

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA DE GEOLOGICA MINERA
Y METALURGICA



CAMBIO DE METODO DE MINADO DE CORTE Y
RELLENO A HUNDIMIENTO POR SUBNIVEL

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERIA DE MINAS

PRESENTADO POR:

ERICK ARTURO PUENTE GARCIA

LIMA – PERU
2009

INDICE

CAPITULO I

Introducción

| | |
|------------------------|---|
| 1.1. Antecedentes..... | 1 |
| 1.2. Objetivo..... | 2 |
| 1.3. Hipótesis..... | 2 |

CAPITULO II

Geología General de Raura

| | |
|-------------------------------------|---|
| 2.1. Litología..... | 4 |
| 2.1.1. Rocas Sedimentarias..... | 4 |
| 2.1.2. Formación Chimú..... | 5 |
| 2.1.3. Formación Carhuaz..... | 5 |
| 2.1.4. Formación Jumasha..... | 5 |
| 2.1.5. Rocas Ígneas..... | 6 |
| 2.2. Geología Estructural..... | 7 |
| 2.3. Geología Económica..... | 7 |
| 2.4. Mineralización en Vetas..... | 8 |
| 2.5. Mineralización en Cuerpos..... | 8 |
| 2.6. Geología Local..... | 8 |

CAPITULO III

Consideraciones Actuales de Operación Mina

| | |
|---|----|
| 3.1. Ubicación de la mina..... | 13 |
| 3.2. Descripción de la mina..... | 16 |
| 3.2.1. Proceso Geológico..... | 16 |
| 3.2.2. Proceso de Minado..... | 16 |
| 3.2.2.1. Evaluación Económica y Plan de Minado..... | 16 |
| 3.2.2.2. Preparación del Tajo..... | 17 |
| 3.2.2.3. Explotación de la Reserva Mineralizada..... | 18 |
| 3.2.3. Proceso de Beneficio..... | 18 |
| 3.3. Operaciones de Minado Subterráneo. | 18 |
| 3.4. Métodos de Explotación..... | 21 |
| 3.4.1. Método Corte y Relleno Ascendente..... | 22 |
| 3.4.2. Método Hundimiento por Subnivel..... | 22 |
| 3.4.3. Método de Almacenamiento Provisional Dinámico..... | 23 |

CAPITULO IV

Método de Explotación y Planeamiento de la Operación

| | |
|---|----|
| 4.1. Elección del método de explotación..... | 25 |
| 4.2. Hipótesis del Informe de Suficiencia..... | 27 |
| 4.3. Diseño del método de explotación Hundimiento por Subniveles..... | 28 |
| 4.3.1. Descripción del método de explotación..... | 28 |

| | |
|---|----|
| 4.3.2. Diseño de Malla de perforación..... | 32 |
| 4.3.3. Secuencia de minado..... | 33 |
| 4.4. Planeamiento de minado con el método Hundimiento por Subnivel..... | 34 |
| 4.4.1. Reservas de mineral..... | 34 |
| 4.4.2. Análisis Geomecánico..... | 34 |
| 4.4.3. Tonelaje explotable con el método Hundimiento por Subnivel..... | 37 |
| 4.4.4. Programa de preparaciones..... | 38 |

CAPITULO V

Operaciones Unitarias del minado y selección de equipos para el método de explotación subterránea Hundimiento por Subnivel

| | |
|--------------------------------|----|
| 5.1. Perforación..... | 40 |
| 5.2. Voladura..... | 41 |
| 5.3. Acarreo y Extracción..... | 42 |

CAPITULO VI

Comparación de los métodos de explotación subterránea Corte y Relleno Vs Hundimiento por Subnivel

| | |
|---|----|
| 6.1. Producción Mensual con ambos métodos..... | 43 |
| 6.2. Comparación del costo unitario de ambos métodos..... | 49 |
| 6.2.1. Costo de las Operaciones Unitarias de Minado..... | 49 |

| | |
|--|----|
| 6.3. Análisis de Costo por Servicios Auxiliares..... | 51 |
| Conclusiones..... | 57 |
| Recomendaciones..... | 61 |
| Referencias Bibliográficas..... | 63 |
| ANEXOS..... | 64 |

SUMARIO

El objetivo del presente informe es demostrar un mayor índice de productividad con un cambio en el método de explotación de Corte y Relleno ascendente a Hundimiento por subnivel.

En el cuerpo donde se cambio el método de explotación se contó con un área de 600 m² una altura de 11.25 m un volumen de 6,750 m³ considerando una dilución del 10%, el tonelaje estimado de 23,625 TN. El valor de mineral aproximadamente de \$80.16/TM y un costo de producción aproximadamente de \$50/TM, el margen operativo de \$30/TM. Si bien el costo de producción es relativamente alto. El incremento en la producción también es considerable de 40 toneladas a 100 toneladas diarias, mostrando una mayor productividad, las variaciones y comparaciones de costo de producción y la extracción de mineral se observará con mayor detalle en el presente informe.

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1. Antecedentes.

Para maximizar la utilidad de la empresa se debe seleccionar cuidadosamente el método de explotación que se va a aplicar, entre las variedades de métodos cada uno de ellos tiene ciertas particularidades que se aplicará a determinadas condiciones de explotación. Uno de los métodos de explotación subterránea es el hundimiento por subniveles. En este informe, se pretende identificar y analizar los factores que determinan la viabilidad del método anteriormente mencionado en una reserva mineralizada.

Raura es una mina polimetálica perteneciente a la mediana minería, que en la actualidad viene aplicando el método de explotación de hundimiento por subniveles, en los cuerpos Gayco y Halley con bastante éxito, este método es de larga data en Raura, a lo largo de este tiempo se ha logrado dominar el tema y se tiene como meta extender su aplicación hacia los cuerpos de

Blanquita en el Abra y Niño Perdido en Catuva. Se ha logrado minimizar los costos de producción a niveles de \$. 11.0/ton y elevado la productividad a 18.0 ton/hh adicionalmente se ha comprobado que es un método seguro de bajo costo.

En el siguiente trabajo se presentará el método de explotación Hundimiento por Subniveles, para el cuerpo Halley, haciendo un comparativo con el método de minado de corte y relleno.

1.2. Objetivo.

El presente informe tiene como objetivo presentar la aplicación del método de hundimiento por subniveles con taladros largos para el cuerpo Halley, haciendo un comparativo con el método de minado de corte y relleno.

1.3. Hipótesis.

Demostrar que el método de explotación subterránea Hundimiento por Subniveles, es más productivo, que el método Corte y Relleno, teniendo en cuenta consideraciones necesarias, como por ejemplo la continuidad geológica, tanto para controlar la dilución como también aspectos geomecánicos, para controlar la estabilidad de las cajas. Estas consideraciones necesarias se describirán en el punto 4.4.2 del presente informe.

El correcto manejo de los costos de operación, es en nuestros días uno de los aspectos más importantes dentro de cualquier actividad; en el caso de la minería es de vital importancia el saber controlar los costos de todos los procesos hasta llegar al producto final, el método de explotación subterránea Hundimiento por Subniveles, es un método que nos permite alcanzar una mayor productividad, haciendo un comparativo con el método Corte y Relleno, reduciendo costos sobre todo en sostenimiento.

CAPITULO II

GEOLOGIA GENERAL DE RAURA

2.1. Litología.

2.1.1. Rocas Sedimentarias.

Las rocas sedimentarias que afloran en los alrededores de la mina Raura pertenecen a la secuencia estratigráfica del Cretáceo.

Las más antiguas se exponen de suroeste y oeste, que pertenecen al Cretaceo Inferior (Grupo Goyllarizquizga) y están representadas por las formaciones Chimú y Carhuaz. Por sobreescorrimento se presentan la franja calcárea de las formaciones Parihuanca, Chulec, Pariatambo, Jumasha y Celedín Inferior con potencial total de 1,200 m. La formación Jumasha es la mayor de espesor de 800 m y la de mayor potencia, alberga los yacimientos minerales.

2.1.2. Formación Chimú.

De edad Neoconiano a Valanginiano inferior. Son cuarcitas blancas y gris blanquecinas de grano fino a medio, representándose en capas delgadas intercaladas con lutitas grises o negras y lechos de carbón, regionalmente son importantes por ser parte de la Cuenca carbonífera de Oyón.

2.1.3. Formación Carhuaz.

De edad Valanginiano superior a Aptiano. Es una fase continental compuesta de areniscas, lutitas y cuarcitas que sobreyacen la formación Chimú. Están en contacto con las calizas Jumasha por sobreescurrecimiento.

2.1.4. Formación Jumasha.

En los alrededores de las misma afloran calizas de edad Cretáceo medio a superior, representadas por la formación Jumasha, están debajo de las rocas anteriormente descritas en contacto por sobreescurrecimiento, que tienen el rumbo regional del plegamiento andino N30°W. Son calizas en capas medianas a gruesas de color gris que cambian a un gris claro por intemperismo, su edad es Albiano Superior a Turoniano.

Por efecto de intrusiones, de preferencia granodioríticas, las calizas Jumasha presentan diferentes grados de alteración que va desde la caliza fresca a una

granatización (SKARN), pasando por marmolización, silicificación, epidotización.

Es importante la zona de SKARN por haber permitido la formación de los principales cuerpos mineralizados.

2.1.5. Rocas Ígneas.

Se considera tres fases de actividad ígnea en un lapso geológico comprendido entre 8 a 11 millones de años.

La primera fase, está representada por una intrusión sub-volcánica de dacita y tobas diodacíticas del tipo explosivo. En contacto de las calizas Jumasha tiene fragmentos asimilados de esta última, en el área de Gretty-Brunilda existen reemplazamientos importantes de minerales económicos de Plomo-Zinc que han dado lugar a la formación de cuerpos mineralizados de importancia.

La segunda fase lo constituye la intrusión de granodiorita que viene a ser la roca intrusita más antigua del área con una edad radiométrica de 11 millones de años. Se expone entre la laguna Putusay Alta Cerro Colorado y la laguna Niñococha en el sur, y sobre la laguna Tinquicocha al norte del distrito. En sus contactos con la caliza han producido alteración llegando a formar SKARN como fase preliminar para la formación de cuerpos mineralizados, en superficie

el área se encuentra limonitizada con tonalidades ocre-amarillentas por efecto del intemperismo y procesos de oxido-lixiviación.

2.2. Geología Estructural.

Teniendo como patrón estructural los Andes Centrales del Perú, el anticlinal Santa Ana y el sinclinal Caballococha son los plegamientos más importantes del área con rumbo N 25° W. el sobreescorrimiento al suroeste pone en contacto areniscas y cuarcitas del grupo Goyllarizquizga con las calizas Jumasha.

Debido a fuerzas compresivas E-W se han producido varios sistemas de fracturamiento N 70° W (vetas Gianinna, Abundancia, Roxana, Torres de Cristal, Flor de Loto). Fallamiento local en bloques es un patrón estructural importante en Catuva.

2.3. Geología Económica.

El periodo de mineralización en el Distrito Minero de Raura, se produjo probablemente entre 8 a 10 millones de años con formación de minerales de Cobre, Zinc, Plomo y Plata. La mineralización se formó como consecuencia de emplazamiento meta somático, relleno de espacios vacíos de fracturas y fallas pre-existentes, sobre todo las vetas, reemplazamientos metasomáticos de contacto (bolsonadas en Skarn) y depósitos tipo stockwork.

2.4. Mineralización en Vetas.

Dos sistemas de fracturamiento son los que contiene toda la mineralización en vetas, en Raura. El sistema más importante pertenece a Esperanza y Sofía Nv.490, en el otro sistema existe un Zonamiento marcado en la mineralización de Raura norte las vetas tienen mineral como Plata y Cobre y al sur se mineraliza con valores de Plomo y Zinc.

2.5. Mineralización en Cuerpos.

En la zona contacto metasomático entre las calizas y Jumasha (mármol) y los intrusitos Granidioríticos, se presentan cuerpos o bolsonadas con minerales de Zinc, Plomo, Plata, a este tipo de mineralización pertenece las bolsonadas de Betsheva – Primavera.

Hacia el norte continúan las bolsonadas de Catuva-Niño Perdido. Los minerales principales son la: Esfalerita (marmatita), Galena, Chalcopirita y diseminación de Pirita dentro del Skarn, en el contacto se observa fuerte piritización que alcanza a formar cuerpos de Pirita, la mineralización dentro de los cuerpos se presenta en forma masiva, en brechas, en perchas y diseminadas, predominante al norte como Galena y Esfalerita (la plata está relacionada principalmente con la Galena), al sur existe un aumento significativo de cobre (calcopirita) relacionado con un considerable aumento de

Pirita friable de grano grueso en una franja de contacto entre el Skarn y el intrusito.

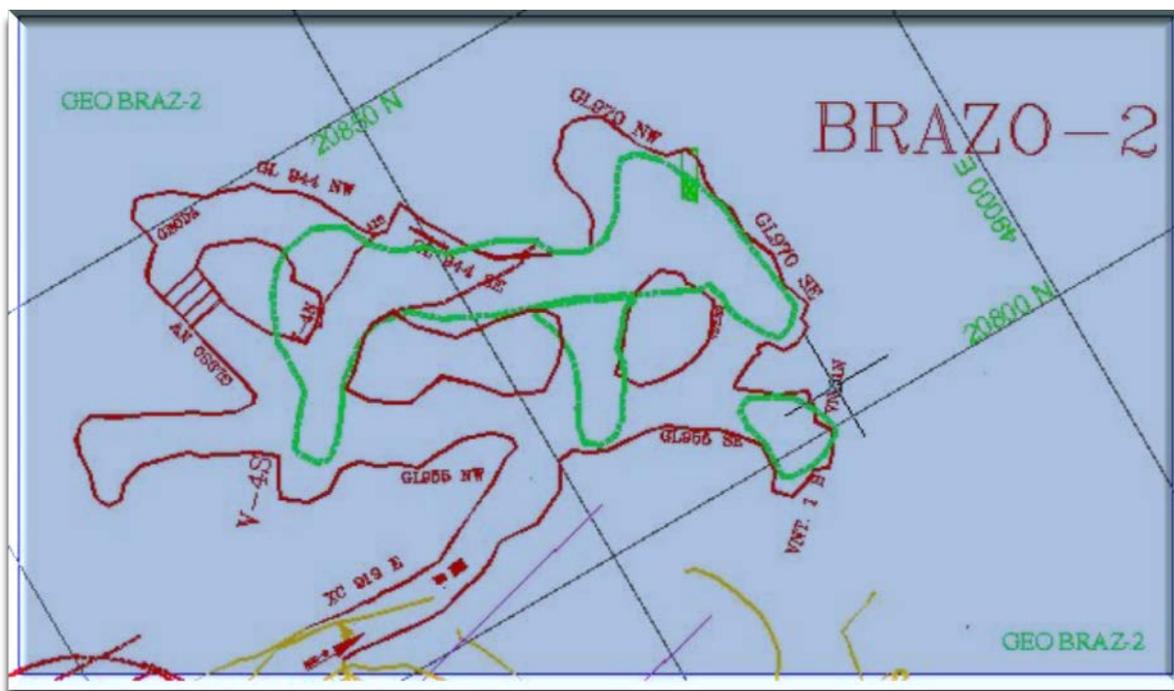
Los siguientes cuadros muestran las reservas en términos generales de la mina Raura.

| RESERVAS DE MINERAL | % Cu | % Pb | % Zn | Oz/Ag | US\$ |
|----------------------------|-------------|-------------|-------------|--------------|-------------|
| 2'480.200 | 0.58 | 3.05 | 4.69 | 4.15 | 59.34 |

Cuadro 1. Reservas probadas que expresan el valor de mineral promedio general de la mina Raura. Que a su vez estas reservas se expresan en mineral económico y marginal.

| | TMS | % Cu | % Pb | % Zn | Oz/Ag | US\$ |
|---|------------|-------------|-------------|-------------|--------------|-------------|
| MINERAL ECONOMICO PROBADO-PROBABLE | 1'697.210 | 0.56 | 3.85 | 5.26 | 4.87 | 68.45 |
| MINERAL MARGINAL | 782.990 | 0.61 | 1.3 | 3.45 | 2.59 | 39.61 |

Cuadro 2. Reservas y leyes promedio probadas, económicas y marginales que expresan el valor de mineral promedio general de la mina Raura.



Plano 2. Contorneo geológico del Brazo 2.

Como se observa, el sistema transversal (E-W) de fallas con una orientación de N 80° E, es muy importante para el control de las franjas de skarn, este tipo de control es muy repetitivo en Raura, muchos cuerpos presentan esta misma característica: la intersección de las franjas de skarn, forman bolsonadas y cuerpos mineralizados, tales como este cuerpo Halley.

Presentando la siguiente secuencia de eventos de intrusión:

Granodiorita – Diorita – Monzonita – Pórfido Cuarífero – Lamprófito – Diques Dacíticos.

Donde el pórfido cuarífero de Raura es el principal evento mineralizador, de donde fluyen las soluciones a través de las fracturas E-W.

CAPITULO III
CONSIDERACIONES ACTUALES DE OPERACION MINA

3.1. Ubicación de la Mina.

El distrito de Raura, pertenece al distrito de San Miguel de Cauri, provincia de Lauricocha, departamento de Huánuco. Está ubicado en la Cordillera Occidental divisoria continental de agua, cabecera de los ríos Huaura y Marañón, límite entre los Departamentos de Huánuco (Cauri) y Lima (Oyón).

Sus coordenadas geográficas de ubicación son:

Latitud 10° 26' 30" S

Longitud 76° 44' 30" W

Las coordenadas UTM son las siguientes:

8'845,500 N

309,700 E.

Para acceder por la carretera panamericana norte se recorre desde Lima 103Km, hasta antes del rio seco de Sayán, luego se recorre 50 Km, por la carretera Churín, Oyón, Raura, recorriendo 153 Km en total, la altura varía entre los 4,600 y 4,800 m.s.n.m. con glaciares que alcanzan los 5,700m.

La topografía es abrupta, con valles y circos glaciares, con abundantes lagunas y material morrénico, el clima es frio con temperatura que oscila entre los -2° y 15° C. La vegetación casi no existe.

A continuación en el **Plano 3**, se presenta un plano del Perú, mostrando la ubicación de la mina Raura.



Plano 3. Plano de Perú, indicando la ubicación de la mina Raura.

3.2. Descripción de la mina.

Compañía Minera Raura S.A. es una empresa de la mediana minería dedicada a la producción de concentrados de minerales de Cobre, Plomo, Plata y Zinc (polimetálico), con una capacidad instalada de tratamiento en la planta metalúrgica de 2,350 ton/día y una producción promedio real de 2000 ton/día.

El Sistema Operativo de la unidad comprende tres grandes procesos:

3.2.1. Proceso Geológico.

Se encarga de explorar e identificar los recursos minerales, potencializarlos y convertirlas en reservas de mineral "recursos medidos". La reserva de mineral para el año 2009 es 2, 606,900 TMS con una ley de, 0.51%Cu, 2.65%Pb, 3.72%Zn, 3.74 Oz/Ag que tiene un valor de 87.45 US\$/Tn (precios de reserva).

3.2.2. Proceso de Minado.

Comprende tres etapas bien definidas:

3.2.2.1. Evaluación Económica y Plan de Minado.

Una vez que se cuenta con el informe geológico se realiza el estudio de viabilidad económica y técnica de explotación de la reserva, en ella se define entre otras variables el método de explotación, el ciclo de minado, el ritmo de producción, los recursos necesarios como: personal, equipos, herramientas etc.

Se asigna al responsable de la explotación que en nuestro caso es un tercero, los mismos que deberán devolver mediante un plan de trabajo o cronograma de actividades la puesta de operación del plan de minado.

3.2.2.2. Preparación del Tajo.

Comprende una serie de excavaciones mineras que deben realizarse antes de la explotación minera propiamente. Se deben habilitar accesos para el ingreso y salida del personal a la labor de explotación "TAJO", así mismo habilitar accesos para el ingreso y salida de aire "Ventilación" Servicios auxiliares como aire comprimido, energía, relleno hidráulico, etc. una vez resuelto estos servicios se prepara labores mineras de ataque para iniciar la explotación de acuerdo al método de minado establecido y el ciclo asociado tal como se conceptualizó en el plan.

3.2.2.3. Explotación de la Reserva Mineralizada.

Una vez preparada el block “estructura mineralizada” se convierte en tajo, lista para iniciar el proceso de derrumbamiento de mineral al que se le denomina “Corte” mediante una metodología de explotación subterránea que en Raura en la mayoría de los casos es el “Corte y Relleno ascendente” también en algunas ocasiones se emplea el método por acumulación Provisional, Cámaras y Pilares con Relleno Hidráulico y hundimiento por subniveles con taladros largos que es el caso de Gayco y Halley. El ciclo del minado en cada método comprende las actividades primarias de Perforación, Voladura, sostenimiento, Limpieza, relleno con lo cual completa el ciclo de minado, esta actividades a su vez son soportadas con ventilación. Drenaje de aguas subterráneas, apoyo logístico transporte, supervisión etc.

3.2.3. Proceso de Beneficio.

Es el proceso final en donde se convierte el mineral proveniente de mina en concentrado de Zinc, Plomo, Plata y Cobre los que comercializa la Compañía.

3.3. Operaciones de Minado Subterráneo.

Como producto del avance de las exploraciones y explotación a través del tiempo, la mina Raura ha dividido sus operaciones principalmente en un minado subterráneo. Para el acceso a las diferentes labores subterráneas se utilizan las siguientes labores:

- Para las zonas Gayco y Esperanza, un túnel en el Nv 630 de aproximadamente 2.5 Km de longitud con sección de 3m x 3m. este túnel atraviesa en primer lugar la zona Esperanza en el nivel 630; para acceder al Nv 580 se emplea una rampa con sección de 3.5m x 3.0m.
- Para la zona Brunilda se ingresa por un socavón de distancia de 1200 m. en el Nv 590 con sección de 3mx3m, donde se encuentra el pique Brunilda, que actualmente se utiliza para trasladar materiales y ventilación. La operación en esta zona se encuentra concentrada en Margot que es un conjunto de vetillas stockwork.
- Para la zona Catuva, consiste en una cortada de y una Rampa negativa con sección de 5 m x 4 m, que se emplea para la extracción de mineral y como nivel de servicios (ingreso de relleno, aire comprimido, nivel de ventilación) para acceder a los niveles inferiores este socavón continua con una rampa negativa de 10% de gradiente y 5000 m aproximadamente hasta el nivel 250.

Para una explotación racional la mina está dividida en zonas de explotación asociadas en primer lugar a una optimización de la explotación al ser encargadas a un mismo contratista por zona y en segundo lugar asociadas generalmente a las estructuras principales de mineralización, estas zonas a su vez están divididas según su plano de buzamiento en niveles principales

generalmente con una diferencia de cota de 50 m; adicionalmente entre estos se construyen subniveles de explotación. Producto de lo expuesto la mina hoy ha dividido o sectorizado sus operaciones en las siguientes secciones o zonas de explotación:

- ZONA 1:

Sistemas de vetas de Esperanza y Flor de Loto, en Esperanza formado por principalmente por las vetas Esperanza, Torre de Cristal y Nancy. La veta Esperanza y Flor de Loto, se encuentran en explotación en el Nv 300.

- ZONA 2 Y 4:

Mina Catuva, que corresponde a la zona metasomática y más rica la mina, está formado por los cuerpos Catuva, Betsheva, Primavera, Cobriza, Cuerpo de Cobre, Halley. En el Nv 250 se encuentra en explotación el cuerpo Halley, en el cual se cambio el método de explotación de corte y relleno a taladros largos.

- ZONA 3:

Sistema de vetas de Brunilda y Hadas, formado principalmente por las vetas Sofia, Gina, Giannina, Raquel, Balilla y Matapaloma.

- ZONA 5:

La zona del Abra y del cuerpo Gayco, La zona del Abra se encuentran tres cuerpos: Blanquita, Delfercha y Fortuna.

- ZONA 6:

Correspondiente al cuerpo Jimena y Margot.

3.4. Métodos de Explotación

Los métodos de explotación implementados están en función a la estructura mineralizada. En vetas angostas con cajas regulares a malas el método empleado es el corte y relleno ascendente con relleno hidráulico. En vetas potentes de buenas cajas se emplea el método de almacenamiento provisional dinámico mecanizado según la calidad de los macizos rocosos.

Debido a la reducción de reservas de buena ley en las diferentes zonas de la mina y a la baja de los precios de los metales, en mina Raura se están dirigiendo esfuerzos en la aplicación de métodos de explotación selectivos y un control de costos exigente que nos conlleven a obtener menores costos de producción. El presente proyecto constituye parte de los trabajos que permitirán alcanzar estas metas.

3.4.1. Método de Corte y Relleno Ascendente.

Este método es empleado en las vetas angostas con roca encajonante de mala a regular y en cuerpos de gran potencia y cajas de mala a regular calidad, actualmente ha incrementado su porcentaje de aporte en la producción. Los trabajos de preparación consisten en el caso de las vetas en la construcción de un subnivel de extracción en un nivel inferior sobre estructura y bloqueada con dos chimeneas separadas 50 metros; en el caso de los cuerpos se construye el nivel de extracción, en desmante, paralelo a la estructura mineralizada, generalmente a 5 metros de distancia sobre caja piso del contacto con la estructura, a partir de este se construye ventanas hacia la estructura que permiten el acceso al cuerpo mineralizado.

3.4.2. Método de Hundimiento por subniveles.

Este método es empleado en cuerpos con buzamientos verticales de 80° en promedio, toma tiempo la preparación del método, para la perforación de taladros largos se cuenta con un equipo Raptor, el cual perfora taladros de 2.5" de diámetro, con perforadora COP 1638, con rendimientos de perforación que alcanzan un promedio de 150 metros/guardia, con una malla de perforación de 2.0X2.0m de forma típica en algunas ocasiones se aplica 2.0X1.5.

Para el control de la roca encajonante que evita el desprendimiento de la roca en desmante, se aplica los taladros de precorte, que le dan un perfil uniforme a

las cajas y maximiza la recuperación al reducir la dilución. Para la extracción del mineral de las cámaras vacías se cuentan con scoops de 3.5 yd³ de capacidad de cuchara (marca Atlas Copco ST-710), equipados con dispositivos a control remoto, hasta una cámara de acumulación. Estos equipos en condiciones estándar alcanzan rendimiento de hasta 60 ton/hr. Luego el mineral es transportado hacia la planta concentradora en superficie, mediante volquete.

3.4.3. Método de Almacenamiento Provisional Dinámico.

Este método se emplea en vetas angostas y también en vetas de buena potencia con condiciones naturales favorables. Actualmente se aplica de forma esporádica en pocas vetas de la zona Esperanza baja.

Las labores de preparación consisten en lo siguiente:

Construcción de un crucero paralelo a la veta de donde se desarrollan ventanas de acceso perpendiculares a la estructura (Draw points), cada 5m u 8m., aproximadamente dependiendo del valor de las leyes o de la calidad de roca, estas ventanas servirán para la evacuación del mineral cuando se concluya el corte del tajo.

Las demás labores de delimitación como la construcción de chimeneas camino en los extremos del tajo son las mismas que el Corte y Relleno Ascendente.

CAPITULO IV

METODO DE EXPLOTACION Y PLANEAMIENTO DE LA OPERACIÓN

4.1. Elección del Método de Explotación.

Desde el punto de vista geomecánico, el propósito principal de la aplicación de cualquier diseño de explotación subterránea debe ser la de utilizar la roca misma como material estructural principal, provocando la menor perturbación posible durante el proceso de explotación y añadiendo el mínimo posible de sostenimiento, sería un contrasentido económico reemplazar un material que puede ser perfectamente competente con otro que lo puede ser menos. En base a los resultados obtenidos de las evaluaciones geomecánicas efectuadas en el cuerpo Halley, tales como: Índice de calidad de roca (RMR), cohesión, ángulo de fricción, relacionado con los tiempos de auto sostenimiento y las aberturas máximas calculadas, nos demuestran que el cuerpo mineralizado y las paredes de las galerías conforman dominios estructurales donde la roca es de calidad regular a mala, de tipo 3a, 3b y 4a, por lo que la aplicación de métodos de explotación con el empleo de relleno se hace necesario.

Desde el punto de vista geológico, los principales factores tomados en cuenta son: litología y meteorización, estructura del macizo rocoso, caracteres de las discontinuidades y flujo de agua, lo que hace como resultado de la evaluación geológica es que el cuerpo mineralizado tiene forma irregular, su tendencia orientacional tiene rumbo N 61° W y buzamiento 70°NE, las rocas encajonantes tanto a la caja techo como a la caja piso están conformadas por skarn piritizado y diseminado, cuyas estructuras en contacto con la zona de mineralización presenta una roca ligeramente fracturada, alterada e inestable. Debido a las consideraciones geológicas expuesta, la selección del método de minado debe estar orientada según la selección y al grado de recuperación de las reservas de mineral durante el proceso de explotación para obtener el mejor valor de leyes de los minerales explotables y evitar pérdidas por dilución.

Otro de los parámetros importantes a tomar en cuenta en la selección de todo método de minado debe ser el grado mecanización con la finalidad de lograr un nivel competitivo en el mercado y que haga posible que la aplicación de dicho método de minado sea la más productiva y eficiente posible, buscando optimizar las operaciones unitarias teniendo como objetivo final reducir costos de producción y de esta manera obtener la mayor rentabilidad posible.

Para la selección del método de minado se han tomado en cuenta las condiciones naturales del yacimiento tales como: las condiciones morfológicas

(forma, tamaño, buzamiento, profundidad), las reservas, distribución de leyes y las condiciones geomecánicas del mineral y la rocas encajonante.

4.2. Hipótesis del Informe de Suficiencia.

Debido al agotamiento de reservas de mineral en la mina Raura, se hace imprescindible que la elección del método de minado en el cuerpo Halley se haga tomando en cuenta las premisas enunciadas en el punto anterior y que en resumen son:

- Mínima perturbación del macizo rocoso para evitar problemas de inestabilidad.
- Grado de mecanización de la operación que permita una alta productividad y eficiencia a bajo costo.
- Minimizar los costos de sostenimiento.
- Solucionar el problema de acumulación de desmonte y volver más dinámico las labores de preparación, desarrollo y exploración de las labores cercanas.

4.3. Diseño del Método de Explotación por el Método Hundimiento por Subnivel.

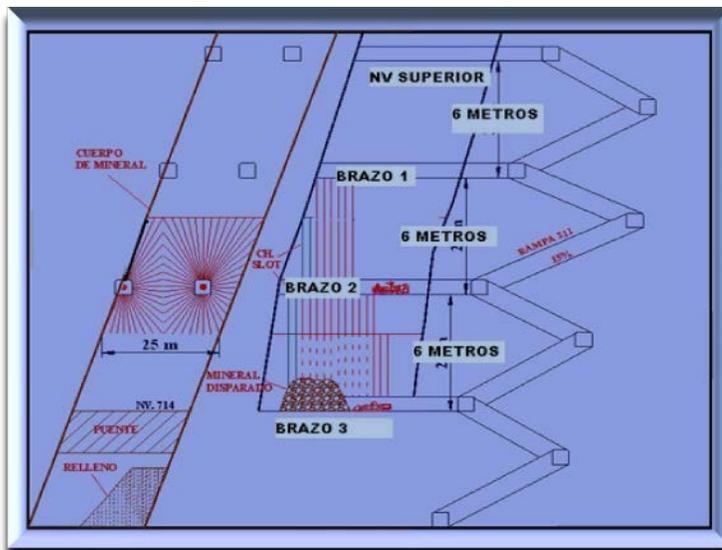
4.3.1. Descripción del método de explotación.

El método de explotación Hundimiento por subnivel, consta de preparar dos subniveles, un subnivel superior para perforar taladros negativos y otro subnivel inferior para ingresar el scoop a control remoto que realizará la limpieza de mineral. En el cuerpo Halley estos subniveles son llamados Brazo 1, que representa el subnivel superior y Brazo 2, que representa el subnivel inferior de ataque, se prepara sucesivamente en los niveles inferiores el Brazo 3. Tal como se puede observar en los planos 4, 5 y 6.

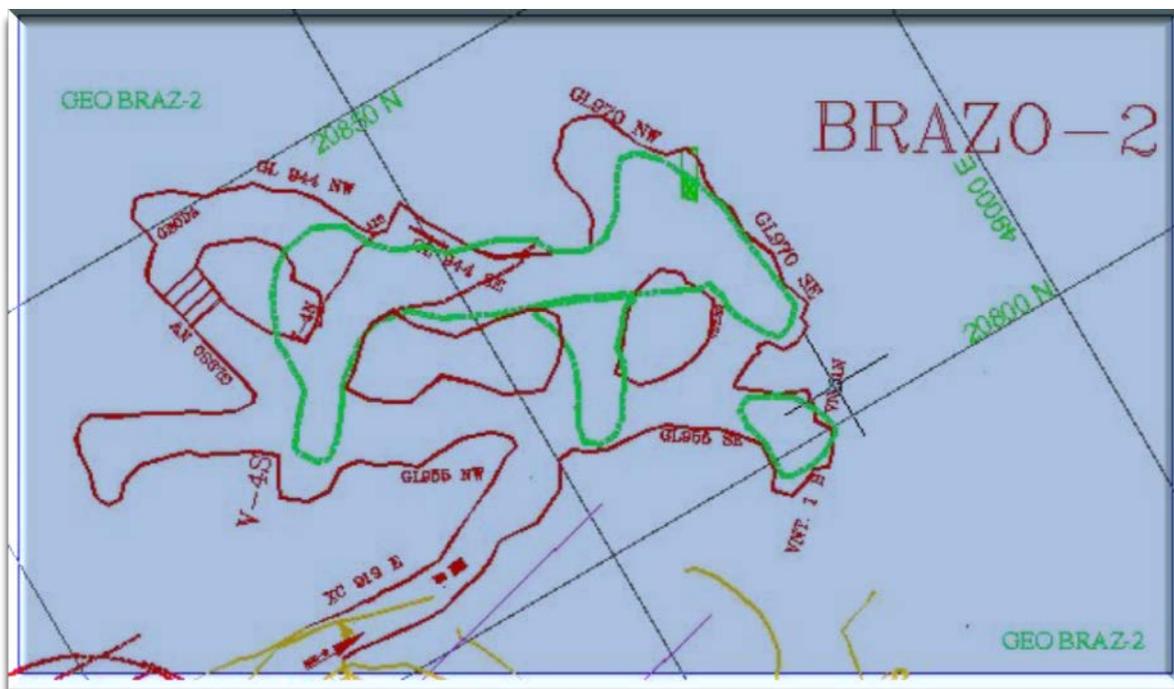
En este caso particular, el Brazo 3 presentó una muy baja de ley de mineral de zinc, y una discontinuidad en el contorneo geológico, puesto que el Brazo 3 tiene un área minable menor al 50% del promedio los brazos anterior, esto obligó a tomar la decisión de no explotarlo con el método Hundimiento por subnivel.

Es necesario tener continuidad en la geología, o mejor dicho una secuencia geológica en los subniveles, para poder aplicar el método de lo contrario la dilución no se controlaría.

PLANO 4. Grafico de la secuencia de minado del método Sublevel Caving



PLANO 5. La delimitación de los brazos, es dirigido por el área de geología, contorneando el cuerpo en mineral.



PLANO 6. Malla de perforación negativa en el Brazo 1.



La malla de perforación se observa en el Plano 6, y la secuencia de voladura es la siguiente:

1ra tanda de taladros: malla color negro.

2da tanda de taladros: malla color celeste

3ra tanda de taladros: malla color rojo.

Por último se realiza la limpieza de mineral por el Brazo 2, después de cada tanda de disparo programado.

4.3.2. Diseño de la malla de perforación

El cálculo del burden y el espaciamiento se realizó mediante el modelo matemático de Langefors, en el Anexo 4 se encuentran los parámetros usados y la cartilla geomecánica útil para el cálculo del burden.

| | | INGRESE DATOS | | | |
|------------|--|---------------|------|------|------|
| D | Diametro del taladro (mm) | 64 | 64 | 64 | 64 |
| C | Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15) | 1 | 1 | 1 | 1 |
| f | Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85 | 0.9 | 0.9 | 0.9 | 0.9 |
| E/B | Relación entre Espaciamiento y Burden | 1 | 1.1 | 1.25 | 1.5 |
| dc | Densidad de carga (g/cm ³) | 0.84 | 0.84 | 0.84 | 0.84 |
| PRP | Potencia relativa en peso del explosivo | 0.87 | 0.87 | 0.87 | 0.87 |
| L | Longitud de taladro (m.) | 15 | 15 | 15 | 15 |

| | | | | | |
|--------------|---------------------|------|------|------|------|
| Bmáx. | Burden Máximo (mts) | 1.75 | 1.67 | 1.56 | 1.43 |
| BP 1 | Burden Práctico | 1.32 | 1.24 | 1.14 | 1.00 |

Por lo tanto el burden máximo será de 1.50 metros y espaciamiento 1.80 m por la relación E/B=1.25

$$B = 1.50 \text{ m}$$

$$E = 1.80 \text{ m}$$

4.3.3. Secuencia de Minado.

La secuencia de minado comprendería la ejecución de cortes con altura de banco que varíen entre 6.0 metros como mínimo hasta 15 metros como máximo con el mismo método aplicando a los cuerpos Niño Perdido y Blanquita, la cual se presentará el programa de Taladros Largos para no perder una producción constante.

El desmonte proveniente de las labores en preparación, exploración y desarrollo en la cercanía, es una opción para usarlo como relleno detrítico, después de culminar con la explotación Hundimiento por Subniveles, de esta forma el desmonte no se trasladaría hasta superficie, ni tampoco estaría acumulándose en cámaras.

La perforación de taladros largos se realizará con Raptor de perforadora COP 1638, la voladura con examon P y como iniciador se usará dinamita Gelatina Especial 75%.

Los ciclos totales de explotación, es decir la perforación, voladura, sostenimiento, limpieza, extracción y relleno se tendrán que llevar de acuerdo a un ciclado de varios cuerpos, para que la producción no deje de ser constante.

4.4. Planeamiento de minado con el método Hundimiento por Subnivel.

4.4.1. Reservas de mineral.

En el Anexo 5 se muestran las reservas de los cuerpos Halley, Blanquita y Niño Perdido, donde se proyecta realizar el método de Taladros Largos, así mismo también se mostrará los valores de mineral.

4.4.2. Análisis Geomecánico.

En el punto 2.2 se hablo acerca del sistema transversal (E-W) de fallas con una orientación de N 80° E, que es muy importante para el control de las franjas de skarn, este tipo de control es muy repetitivo en Raura, el relleno de estas fallas presenta calcita, que no es favorable para la caracterización geomecánica.

La calidad de tipo de roca particularmente en este cuerpo, Halley, es mayormente del tipo 3a, 3b y en pocos casos, sobre todo donde corta la principal falla central tipo 4a.

Podemos agrupar las distintas estructuras o tipos de discontinuidades como estructuras mayores y menores, estas estructuras fueron modeladas con el programa computacional DIPS. A continuación presentaremos los diferentes resultados a modo de resumen.

Sistema principal de falla: Sistema 1, con rumbo promedio de N78°E y buzamiento 66°SE

Sistema secundario de falla; Sistema 2, con rumbo promedio N31°W y buzamiento 43°NE.

El sistema 1, está compuesto o agrupado por distintas tipos de falla que ocurren en la zona de evaluación.

El sistema 2, está conformado principalmente por diaclasas.

Se concluye lo siguiente: Si la estructura de falla principal, Sistema 1, tiene un rumbo aproximadamente paralelo a la línea E-W, entonces será favorable planear labores que crucen este sistema de falla o en resumen se debe planear labores con dirección N-S. En el planeamiento del diseño de los brazos del cuerpo Halley se consideró esta premisa, se observa en el plano 5, que la dirección de los brazos tienen una dirección N 30° E, cruzando la línea E-W.

Es por esta razón que la dirección de los Brazos o subniveles de preparación fueron diseñados y realizados tal como se observa en el plano 5, cruzando el sistema principal de falla, Sistema 1.

Después de varios ensayos y discusiones sobre diferentes alternativas de minado, se presentó en el planeamiento dos alternativas de explotación subterránea: Corte y Relleno y Hundimiento por Subniveles, en este informe se presentara en el Capítulo VI un análisis de costo, para tomar la decisión del método de explotación a emplearse.

4.4.3. Tonelaje Explotable con el método Hundimiento por Subniveles.

El cálculo del tonelaje explotable se efectúa en función de las dimensiones de los blocks de minado (potencia x longitud), para este método de explotación se muestra en el Cuadro 1, la secuencia de producción de Halley y dos cuerpos adicionalmente, para mantener la producción constante. Las leyes y valor de mineral de estos cuerpos están indicados en el Anexo 5.

| | EXPLORACION | | | |
|---------------------|--------------------|--------------|---------------------------|--------------------------|
| | INICIO | FINAL | PRODUCCION MENSUAL | PRODUCCION DIARIA |
| HALLEY | 26/09/2007 | 26/01/2008 | 6,000 TMH / MES | 200 TMH / DIA |
| BLANQUITA | 26/01/2008 | 26/11/2008 | 12,000 TMH / MES | 400 TMH / DIA |
| NIÑO PERDIDO | 26/11/2008 | 26/09/2009 | 12,000 TMH / MES | 400 TMH / DIA |

Cuadro 1. Producción Mensual calculada para los tres cuerpos, indicados en el orden de explotación. Esta producción será obtenida con el método de Hundimiento por Subnivel.

4.4.4. Programa de Preparaciones.

Los datos que son mencionados en los cuadros 2, 3 y 4 son el programa para la preparación con el método Hundimiento por Subnivel en tres cuerpos: Halley, Blanquita y Niño Perdido, planificación efectuada por el área de planeamiento en Cia. Minera Raura.

Cuadro 2. Programa de preparación para el cuerpo Halley con el Método Hundimiento por Subnivel.

| PREPARACION Y EXPLOTACION HALLEY | | |
|--|-------------------------|-----------|
| DELIMITACION DEL CUERPO 4 VENTANAS DE 28,0 m | | |
| GALERIA CENTRAL 70,0 m | 182,0 m | |
| RENDIMIENTO DE AVANCE | 4.00 m / día | |
| DIAS DE DELIMITACION POR BRAZO | 46 días | |
| CONSTRUCCION DE CHIMENEA SLOT (con Raptor) | 2,0 días | |
| TIEMPO DE CONSTRUCCION CHIMENEA SLOT | 4 días | |
| PERFORACION DE TALADRO POR SECCION | 7 tal x 8,0 m de altura | |
| LONGITUD DE PERFORACION PROGRAMADA POR SECCION | 56,0 m | |
| BURDEN | 1,50 m | |
| LONGITUD PROMEDIO POR VENTANA | 27,5 m | |
| NRO DE SECCIONES POR VENTANA | 18 | secciones |
| VENTANAS POR BRAZO | 4 | ventanas |
| METROS DE PERFORACION POR VENTANA (56,0 m X 18 secciones) | 1008 | M |
| PERFORACION POR DIA | 200 | M |
| DIAS DE PERFORACION EFECTIVA POR VENTANA | 5 días | |
| EXTRACCION DE MINERAL PROMEDIO POR BRAZO (5 días X 4 ventanas) | 20 días | |

Cuadro 3. Programa de preparación para el cuerpo Blanquita con el Método Hundimiento por Subnivel.

| PREPARACION Y EXPLOTACION BLANQUITA | |
|--|-------------------------|
| DELIMITACION DEL CUERPO (5 VENTANAS) | 128,00 m |
| RENDIMIENTO DE AVANCE | 4.00 m / día |
| DIAS DE DELIMITACION POR BRAZO | 32 días |
| CONSTRUCCION DE CHIMENEA SLOT | 9,0 m |
| TIEMPO DE CONSTRUCCION CHIMENEA SLOT | 5 días |
| PERFORACION DE TALADRO POR SECCION (Raptor) | 7 tal x 9,0 m de altura |
| LONGITUD DE PERFORACION PROGRAMADA POR SECCION | 63,0 m |
| BURDEN | 1,50 m |
| LONGITUD PROMEDIO POR VENTANA | 15,0 m |
| NRO DE SECCIONES POR VENTANA | 10 secciones |
| VENTANAS POR BRAZO | 5 ventanas |
| METROS DE PERFORACION POR VENTANA (69,0 m X 10 secciones) | 690,0 m |
| PERFORACION POR DIA | 200,0 m |
| DIAS DE PERFORACION EFECTIVA POR VENTANA | 4 días |
| EXTRACCION DE MINERAL PROMEDIO POR BRAZO (5 días X 4 ventanas) ⁰⁰⁰⁰ | 20 días |

Cuadro 4. Programa de preparación para el cuerpo Niño Perdido con el Método Hundimiento por Subnivel.

| PREPARACION Y EXPLOTACION NIÑO PERDIDO | |
|--|--------------------------|
| DELIMITACION DEL CUERPO 4 VENTANAS DE 8,0 m | |
| RAMPA NEGATIVA 110,0 m | |
| SUBNIVEL 88,0 m | 218,0 m |
| RENDIMIENTO DE AVANCE | 4.00 m / día |
| DIAS DE DELIMITACION POR BRAZO | 55 días |
| CONSTRUCCION DE CHIMENEA SLOT | 14,0 m |
| TIEMPO DE CONSTRUCCION CHIMENEA SLOT | 7 días |
| PERFORACION DE TALADRO POR SECCION (Raptor) | 7 tal x 14,0 m de altura |
| LONGITUD DE PERFORACION PROGRAMADA POR SECCION | 98,0 m |
| BURDEN | 1,50 m |
| LONGITUD PROMEDIO POR VENTANA | 8,0 m |
| NRO DE SECCIONES POR VENTANA | 5 secciones |
| VENTANAS POR BRAZO | 4 ventanas |
| METROS DE PERFORACION POR VENTANA (98,0 m X 5 secciones) | 490,0 m |
| PERFORACION POR DIA | 200,0 m |
| DIAS DE PERFORACION EFECTIVA POR VENTANA | 3 días |
| EXTRACCION DE MINERAL PROMEDIO POR BRAZO (3 días X 4 ventanas) | 12 días |

CAPITULO V

OPERACIONES UNITARIAS DEL MINADO Y SELECCIÓN DE EQUIPOS PARA EL METODO DE EXPLOTACION SUBTERRANEA HUNDIMIENTO POR SUBNIVEL

5.1. Perforación.

La perforación vertical en tajos con método de explotación Hundimiento por Subniveles, se ejecuta con perforadoras Tipo Simba en el cuerpo Gayco y Tipo Raptor en el cuerpo Halley, el Raptor tiene una perforadora COP 1638, con barras de acople con rosca T38, de 4' de longitud y brocas de igual rosca con 64 mm de diámetro. Con un rendimiento de 10 min por taladros de 6 m en Halley.

Para la perforación de taladros horizontales en cuerpos se emplean perforadoras convencionales tipo Jackleg con barrenos de 6 y 8 pies de longitud y diámetro de 41mm. Muy esporádicamente se utilizan perforadoras

tipo Jumbo electro hidráulico de con barras de 13 y 14 pies de longitud y con brocas de 1.5" de diámetro. Para la perforación de 30 taladros se emplea aproximadamente de 60 a 90 minutos.

Para el método de Acumulación Provisional (Shirinkage) se realiza con perforadoras convencionales (Stopper), con taladros inclinados empleando barrenos integrales de 2', 4', y 6' de longitud y con brocas de 41 mm de diámetro.

5.2. Voladura.

Para el carguío con explosivo de los taladros sea lo más rápido posible y ganar eficiencia en esta operación unitaria se empleará ANFO (EXAMON P) como agente de voladura principal y la DINAMITA (SEMEXSA 45%) como iniciador (cebo), los accesorios de voladura, para la iniciación se empleará FULMINANTES ANTIESTATICOS NO ELECTRICOS (EXELES Y EXSANELES) de período largo, el CORDÓN DETONANTE se usará como troncal para conectar a los EXELES, el CARMEX (GUÍA SECA ENSAMBLADA) y la MECHA RAPIDA, para el inicio de la voladura. El factor de carga en frentes de desarrollo es de 3.20Kg/m³, y para tajeos es de 0.65Kg/TM, para los tajos donde se aplica taladros largos el factor de carga es de 0.45Kg/TM, con una densidad de carga de 3 Kg/m, un burden de 1.50 y espaciamiento de 2.00 metros.

En resumen podemos expresar los parámetros de perforación y voladura, en el Anexo 1.

El éxito de la voladura se refleja en la fragmentación del material obtenido luego de la misma, uno de los tantos factores que contribuye a tal éxito es la correcta distribución de los exeles y los exsaneles, o mejor dicho la secuencia de salida de retardos en los taladros perforados, con la finalidad de crear un doble efecto de fragmentación: el primero genera la acción del explosivo sobre la roca, la segunda lo genera el choque de los fragmentos de roca entre sí.

5.3. Acarreo y Extracción

La limpieza se ejecutara con un scoop diesel de 3.5 yd³ recorriendo una distancia máxima de 100 metros, desde el Brazo 2 hasta la cámara de acumulación en el Anexo 2 se muestra los detalles del requerimiento del scoop.

La extracción se realizará mediante volquetes en el Anexo 3 se encuentra detallado los parámetros para encontrar el numero de volquetes para esta labor.

CAPITULO VI

COMPARACION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEA CORTE Y RELLENO VS HUNDIMIENTO POR SUBNIVEL

6.1. Producción Mensual con ambos Métodos de Minado.

Con el método Hundimiento por subnivel, dependiendo de la preparación programa una producción sostenida de 6,000 TMH mensuales como mínimo y un máximo de 12,000 TMH, con cuerpos de mayor área, en cambio con el método Corte y Relleno la producción calculable depende del tipo de desmonte con el que se va rellenar cada corte.

Con el método de explotación Corte y Relleno, va depender del tipo de relleno, detrítico o hidráulico, el tonelaje explotable por mes, ambos rellenos se comparará, tal como se observa en los cuadros 14 y 15. Concluyendo que el relleno hidráulico es de mayor producción, comparado con el relleno detrítico.

Cuadro 5. Calculo del tonelaje explotable usando relleno detrítico.

**TONELAJE EXPLOTABLE CON RELLENO DETRÍTICO
TRANSPORTADO CON CAMIÓN DE BAJO PERFIL**

DESCRIPCION

| | | |
|---------------------------------|-------|----------------|
| Área Explotable del Tajeo | 600 | m ² |
| Altura de corte | 3.5 | m |
| Tonelaje explotable en un corte | 7,350 | TM |

CORTE EN BREASTING CORTE Y RELLENO

Malla de perforación E = 0.7 m; B = 0.7 m

| | | |
|--|------|----------|
| Nro de taladros por breasting | 50 | tal |
| Guardias de perforación por corte | 80 | guardias |
| Guardias de voladura por corte | 80 | guardias |
| Guardias de limpieza por corte | 80 | guardias |
| Guardias de relleno por corte con 1 Dumper | 45 | guardias |
| Guardias totales por corte | 125 | guardias |
| Corte por mes | 0.41 | cortes |

TONELAJE EXPLOTABLE POR MES CON RELLENO DETRÍTICO

3,528 TM

Cuadro 6. Calculo del tonelaje explotable usando relleno hidráulico.**TONELAJE EXPLOTABLE CON RELLENO HIDRÁULICO****DESCRIPCION**

| | | |
|---------------------------------|-------|----------------|
| Área Explotable del Tajeo | 600 | m ² |
| Altura de corte | 3.5 | m |
| Tonelaje explotable en un corte | 7,350 | TM |

CORTE EN BREASTING CORTE Y RELLENO

Malla de perforación E = 0.7 m; B = 0.7 m

| | | |
|---|------|----------|
| Nro de taladros por breasting | 50 | tal |
| Guardias de perforación por corte | 80 | guardias |
| Guardias de voladura por corte | 80 | guardias |
| Guardias de limpieza por corte | 80 | guardias |
| Guardias de relleno por corte con RH (25m ³ /Hr) | 25 | guardias |
| Guardias totales por corte | 105 | guardias |
| Corte por mes | 0.57 | cortes |

TONELAJE EXPLOTABLE POR MES CON RELLENO HIDRAULICO**4,200 TM**

Definimos la producción mensual de ambos métodos de la siguiente manera:

| | | |
|--------------------------|-----------------------|--------------|
| Corte y Relleno | Producción calculada: | 4,200 TM/mes |
| Hundimiento por subnivel | Producción calculada: | 6,000 TM/mes |

Esta producción se calcula sin considerar demoras en el ciclo de minado y sin considerar mantenimiento programado de equipos y desperfectos que pudieran ocurrir en el transporte y acarreo.

En el caso del sostenimiento, considerando un spam de 6 metros, en el método Corte y Relleno diariamente se sostiene con Split set espaciados a 1.50 metros, dejando una guardia sin sostener. La demora de regado, desate y sostenimiento es considerable, porque el aire comprimido en este nivel es menor a 80 psi en condiciones normales y 65 psi en hora punta, que es comprendido después de la media guardia hasta antes de las 5 p.m. o 5 a.m. dependiendo sea guardia día o guardia noche respectivamente. Para reducir las demoras operativas, que son consecuencia de la baja presión de aire comprimido, se debe instalar un pulmón en interior mina ubicado en el nivel 300 cercano a las labores donde se está preparando los tajos a explotarse por el método de hundimiento por subnivel.

En el caso de transporte y acarreo de mineral, el scoop programado para la limpieza, tiene aproximadamente al mes, 4 guardias de parada por mantenimiento. Y considerando fallas en operación, trabajos de servicios, y limpieza de mineral de otros tajos de mayor preferencia de podemos aproximar unas 6 guardias de parada mínima al mes.

En conclusión, para el método de Corte y Relleno, las demoras por equipo y sostenimiento es muy fuerte lo que podemos replantear la producción mensual de la siguiente manera:

Producción considerando demora por Transporte y acarreo de mineral no se considera 3 días de producción:

$$4,200 \text{ TM} \times (27 \text{ días}/30 \text{ días}) = 3,780 \text{ TM} / \text{mes}$$

Producción considerando demora por ciclo de minado (ventilación, regado y sostenimiento) no se considera 180 TM de producción o equivalente a 2.5 guardias:

$$3,780 \text{ TM} - 180 \text{ TM} = 3,600 \text{ TM} / \text{mes}$$

Para el método de Hundimiento por Subnivel, se tiene un subnivel inferior de limpieza, lo cual el mineral puede estar acumulando en dicho subnivel siempre y cuando el equipo programado de limpieza quede inoperativo por

mantenimiento o falla mecánica, en ese caso la producción diaria se ve afectada la cual se podría recuperar en las guardias siguientes, por lo tanto la producción mensual podría verse afectada por fallas mecánicas tanto en el acarreo como en el equipo de perforación, o quizá por coordinación en planta cuando ya no se necesite este mineral para el blending.

Entonces la producción mensual estimada para ambos métodos será:

Corte y Relleno Producción calculada: 3,600 TM/mes

Hundimiento por subnivel Producción calculada: 6,000 TM/mes

La dilución para ambos métodos se considerara de la siguiente manera:

3% para el método Corte y Relleno

10% para el método Hundimiento por Subnivel.

6.2. Comparación del Costo Unitario de ambos Métodos de Explotación.

6.2.1. Costo de las Operaciones Unitarias de Minado.

Cuadro 7. METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO

| | | | | |
|--|------------------------------------|--------------------|---|--|
| TONELAJE CUBICADO | 23635.00 TM | | | |
| PRODUCCION DIARIA | 120 TM | | | |
| PRODUCCION MENSUAL | 3600 TM | | | |
| VIDA UTIL | 7 MESES | | | |
| SOSTENIMIENTO | | | | |
| INSTALACION PERNOS SPLIT SET | 2.3 unid/metro | | | |
| METRAJE POR SUBNIVEL | 250 unid/metro | | | |
| METRAJE POR CORTE | 500 metros | | | |
| SPLIT INSTALADOS | 1725 PZAS | | | |
| COSTO UNITARIO | 11.75 \$/PZA | | | |
| COSTO TOTAL POR SOSTENIMIENTO MENSUAL | | | | 3087.26 \$ dolares americanos 0.86 \$/TM |
| PERFORACION | | | | |
| MANO DE OBRA | | | | 3900 \$ dolares americanos |
| IMPLEMENTOS | | | | 200 \$ dolares americanos |
| EQUIPO Y ACEROS DE PERFORACION | | | | |
| | | JUMBO | | |
| SHANK | 250.00 \$ US / | 9621.32 pies/unid | = | 0.03 |
| BROCA | 120.00 \$ US / | 1271.27 pies/unid | = | 0.09 |
| RIMADOR | 250.00 \$ US / | 26887.24 pies/unid | = | 0.01 |
| BARRA | 210.00 \$ US / | 9465.34 pies/unid | = | 0.02 |
| TOTAL RENDIMIENTO Y COSTO DE ACEROS | | | | 0.15 \$/pie |
| MALLA DE PERFORACION TAJO | | | | |
| PROMEDIO PIES PERFORADOS MENSUAL | 24.00 taladros (breasting) /frente | | | |
| COSTO DE PROPIEDAD Y OPERACION | 12500.00 pies/mes | | | |
| | JUMBO | 80.71 \$/Hr | | 20177.50 \$ / mes |
| COSTO TOTAL POR PERFORACION MENSUAL | | 250 Hr/mes | | 26175.77 \$ dolares americanos 7.27 \$/TM |
| VOLADURA | | | | |
| MANO DE OBRA | | | | 3900 \$ dolares americanos |
| IMPLEMENTOS | | | | 200 \$ dolares americanos |
| FACTOR DE CARGA (PIVOT O PREPARACION DE CORTE) | 0.95 kg/m3 X | 180 m3 | = | 162.45 \$ dolares americanos |
| FACTOR DE CARGA TAJO | 0.20 kg/TM | | | |
| PRODUCCION MENSUAL | 3600.00 TM | | | |
| COSTO EXPLOSIVO PROMEDIO | 0.95 \$/Kg | | | |
| COSTO TOTAL POR VOLADURA MENSUAL | | | | 4946.45 \$ dolares americanos 1.37 \$/TM |
| ACARREO Y EXTRACCION | | | | |
| MANO DE OBRA | | | | 1900 \$ dolares americanos |
| IMPLEMENTOS | | | | 200 \$ dolares americanos |
| COSTO DE PROPIEDAD Y OPERACION DEL SCOOP | | 75 \$/Hr | | |
| ACARREO MENSUAL ESTIMADO | | 300 HRS | | |
| COSTO TOTAL POR ACARREO Y EXTRACCION | | | | 24600.00 \$ dolares americanos 6.83 \$/TM |
| COSTO TOTAL | | | | 58809.49 \$ dolares americanos |
| COSTO UNITARIO | | | | 16.34 \$US / TM |

Cuadro 8. METODO DE EXPLOTACION HUNDIMIENTO POR SUBNIVEL

| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|--|--|--------------------|---|--------------------|---|------|--------------|---|-------------------|---|------|--------------|---|--------------------|---|------|--------------|---|--------------------|---|------|--|--|--|--|-------------|
| TONELAJE CUBICADO PRODUCCION DIARIA PRODUCCION MENSUAL VIDA UTIL | 23635.00 TM 200 TM 6000 TM 4 MESES | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| SOSTENIMIENTO | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| INSTALACION PERNOS SPLIT SET METRAJE POR SUBNIVEL METRAJE POR CORTE SPLIT INSTALADOS COSTO UNITARIO | 2.3 unid/metro 250 metros 0 metros 575 PZAS 11.75 \$/PZA | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| COSTO TOTAL POR SOSTENIMIENTO MENSUAL | 1715.15 \$ dolares americanos 0.29 \$/TM | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| PERFORACION | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| MANO DE OBRA IMPLEMENTOS | 3900 \$ dolares americanos 200 \$ dolares americanos | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| EQUIPO Y ACEROS DE PERFORACION SHANK BROCA RIMADOR BARRA TOTAL RENDIMIENTO Y COSTO DE ACEROS MALLA DE PERFORACION TAJO PROMEDIO PIES PERFORADOS MENSUAL COSTO DE PROPIEDAD Y OPERACION | <p style="text-align: center;">RAPTOR</p> <table> <tr> <td>250.00 \$ US</td> <td>/</td> <td>15000.00 pies/unid</td> <td>=</td> <td>0.02</td> </tr> <tr> <td>120.00 \$ US</td> <td>/</td> <td>1300.00 pies/unid</td> <td>=</td> <td>0.09</td> </tr> <tr> <td>250.00 \$ US</td> <td>/</td> <td>50000.00 pies/unid</td> <td>=</td> <td>0.01</td> </tr> <tr> <td>210.00 \$ US</td> <td>/</td> <td>12000.00 pies/unid</td> <td>=</td> <td>0.02</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>0.13 \$/pie</td> </tr> </table> <p>100.00 taladros/corte 5500.00 pies/mes RAPTOR 45.28 \$/Hr 13584.00 \$ / mes 300 Hr/mes 18407.11 \$ dolares americanos</p> | 250.00 \$ US | / | 15000.00 pies/unid | = | 0.02 | 120.00 \$ US | / | 1300.00 pies/unid | = | 0.09 | 250.00 \$ US | / | 50000.00 pies/unid | = | 0.01 | 210.00 \$ US | / | 12000.00 pies/unid | = | 0.02 | | | | | 0.13 \$/pie |
| 250.00 \$ US | / | 15000.00 pies/unid | = | 0.02 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 120.00 \$ US | / | 1300.00 pies/unid | = | 0.09 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 250.00 \$ US | / | 50000.00 pies/unid | = | 0.01 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 210.00 \$ US | / | 12000.00 pies/unid | = | 0.02 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | 0.13 \$/pie | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| COSTO TOTAL POR PERFORACION MENSUAL | 3.07 \$/TM | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| VOLADURA | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| MANO DE OBRA IMPLEMENTOS | 3900 \$ dolares americanos 200 \$ dolares americanos | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| FACTOR DE CARGA (PIVOT O PREPARACION DE CORTE) FACTOR DE CARGA TAJO PRODUCCION MENSUAL COSTO EXPLOSIVO PROMEDIO | 0.25 kg/TM 6000.00 TM 0.95 \$/Kg | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| COSTO TOTAL POR VOLADURA MENSUAL | 5525.00 \$ dolares americanos 0.92 \$/TM | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| ACARREO Y EXTRACCION | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| MANO DE OBRA IMPLEMENTOS | 1900 \$ dolares americanos 200 \$ dolares americanos | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| COSTO DE PROPIEDAD Y OPERACION DEL SCOOP ACARREO MENSUAL ESTIMADO | 75 \$/Hr 300 HRS | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| COSTO TOTAL POR ACARREO Y EXTRACCION | 24600.00 \$ dolares americanos 4.10 \$/TM | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| COSTO TOTAL COSTO UNITARIO | 50247.26 \$ dolares americanos 8.37 \$US / TM | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

6.3. Análisis de Costo por Servicios Auxiliares.

Cuadro 9. Costos por ventilación

| COSTO DE VENTILACION | |
|---|-------------------------------|
| VENTILADOR | |
| CANTIDAD | 2 |
| CAUDAL | 60,000 CFM / VENTILADOR |
| POTENCIA | 75 HP / VENTILADOR (55.95 Kw) |
| COSTO DE PROPIEDAD | |
| Precio de Adquisicion | 75,000 |
| Vida Util en 10 años (hrs) | 45,000 |
| Trabajo Anual (hrs) | 4,500 |
| Duracion años | 10 |
| Factor de interes, impuesto, seguro, almacenaje (I.I.S.A.) | 19% |
| Costo horario de I.I.S.A. | 1.58 |
| Valor de rescate (20% del precio de adquisicion) | 15,000 |
| Costo horario de depreciacion | 1.33 |
| COSTO HORARIO DE PROPIEDAD (\$/hr) | 2.91 |
| COSTO DE OPERACIÓN | |
| Costo de reparaciones generales (\$/hr) (0.5 x Deprec x Vida util / 10,000) | 2.99 |
| Costo de mantenimiento (\$/hr) (0.33 x 75 HP x 0.05\$/Kw-hr x 0.746 Kw/HP) | 0.93 |
| COSTO HORARIO DE OPERACIÓN (\$/hr) | 3.92 |
| COSTO HORARIO DE PROPIEDAD Y OPERACIÓN (\$/hr) | 6.83 |

Cada ventilador trabaja 480 Hrs al mes, procedemos calcular el costo estimado de operación, sin energía.

| | Cantidad | | Costo \$/hr | hrs/mes | Costo mes | |
|-----------------------|----------|---|-------------|---------|-----------|----------|
| Ventilador 60,000 CFM | 2 | x | 6.83 | x | 480 | 6,556.80 |

Cuadro 10. Costos por energía.

| COSTO POR ENERGIA | | | | |
|------------------------------------|------------|---------------|-------------|---------------|
| | Potencia | Precio Unit | Utilizacion | Costo Mensual |
| Jumbo electrohidraulico | 2 x 45 Kw | 0.05 \$/Kw-hr | 150 Hrs/mes | 900 |
| Ventilador | 2 x 75 Kw | 0.05 \$/Kw-hr | 480 Hrs/mes | 2,685.60 |
| Compresoras | 1 x 200 HP | 0.05 \$/Kw-hr | 480 Hrs/mes | 3,600.00 |
| Costo de energia electrica por mes | | | | 7,185.60 |

| COSTO DE RELLENO DETRITICO CON DUMPER | | | | |
|---|-----------------|----------|---------|---------------|
| REQUIRIMIENTO | 2,857.14 m3/mes | DESMONTE | | |
| RENDIMIENTO | 19.6 m3/Hr | | | |
| COSTO DUMPER CON OPERADOR | 45 \$/hr | | | |
| COSTO SCOOP CON OPERADOR | 55 \$/hr | | | |
| | CANTIDAD | COSTO | HRS/MES | Costo Mensual |
| DUMPER | 2 | 45 | 145.77 | 13,119 |
| SCOOP 3.5 YD 3 | 1 | 55 | 302.29 | 16,626 |
| COSTO MENSUAL DE RELLENO DETRITICO CON DUMPER | | | | 29,745 |

Cuadro 11. Costos de relleno detrítico con dumper.**Cuadro 12.** Costos de relleno hidráulico.

| COSTO DE RELLENO HIDRAULICO | | | | |
|--------------------------------------|-----------------|------------|---------------|---------------|
| MANO DE OBRA | 1,500.00 \$/mes | | | |
| IMPLEMENTOS | 120 \$/mes | | | |
| SUBTOTAL | 1,620 | | | |
| MATERIALES E INSUMOS | CANTIDAD | PRECIO | Costo Mensual | |
| TELA ARPILLERA | 700 | 0.95 \$/m | 665 | |
| CLAVOS DE 3" 4" Y 5" | 10 | 1.05 \$/Kg | 11 | |
| SUBTOTAL | 676 | | | |
| EQUIPO | CANTIDAD | COSTO | HRS/MES | Costo Mensual |
| BOMBA MARHS NUEVA | 1 | 53.72 | 120 | 6,446 |
| BOMBA MARHS ANTIGUA | 1 | 18.17 | 120 | 2,180 |
| SUBTOTAL | 8,627 | | | |
| COSTO MENSUAL POR RELLENO HIDRAULICO | | | | 10,922 |

Cuadro 13. Costos por aire comprimido

| COSTO DE AIRE COMPRIMIDO PARA SOSTENIMIENTO | | |
|---|-----------|---------------|
| COMPRESORA INGERSOLL RAND (CE 05) | | |
| CAUDAL | 1,300 CFM | |
| PRESION | 90 PSI | |
| | PRECIO | Costo Mensual |
| MANO DE OBRA | \$/mes | 1,900 |
| IMPLEMENTOS | \$/mes | 100 |
| SUBTOTAL | | 2,000 |
| MANTENIMIENTO REPARACIONES | | Costo Mensual |
| MANTENIMIENTO Y REPARACIONES | | 340 |
| SUMINISTROS | | 205 |
| TARIFA FIJA MENSUAL | | 5,270 |
| SUBTOTAL | | 5,816 |
| COSTO MENSUAL POR AIRE COMPRIMIDO | | 5,816 |

El costo estimado de servicios auxiliares para ambos métodos de explotación, se calculara de la siguiente manera:

Hundimiento por Subnivel

| | |
|---|--------------------|
| Costo de ventilación | \$ 6,556.80 |
| Costo por energía | \$ 7,185.60 |
| Costo por aire Comprimido | \$ 5,816.00 |
| | |
| Total de costo de servicios auxiliares al mes | \$ 19,558.40 |
| Producción mensual | 6,000 TM |
| Costo unitario por servicios auxiliares | 3.26 \$/TM |
| Costo unitario por operación (cuadro 8) | 8.37 \$/TM |
| COSTO TOTAL DE OPERACIÓN | 11.63 \$/TM |

Corte y Relleno

| | |
|---|--------------------|
| Costo de ventilación | \$ 6,556.80 |
| Costo por energía | \$ 7,185.60 |
| Costo por aire Comprimido | \$ 5,816.00 |
| Costo por Relleno Hidráulico | \$ 10,922.00 |
| | |
| Total de costo de servicios auxiliares al mes | \$ 30,480.40 |
| Producción mensual | 3,600 TM |
| Costo unitario por servicios auxiliares | 8.47 \$/TM |
| Costo unitario por operación (cuadro 7) | 16.34 \$/TM |
| COSTO TOTAL DE OPERACIÓN | 24.81 \$/TM |

A estos costos de operación se debe adicionar los gastos administrativos, gastos por ventas, costo por beneficio de minerales, aproximadamente el valor de 25 \$/TM.

En los cuadros 14 y 15 resumimos el costo por tonelada de ambos métodos.

Cuadro 14. Resumen del costo con el método Corte y Relleno.

| CORTE Y RELLENO | | |
|--------------------------------|----------|-------------|
| PRODUCCION MENSUAL | 3,600 | TM |
| COSTO X TONELADA | 49.81 | \$/TM |
| RESERVAS | 23635.00 | TM |
| VIDA UTIL | 6 | MESES |
| VALOR DE MINERAL (3% DILUCION) | 77.76 | \$/TM |
| | | |
| MARGEN TOTAL | 100,620 | \$ US / MES |
| MARGEN OPERATIVO | 27.95 | \$ US / TM |

Cálculo del Valor Presente

| | | AÑO 1 | AÑO 2 |
|---|-------|------------------|------------------|
| PRODUCCION ANUAL | | 126,000 | 144,000 |
| INGRESO POR VALOR DE MINERAL (\$/TM) | 77.72 | 9,792,720 | 11,191,680 |
| COSTO POR OPERACION CORTE Y RELLENO (\$/TM) | 49.81 | 6,276,060 | 7,172,640 |
| REGALIAS | 5% | 489,636 | 559,584 |
| RENTA BRUTA | | 3,027,024 | 3,459,456 |
| GASTOS GENERALES FINANCIEROS Y VENTAS | 10.31 | 1,299,060 | 1,484,640 |
| DEPRECIACION | | 5,000 | 10,000 |
| RENTA NETA | | 1,722,964 | 1,964,816 |
| IMPUESTOS | 30% | 516,889 | 589,445 |
| UTILIDAD NETA | | 1,206,075 | 1,375,371 |
| DEPRECIACION | | 5,000 | 10,000 |
| TOTAL INGRESOS | | 1,211,075 | 1,385,371 |

Tasa Interes 12%

VAN = \$ 2'185,884

Cuadro 15. Resumen del costo con el método Hundimiento por subnivel.

| HUNDIMIENTO POR SUBNIVEL | |
|---------------------------------|---------------------|
| PRODUCCION MENSUAL | 6000 TM |
| COSTO X TONELADA | 36.63 \$ / TM |
| RESERVAS | 23635.00 TM |
| VIDA UTIL | 4 MESES |
| VALOR DE MINERAL (10% DILUCION) | 72.14 \$ / TM |
| MARGEN TOTAL | 213,060 US \$ / MES |
| MARGEN OPERATIVO | 35.51 US \$ / TM |

Cálculo del Valor Presente

| | | AÑO 1 | AÑO 2 |
|---|-------|------------------|------------------|
| PRODUCCION ANUAL | | 126,000 | 144,000 |
| INGRESO POR VALOR DE MINERAL (\$/TM) | 77.72 | 9,792,720 | 11,191,680 |
| COSTO POR OPERACION HUNDIMIENTO (\$/TM) | 36.63 | 4,615,380 | 5,274,720 |
| REGALIAS | 5% | 489,636 | 559,584 |
| RENTA BRUTA | | 4,687,704 | 5,357,376 |
| GASTOS GENERALES FINANCIEROS Y VENTAS | 10.31 | 1,299,060 | 1,484,640 |
| DEPRECIACION | | 8,000 | 12,500 |
| RENTA NETA | | 3,380,644 | 3,860,236 |
| IMPUESTOS | 30% | 1,014,193 | 1,158,071 |
| UTILIDAD NETA | | 2,366,451 | 2,702,165 |
| DEPRECIACION | | 8,000 | 12,500 |
| TOTAL INGRESOS | | 2,374,451 | 2,714,665 |

Tasa Interes 12%

VAN = \$ 4'284,469

Conclusiones

1. En la comparación de márgenes económicos entre la aplicación del método de Hundimiento por Subniveles versus el método de Corte y Relleno se demuestra que el primero de ellos tiene un margen económico mayor con 35.51 \$/TM, y una recuperación con casi el doble calculando su valor presente en cada uno de los métodos proyectado con dos años de trabajo. Adicionalmente la producción mensual con el método de explotación subterránea Hundimiento por Subnivel es mayor que explotándolo con el método Corte y Relleno con 2,400 TM adicionales mensualmente. En los cuadros 14 y 15 se observa en resumen esta diferencia.

2. El desarrollo del presente informe de suficiencia, está orientado a la aplicación de nuevas metodologías en proceso operativo de la mina, dependiente de la caracterización geomecánica, de la calidad de roca y el diseño de la explotación, es importante mencionar la aplicación de la tecnología de la información al planeamiento de minado. Los datos que ayudaron a estimar los costos en el capítulo VI, proviene de una data histórica, que fue aprovechada por el área de planeamiento.

3. El modelamiento geológico, es de mucha importancia para el cálculo de tonelaje de mineral estimado en los cuerpos y el diseño de los métodos de minado, en el caso del cuerpo Halley, este cuerpo fue preparado para ser

explotado en un inicio por el método corte y relleno, pero el volumen del cuerpo es versátil para cambiarlo al método Hundimiento por subniveles. Tal como fue mostrado en el capítulo II, cuadros 3 y 4.

4. Los resultados de la caracterización geomecánica de los tres cuerpos (Halley, Blanquita y Niño Perdido), ejecutado por el Departamento de Geomecánica, nos dice tanto el mineral como en las rocas cajas, tiene una clasificación de calidad Regular (3B, RMR: 41-50 y 4A, RMR: 51-60) y de menor proporción rocas de calidad Mala (4B, RMR: 21-30) por estar ligadas a zonas de falla.

5. Según el arreglo estructural que presenta el macizo rocoso del área de evaluación, el avance de las excavaciones asociadas al minado en dirección Norte - Sur representa la condición más ventajosa, desde el punto de vista de la estabilidad, en lo posible esta dirección de avance debe ser tomada en cuenta por planeamiento, diseño y operación mina. La dirección más desfavorable es Este - Oeste, por lo tanto, hay que tomarlo en cuenta para descartar las labores de preparación en esta dirección en el planeamiento de mina. El ítem 4.4.2 se explica los dos sistemas de falla más representativos del cuerpo Halley, el plan del diseño de las labores y en el plano 5 se observa la dirección de los subniveles de preparación.

6. Los resultados de la selección de método de minado, indicaron en un primer momento que el método de corte y relleno es ventajoso dadas las condiciones naturales del yacimiento, siendo más dinámico y de alta recuperación, con factores de seguridad altos, en cambio el método de taladros largos toma un tiempo adicional la preparación, lo que es menos dinámico, la recuperación es menor comparado con el método corte y relleno, los factores de seguridad tienen un mayor riesgo sobre todo en el momento del carguío y la extracción. Si bien es una desventaja, estos factores son controlados por la operación mina.

7. Las operaciones unitarias son las aplicadas a una mina mecanizada y la selección de equipo se realizó de acuerdo a los parámetros de rendimiento y costo de los equipos a emplearse en la exploración, desarrollo y producción, las cuales son de disponibilidad en las otras secciones de la mina.

8. Desde el punto de vista operativo, el suministro de relleno es la actividad de operación que representa los mayores problemas y es la que ha determinado la selección de la mejor alternativa de minado en este momento, el relleno hidráulico queda descartado, es factible emplear los mismos equipos de acarreo de mineral para trasladar desmonte de las labores de desarrollo y profundización de mina, comparando así, el relleno hidráulico con el relleno detrítico transportado con camión de bajo perfil, es más factible el relleno

detrítico, puesto que reducirá el costo de traslado de desmonte, ya que el desmonte no saldrá hasta superficie.

9. Los costos de operación calculados para este proyecto están basados en estimaciones hechas en base a una simulación de costos, los cuales luego serán ajustados en base a lo que reporte la ejecución del proyecto.

Recomendaciones

1. Principalmente se observa un déficit en la presión de aire comprimido en hora punta, para lo cual se recomienda instalar un pulmón en la zona baja para evitar las caídas de presión de aire.
2. Se indica que el Departamento de Operación Mina de la Compañía Minera Raura S.A. deberá ser quien monitoree el desarrollo y la ejecución del presente proyecto con la finalidad de controlar desviaciones que se puedan presentar, tomando las soluciones más adecuadas y oportunas.
3. De acuerdo a la experiencia que hay en mina Raura, el tiempo de autosoporte estaría en el orden de 4 a 5 semanas, este tiempo debe ser tomado en cuenta para el planeamiento y la operación mina, para programar la secuencia de disparo de taladros largos, la limpieza de mineral y la producción mensual. Adicionalmente, se recomienda programar campañas de desate en las labores alrededor del cuerpo Halley, coordinado y supervisado por las áreas de Seguridad y Geomecánica.
4. Se recomienda adicionalmente tomar en cuenta monitoreo de vibraciones con sismógrafo en cada disparo para tener información de la perturbación del macizo rocoso, en cada disparo la energía de la voladura debe ser aprovechada en la rotura de mineral, el monitoreo de vibraciones debe

interpretarse para explicar si esta energía es aprovechada en rotura o existe pérdida de energía traducido en vibración o perturbación del macizo rocoso.

5. El cronograma de producción y preparación, deberá ser preparado por el área de operación mina, quien estará en la facultad de determinar las necesidades y selección de equipos que se requieren para el minado de los tres cuerpos: Halley, Blanquita y Niño Perdido.

6. En este informe se brinda información necesaria sobre el diseño del método de minado; los detalles del mismo deberán ser confrontados con la ejecución del mismo y durante la operación también habrá la oportunidad de afinar el método, de acuerdo como vaya presentándose las condiciones In-situ y las leyes de mineral. Por ejemplo, no se ha tocado el tema de las vetas angostas existentes en Blanquita, según el ancho que presenten, podríamos aplicar Hundimiento por Subnivel a vetas angostas.

Referencias Bibliográficas

1. Roberto Maldonado Astorga, Clasificación y Análisis de costos en Minería, abril de 1996.
2. Manual Práctico de Voladura EXSA (3ra Edición)
3. Antonio J. Blanco Quiroga, Informe de Práctica Cía. Minera Raura.
4. Memoria Anual 2007 de la Cía. Minera Raura.

ANEXO 1

PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA

| | | |
|----------------------|---|-----------------------|
| TIPO DE ROCA | : | REGULAR III B |
| RMR | : | 46 |
| DENSIDAD DEL MINERAL | : | 3.5 TM/m ³ |
| DIAMETRO DEL TALADRO | : | 64 mm |
| LONGITUD DEL TALADRO | : | 6 - 8 m (VARIABLE) |
| BURDEN | : | 1.50 m |
| ESPACIAMIENTO | : | 2.00 m |
| DENSIDAD DE CARGA | : | 3.0 Kg. de ANFO/m |
| FACTOR DE CARGA | : | 0.25 Kg/TM |

ANEXO 2

REQUERIMIENTO Y SELECCIÓN DEL EQUIPO DE LIMPIEZA Y CARGUÍO

| | | |
|------------------------------|---|---|
| MATERIAL | : | Mineral de Zn |
| DENSIDAD DEL MATERIAL SUELTO | : | 3.50 TM/m ³ |
| CAPACIDAD DE CUCHARA | : | 3.5 yd ³ o 2.66 m ³ |
| TIEMPO DE CICLO ESTIMADO | : | 10 minutos |
| FACTOR DE LLENADO | : | 80% |
| DISPONIBILIDAD MECANICA | : | 80% |
| EFICIENCIA DE TIEMPO | : | 60% |
| HORAS / MES | : | 300 |
| PRODUCCION REQUERIDA | : | 3,500 TM/mes |

1. TONELADAS POR VIAJE:

CAPACIDAD DE CUCHARA X DENSIDAD DEL MATERIAL SUELTO X
FACTOR DE LLENADO

$$2.66 \text{ m}^3 \times 3.50 \text{ TM/m}^3 \times 0.80 = 7.44 \text{ TM / VIAJE}$$

2. NUMERO DE VIAJES POR HORA:

60 MINUTOS / TIEMPO DE CICLO ESTIMADO

$$60 \text{ MIN/HORA} / 10 \text{ MIN/VIAJE} = 6 \text{ VIAJES/HORA}$$

3. TIEMPO NETO DE OPERACIÓN POR HORA:

60 MINUTOS X DISPONIBILIDAD MECANICA X EFICIENCIA DE TIEMPO

$60 \text{ MIN/HORA} \times 0.8 \times 0.6 = 28.80 \text{ MINUTOS}$

4. NUMERO DE VIAJES EFECTIVOS POR HORA:

TIEMPO DE OPERACIÓN POR HORA / TIEMPO DE CICLO ESTIMADO

$28.80 \text{ MINUTOS} / 10 \text{ MINUTOS} = 2.88 \text{ VIAJES} / \text{HORA}$

5. PRODUCCION EFECTIVA POR HORA:

NUMERO DE VIAJES EFECTIVOS POR HORA X TONELADAS POR VIAJE

$2.88 \text{ VIAJES} / \text{HORA} \times 7.44 \text{ TM} / \text{VIAJE} = 21.43 \text{ TM} / \text{HORA}$

6. PRODUCCION EFECTIVA POR MES:

PRODUCCION EFECTIVA POR HORA X HORAS / MES

$21.43 \text{ TM} / \text{HORA} \times 300 \text{ HRS} / \text{MES} = 6,429 \text{ TM} / \text{MES}$

7. NUMERO DE UNIDADES REQUERIDAS:

PRODUCCION REQUERIDA / PRODUCCION EFECTIVA POR MES

$3,500 \text{ TM/mes} / 6,429 \text{ TM} / \text{MES} = 0,54 \text{ EQUIVALENTE A 1 UNIDAD.}$

ANEXO 3

REQUERIMIENTO DEL EQUIPO DE ACARREO Y EXTRACCION

| | | |
|------------------------------|---|------------------------|
| MATERIAL | : | Mineral de Zn |
| DENSIDAD DEL MATERIAL SUELTO | : | 3.50 TM/m ³ |
| CAPACIDAD DE TOLVA | : | 5.00 m ³ |
| TIEMPO DE CICLO ESTIMADO | : | 90 minutos |
| FACTOR DE LLENADO | : | 80% |
| DISPONIBILIDAD MECANICA | : | 85% |
| EFICIENCIA DE TIEMPO | : | 90% |
| HORAS / MES | : | 300 |
| PRODUCCION REQUERIDA | : | 3,500 TM/mes |

1. TONELADAS POR VIAJE

CAPACIDAD DE CUCHARA X DENSIDAD DEL MATERIAL SUELTO X
FACTOR DE LLENADO

$$5.00 \text{ m}^3 \times 3.50 \text{ TM/m}^3 \times 0.80 = 14.00 \text{ TM / VIAJE}$$

2. NUMERO DE VIAJES POR HORA NETA

60 MINUTOS / TIEMPO DE CICLO ESTIMADO

$$60 \text{ MIN/HORA} / 90 \text{ MIN/VIAJE} = 0.66 \text{ VIAJES/HORA}$$

3. TIEMPO NETO DE OPERACIÓN POR HORA

60 MINUTOS X DISPONIBILIDAD MECANICA X EFICIENCIA DE TIEMPO

$$60 \text{ MIN/HORA} \times 0.85 \times 0.90 = 45.90 \text{ MINUTOS}$$

4. NUMERO DE VIAJES EFECTIVO POR HORA

TIEMPO DE OPERACIÓN POR HORA / TIEMPO DE CICLO ESTIMADO

$$45.90 \text{ MINUTOS} / 90 \text{ MINUTOS} = 0.51 \text{ VIAJES} / \text{HORA}$$

5. PRODUCCION EFECTIVA POR HORA

NUMERO DE VIAJES EFECTIVOS POR HORA X TONELADAS POR HORA

$$0.51 \text{ VIAJES} / \text{HORA} \times 14.00 \text{ TM} / \text{VIAJE} = 7.14 \text{ TM} / \text{HORA}$$

6. PRODUCCION EFECTIVA AL MES

PRODUCCION EFECTIVA POR HORA X HORAS / MES

$$7.14 \text{ TM} / \text{HORA} \times 300 \text{ HRS} / \text{MES} = 2,142 \text{ TM} / \text{MES}$$

7. NUMERO DE UNIDADES REQUERIDAS

PRODUCCION REQUERIDA / PRODUCCION EFECTIVA POR MES

$$3500 \text{ TM} / \text{MES} / 2,142 \text{ TM} / \text{MES} = 1.633 \text{ EQUIVALENTE A SOLICITAR 2}$$

UNIDADES DE VOLQUETES PARA ACARREAR EL MINERAL.

ANEXO 4

PARAMETROS PARA EL CALCULO DE BURDEN CON EL MODELO MATEMATICO DE LANGEFORS

| POTENCIA RELATIVA EN PESO (PRP) (S) | | | |
|--|--------|------|-------|
| | | S | gr/cc |
| Anfo | | 0.87 | 0.84 |
| Dinamita 35% | | 1.00 | |
| Goma pura | | 1.27 | |
| Emulnor 1000 | 83.00 | 0.83 | 1.15 |
| Emulnor 3000 | 101.00 | 1.01 | 1.15 |
| Emulnor 5000 | 110.00 | 1.10 | 1.15 |
| Gelblast | 82.00 | 0.82 | 1.25 |
| Gelblast Plus | 94.00 | 0.94 | 1.25 |
| Iremita 102 | 121.00 | 1.21 | 1.20 |
| Iremita 42 | 89.00 | 0.89 | 1.15 |
| Iremita 42 LD | 89.00 | 0.89 | 1.05 |
| Iremita 62 | 102.00 | 1.02 | 1.18 |
| Iremita 62 LD | 89.00 | 0.89 | 1.10 |
| Iremita 82 | 111.00 | 1.11 | 1.18 |
| Iremita Pre-Slit | 81.00 | 0.81 | 1.00 |
| Nitrosem "0" Confinado | 100.00 | 1.00 | 0.93 |
| Nitrosem "10" Confinado | 138.00 | 1.38 | 0.99 |
| Nitrosem "5" Confinado | 122.00 | 1.22 | 1.03 |
| Nitrosem "L" Confinado | 98.00 | 0.98 | 0.72 |
| Super Gelblast | 109.00 | 1.09 | 1.25 |

| FACTOR DE FIJACION | f | | | |
|--------------------------------|------|------|------|-------------|
| | oo.1 | 3.1 | 2.1 | Fondo Libre |
| Inclinacion | | | | |
| Una hilera de taladros | 1.00 | 0.90 | 0.85 | 0.75 |
| Recorte una hilera de taladros | 1.00 | 0.90 | 0.85 | 0.75 |
| Rebaje una hilera de taladros | 0.80 | 0.70 | 0.65 | 0.60 |
| Recorte taladros aislados | 1.45 | 1.30 | 1.23 | 1.10 |

CARTILLA GEOMECANICA
ZONA IV NV 250 CUERPO HALLEY

| COMPAÑIA MINERA RAURA | | LUGAR : Nv. 250 - SECCION IV | | | LUGAR : CUERPO HALLEY | | | | | | | |
|--|------------------|-------------------------------------|----------------------|-------------------|------------------------------|------------------|--------------|--------------------|---------------------|----------|-----------|-----------|
| DEPARTAMENTO MECANICA DE ROCAS | | LABOR : TAJO 350 | | | FECHA : 30 / 10 / 07 | | | | | | | |
| VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.) | | | | | | | | | | | | |
| PARAMETROS | | RANGO DE VALORES | | | | | | VALOR ESTIMADO | VALORACION | | | |
| | | | | | | | | | | | | |
| R. COMPRESION UNIAxIAL (Mpa) | | >250 (15) | 100-250 (12) | X | 50-100 (7) | | 25-50 (4) | <25(2) <5(1) <1(0) | 7 | | | |
| RQD % | | 90-100 (20) | 75-90 (17) | X | 50-75 (13) | | 25-50 (8) | <25 (3) | 13 | | | |
| ESPACIAMIENTO (m) | | >2 (20) | 0,6-2 (15) | | 0.2-0.6 (10) | X | 0.06-0.2 (8) | < 0.06 (5) | 8 | | | |
| CONDICION DE JUNTAS | PERSISTENCIA | <1m long. (6) | 1-3 m Long. (4) | | 3-10m (2) | | 10-20 m (1) | X | > 20 m (0) | 0 | | |
| | APERTURA | Cerrada (6) | X | <0.1mm apert. (5) | 0.1-1.0mm (4) | | 1 - 5 mm (1) | | > 5 mm (0) | 5 | | |
| | RUGOSIDAD | Muy rugosa (6) | | Rugosa (5) | X | Lig.rugosa (3) | | Lisa (1) | Espejo de falla (0) | 3 | | |
| | RELLENO | Limpia (6) | X | Duro < 5mm (4) | | Duro> 5mm (2) | | Suave < 5 mm (1) | Suave > 5 mm (0) | 4 | | |
| INTEMPERIZA. | | Sana (6) | X | Lig. Intempe. (5) | | Mod.Intempe. (3) | | Muy Intempe. (2) | Descompuesta (0) | 5 | | |
| AGUA SUBTERRANEA | | X | Seco (15) | | Humedo (10) | | Mojado (7) | | Goteo (4) | | Flujo (0) | 15 |
| VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = | | | | | | | | | | | | |
| CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | | | | | | | |
| RMR | 100 - 61 | | 60 - 41 | | | 40 - 0 | | | | | | |
| DESCRIPCION | I - BUENA | | III - REGULAR | | | V - MALA | | | | | | |
| Marque una "X" | () | | (X) | | | () | | | | | | |
| 60 | | | | | | | | | | | | |

ANEXO 5

RESERVAS MINERALES DE LOS CUERPOS HALLEY

| RECURSOS MINERALES VALORIZADOS | | | | | | |
|---------------------------------------|----------------|-------------|-------------|-------------|--------------|----------------|
| TIPO DE RECURSO | TM | %Cu | %Pb | %Zn | Oz Ag | US\$/TM |
| RECURSOS MEDIDOS | | | | | | |
| ECONOMICOS | 80,000 | 0.20 | 3.15 | 7.14 | 5.50 | 110.00 |
| MARGINAL | 40,000 | 0.31 | 1.05 | 3.32 | 3.60 | 95.00 |
| TOTAL RECURSOS MEDIDOS | 120,000 | 0.24 | 2.45 | 5.87 | 4.87 | 105.00 |
| RECURSOS INDICADOS | | | | | | |
| ECONOMICOS | 40,000 | 0.26 | 3.21 | 6.15 | 5.50 | 105.55 |
| MARGINAL | 20,000 | 0.15 | 1.05 | 3.12 | 4.32 | 40.43 |
| TOTAL RECURSOS INDICADOS | 60,000 | 0.22 | 2.49 | 5.14 | 5.11 | 83.84 |
| TOTAL (MEDIDOS + INDICADOS) | 180,000 | 0.23 | 2.46 | 5.62 | 4.95 | 97.95 |
| AJUSTE POR CUBICACION | 180,000 | 0.29 | 1.90 | 6.62 | 3.00 | 80.16 |

ANEXO 5

RESERVAS MINERALES PARA EL CUERPO NIÑO PERDIDO

| RECURSOS MINERALES VALORIZADOS | | | | | | |
|------------------------------------|----------------|-------------|-------------|-------------|-------------|--------------|
| TIPO DE RECURSO | TM | %Cu | %Pb | %Zn | Oz Ag | US\$/TM |
| RECURSOS MEDIDOS | | | | | | |
| ECONOMICOS | 80,000 | 0.05 | 2.17 | 4.56 | 2.16 | 90.00 |
| MARGINAL | 40,000 | 0.03 | 1.05 | 2.17 | 1.10 | 85.00 |
| TOTAL RECURSOS MEDIDOS | 120,000 | 0.04 | 1.80 | 3.76 | 1.81 | 88.33 |
| RECURSOS INDICADOS | | | | | | |
| ECONOMICOS | 40,000 | 0.06 | 2.50 | 5.16 | 2.12 | 90.00 |
| MARGINAL | 20,000 | 0.02 | 1.50 | 3.12 | 0.60 | 85.00 |
| TOTAL RECURSOS INDICADOS | 60,000 | 0.05 | 2.17 | 4.48 | 1.61 | 88.33 |
| TOTAL (MEDIDOS + INDICADOS) | 180,000 | 0.04 | 1.92 | 4.00 | 1.74 | 88.33 |
| AJUSTE POR CUBICACION | 180,000 | 0.29 | 1.90 | 6.62 | 3.00 | 76.50 |

ANEXO 5

RESERVAS MINERALES PARA EL CUERPO BLANQUITA

| RECURSOS MINERALES VALORIZADOS | | | | | | |
|---------------------------------------|----------------|-------------|-------------|-------------|--------------|----------------|
| TIPO DE RECURSO | TM | %Cu | %Pb | %Zn | Oz Ag | US\$/TM |
| RECURSOS MEDIDOS | | | | | | |
| ECONOMICOS | 80,000 | 0.30 | 2.64 | 10.44 | 2.60 | 98.24 |
| MARGINAL | 40,000 | 0.29 | 1.10 | 6.66 | 1.89 | 77.27 |
| TOTAL RECURSOS MEDIDOS | 120,000 | 0.30 | 2.13 | 9.18 | 2.36 | 91.25 |
| RECURSOS INDICADOS | | | | | | |
| ECONOMICOS | 40,000 | 0.38 | 2.44 | 10.38 | 2.71 | 96.24 |
| MARGINAL | 20,000 | 0.47 | 1.25 | 6.11 | 2.09 | 75.40 |
| TOTAL RECURSOS INDICADOS | 60,000 | 0.41 | 2.04 | 8.96 | 2.50 | 89.29 |
| TOTAL (MEDIDOS + INDICADOS) | 180,000 | 0.33 | 2.10 | 9.11 | 2.41 | 90.60 |
| AJUSTE POR CUBICACION | 180,000 | 0.29 | 1.90 | 6.62 | 3.00 | 76.50 |