definido y por lo tanto toda variación en él conlleva a una variación en el grado de molienda y eficiencia de la máquina.
- 3.- El análisis del proceso de beneficio actual, reportó una recuperación para oro del 54.12% y para la plata del 39.66%.
- 4.- La mesa concentradora wilffley no funciona eficientemente, debido a que la malla que posee el molino es de un tamaño que deja pasar el mineral no apto para la concentración por dicho medio. Es de anotar que el mineral valioso tampoco alcanza su grado de liberación con la trituración dada por el aparato de conminución.
- 5.- Las reservas obtenidas en términos de oro y plata son las siguientes:


Reservas	Oro (Kg)	Plata (Kg)
Probadas	17.99	417.33
Probables	23.53	545.73
Posibles	71.28	1,563.25

- 6.- La recuperación tan baja de los valores contenidos en el mineral madre, ha
ce pensar en una investigación detallada del proceso de beneficio más ópti-
mo, que garantice una recuperación lo más alta posible.
- 7.- El proceso de beneficio recomendado, en el cual se presenta su respectivo dia-
grama de flujo, corresponde al primer paso a dar para la solución del proble-
ma enunciado en el numeral 6, pero exige una investigación más a fondo de -
las variables del proceso antes de su aplicación directa.
- 8.- De acuerdo al análisis económico efectuado en el presente Informe, la mina o-
frece una rentabilidad que justifica el proceso de explotación y beneficio que
se lleva a cabo en ella, y más aún permite entrar en la etapa experimental de
un nuevo proceso de beneficio más óptimo que el actual.

Elaborado por:


OSCAR DE JESUS MEJIA MEJIA
Ingeniero de Minas
Zona Minera de Bucaramanga



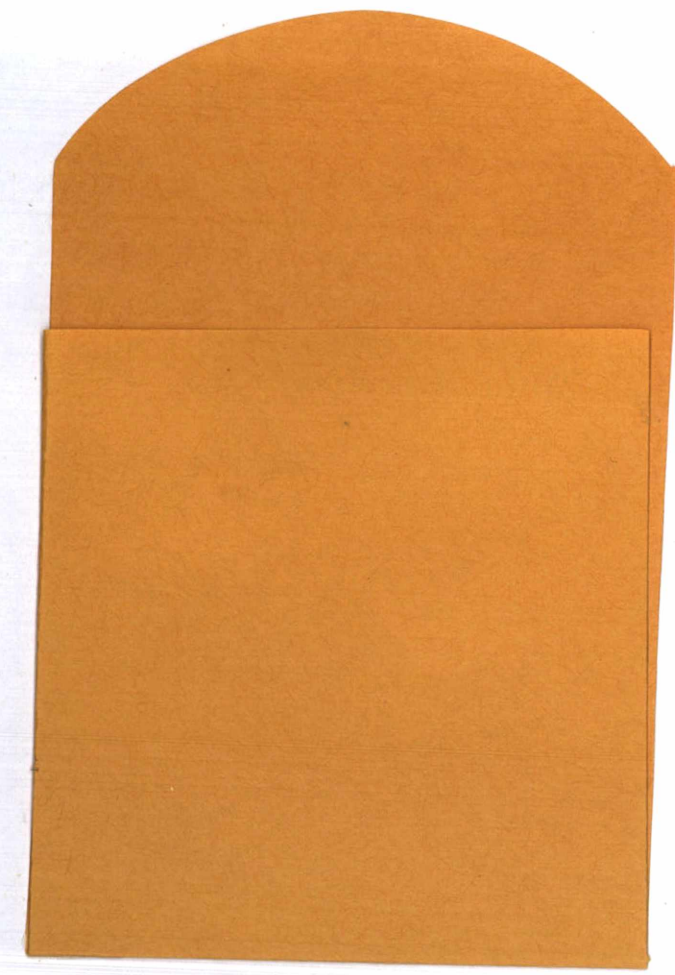
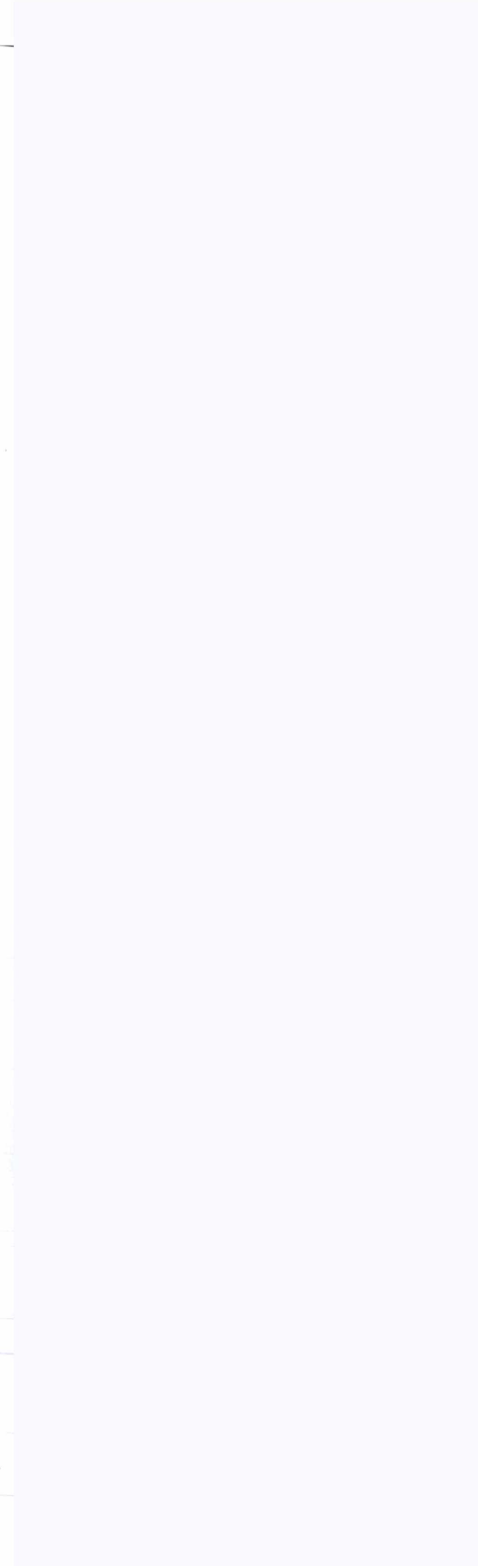

Original Firmado
ALFREDO GONZALEZ F.
Vo. Bo. ALFREDO GONZALEZ FORERO
Ing. Jefe Encargado Zona Mine-
ra de Bucaramanga.

Estudio técnico económico mina de Oro y Plata Santa Isabel, Municipio de Vetas, Departamento de Santander: Informe 101, Ministerio de Minas y Energía

331.76 M458e Ej.1

CATALOGADO POR: HELP FILE LTDA

FECHA PEDIDO	PRESTADO A	FECHA DEVUELTO



SIN CDD. BARBAS