

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



“APLICACIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION LONGWALL EN
VETAS AURIFERAS ANGOSTAS EN LA ZONA DE PATRICK -
MARSA”

TESIS

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

JOSE FRANCISCO RAMIREZ GOMEZ

Lima - Perú

2010

DEDICATORIA

A Dios, amigo incondicional y guía en todo momento; a mis padres Rosa Gómez Valqui y José Ramírez por el apoyo incansable brindado en toda mi formación profesional, a mi hermana y amiga Gloria; al amor de mi vida y dueña de mi corazón Odalis y a mis hijos que son la fuerza y motivo para seguir adelante en esta vida.

AGRADECIMIENTO

Agradezco al personal de la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A., en la persona del Superintendente General Ing. Edgardo Arrescurrenaga Egoávil, y del Superintendente de Mina Socrates Sifuentes Suarez por haberme brindado la oportunidad y la confianza necesaria para poder realizar la siguiente tesis de titulación y seguir desarrollándome profesionalmente.

A mis compañeros de trabajo, por esas ganas de seguir haciendo minería en el Perú y seguir la ideología del Doctor Andres Marsano.

A mi alma mater la Universidad Nacional de Ingeniería, a sus docentes por haberme brindado los conocimientos adquiridos, al Ing. Francisco Grimaldo (Asesor especialista) y Carmen Mattos que con su apoyo he logrado terminar algo tan importante en mi vida profesional.

RESUMEN

Desde el año 2006 Unidad Minera Aurífera Retamas inicia el proyecto Rampa Patrick labor de profundización para acceder a las estructuras mineralizadas de las vetas Valeria ya reconocidas mediante sondajes diamantinos y ganar nuevas reservas con la finalidad de reemplazar a la zonas de explotación que estaban en etapas de agotamiento de reservas y otras en cierre de mina, pertenecientes a la zona alta de la División Sur.

Al impactar Valeria se propone como objetivo mejorar la productividad en la explotación de las vetas, basado en el siguiente círculo: seguridad, producción, bajos costos de operación y cuidado del medio ambiente.

Al culminar el estudio de la evaluación geomecánica de la masa rocosa asociada a la veta Valeria, sus características y por los parámetros

geomecánicos evaluados *in-situ*, se recomienda que la explotación de estas vetas se puede dar mediante el método **Longwall**.

La aplicación del método **Longwall**, se realizó en los meses de agosto y setiembre del 2008 en la veta Valeria de los bloques 556-658, como proyectos piloto, teniendo en cuenta las características del macizo rocoso y la potencia de veta, así como la disponibilidad de los equipos de limpieza y de acarreo y de todos los servicios auxiliares; estos resultados serán tomados como referentes para la aplicación del nuevo método en la futura explotación de las vetas de Valeria.

Finalmente, las labores de operación y preparación previas a la explotación, equipos de limpieza, la evaluación económica, comparación de los precios unitarios y la mejora en los rendimientos que repercuten en un menor costo de producción aplicando el método **Longwall** se presentan detalladas en el presente trabajo que demuestran la factibilidad de su aplicación.

INDICE

| | Pagina |
|---|--------|
| Dedicatoria | |
| Agradecimiento | |
| Resumen | |
| CAPITULO I: INTRODUCCION | 01 |
| CAPÍTULO II: GENERALIDADES | 06 |
| 2.1. Ubicación y Acceso | 06 |
| 2.2. Clima | 09 |
| 2.3. Relieve | 09 |
| 2.4. Recursos humanos | 11 |
| 2.5. Breve reseña histórica de la mina | 11 |
| CAPÍTULO III: GEOLOGIA | 13 |
| 3.1. Geología general | 13 |
| 3.2. Geología local | 14 |
| 3.3. Petrografía | 15 |
| 3.3.1. Rocas Intrusivas | 15 |
| 3.3.2. Rocas Metamórficas | 16 |
| 3.3.3. Rocas Sedimentarias | 16 |
| 3.3.4. Depósitos Cuaternarios | 17 |
| 3.4. Geología estructural | 17 |

| | | |
|---|--|----|
| 3.4.1. | Plegamiento | 17 |
| 3.4.2. | Fracturamiento | 18 |
| 3.4.3. | Fallamiento | 18 |
| 3.4.4. | Sistema de Vetas | 20 |
| 3.5. | Geometría del yacimiento | 21 |
| 3.6. | Controles de Mineralización | 22 |
| 3.7. | Alteración de cajas | 23 |
| 3.8. | Mineralogía | 23 |
| 3.9. | Geología Económica | 24 |
| 3.10. | Reservas Geológicas | 26 |
| 3.11. | Reservas y Características de la Veta Valeria | 26 |
| CAPÍTULO IV: EVALUACION GEOMECANICA VETA VALERIA | | 29 |
| 4.1. | Zonificación y Clasificación Geomecánica | 29 |
| CAPITULO V SELECCIÓN DEL METODO DE MINADO | | 31 |
| 5.1. | Aplicación del Programa UBC <i>Mining Method Selector</i> | 32 |
| 5.2. | Minado por Tajeos Largos (<i>Longwall</i>) | 33 |
| 5.3. | Requerimientos para el Uso del " <i>Longwall Mining</i> " | 34 |
| CAPITULO VI: APLICACIÓN DEL METODO <i>LONGWALL</i> | | |
| EN EL TAJO PILOTO 658 | | 37 |
| 6.1. | Preparación del block (40 m x 80 m) | 37 |
| 6.2. | Perforación y Voladura. | 40 |

| | | |
|--|---|----|
| 6.3. | Limpieza-Extracción | 44 |
| 6.4. | Sostenimiento | 47 |
| CAPITULO VII: SERVICIOS AUXILIARES | | 50 |
| 7.1. | Relleno | 50 |
| 7.2. | Ventilación | 53 |
| 7.3. | Agua, Aire, Energía | 54 |
| 7.4. | Transporte | 54 |
| 7.5. | Planta concentradora | 54 |
| CAPITULO VIII: EVALUACIÓN ECONÓMICA | | 58 |
| 8.1. | Determinación óptima de la Longitud de Corte | 58 |
| 8.2. | Dilución | 59 |
| 8.3. | Cuadro Comparativo de Rendimientos entre los métodos de Explotación C&R Y LW. | 60 |
| 8.4. | Análisis Económico T.J. 658 | 61 |
| CAPITULO IX: GESTION DE SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE | | 67 |
| 9.1. | Gestión de la Seguridad | 67 |
| 9.2. | Gestión de Medio Ambiente | 68 |
| CONCLUSIONES | | 69 |
| RECOMENDACIONES | | 72 |
| BIBLIOGRAFIA | | 73 |
| ANEXOS | | 74 |

FIGURAS

- Figura 1. Ubicación Minera Aurífera Retamas.
- Figura 2. Plano Topográfico Superficial.
- Figura 3. Plano Geológico y Estructural
- Figura 4. Método de Explotación *Longwall*
- Figura 5. Vista en Isométrico preparación de un Block 40m x 20m.
- Figura 6. Vista en Sección, preparación de un bloque 20 m x 80 m.
- Figura 7. Configuración esquemática de la Veta Valeria.
- Figura 8. Malla de Perforación.
- Figura 9. Rumbo de perforación.
- Figura 10. Limpieza de Mineral.
- Figura 11. Vista de la explotación por *Longwall* en su primera etapa de corte, dirección de minado de dos grupos.
- Figura 12. Vista del Block Explotado 34 m x 20 m, dejando pilares de tres metros en los extremos.
- Figura 13. Vista del Block Rellenado.
- Figura 14. Tabique para Relleno Hidráulico (vista frontal).
- Figura 15. Instalación de tubería de relleno.
- Figura 16. Instalación de Ventilador.

FOTOS

- Foto 1. Verificación del Burden vs. Espaciamiento.
- Foto 2. Personal realizando el amarre.
- Foto 3. Resultado del disparo.
- Foto 4. Winche de arrastre de 15 hp.
- Foto 5. Rastra de limpieza 36".
- Foto 6. Locomotora de extracción BEV 3.5 t.
- Foto 7. Sostenimiento con Puntales de 7".

Foto 8. Sostenimiento con *JackPack*.

Foto 9. Sostenimiento con *WoodPack*.

Foto 10. Tajo 658 en relleno.

CUADROS

Cuadro 1. Reservas Geológicas Mina.

Cuadro 2. Reservas Geológicas Veta Valeria.

Cuadro 3. Cubicación del bloque de Mineral 658.

Cuadro 4. Cuadro Comparativo entre los métodos de Explotación.

Cuadro 5. Costos de Desarrollo.

Cuadro 6. Costos de Minado.

Cuadro 7. Costos de Producción.

Cuadro 8: Comparación de resultados de los Métodos de Explotación.

Cuadro 9. Cronograma de Labores de Preparación e Inversión.

Cuadro 10. VAN-TIR Corte y Relleno Ascendente.

Cuadro 11. VAN-TIR *Longwall*.

ANEXOS

Anexo 1. Metodología aplicada en la clasificación geomecánica de la veta Valeria (RMR-GSI); Plano Topográfico y Plano de zonificación de la zona de estudio (Nivel 2720-2743).

Anexo 2. Aplicación del *Software UBC Minig Method Selector*.

Anexo 3. Diagrama de Flujo Planta Concentradora

Anexo 4. P.U. Método de Explotación *Longwall*, Corte y Relleno Ascendente, GAL 7'X8', B/P 7'X8', S/N 4'X6', CHI INC 5'X5', 8'X5', CH 5'X5', TOLVA.

CAPITULO I: INTRODUCCION

La Unidad Minera Aurífera Retamas S.A. está localizada en la zona aurífera de Parcoy, Gigante y Buldibuyo, está ligada a una faja de rocas intrusivas conocida como “**Batolito de Pataz**”, que cortan a los esquistos, filitas, pizarras y rocas metavolcánicas del complejo Marañón. El yacimiento tiene como principal mineral de mena a la pirita aurífera, que se presenta acompañada de arsenopirita, galena marmatita-esfalerita, y también el cuarzo sacaroide como mineral de mena por hospedar oro libre, los cuales son explotados mediante los métodos de corte y relleno ascendente, cámaras y pilares y circado, y en la zona de División Sur se trabaja solo en la recuperación de pilares, dicho mineral es transportado mediante volquetes a la planta concentradora de San Andrés que trata en forma diaria 1500 tms para luego obtener concentrados de Oro, y en menor proporción Plata.

Antes de iniciar con la explotación de mineral en la sección de Valeria II, se hizo un estudio teórico de las características de la veta Valeria mediante con el Software “ALCODER” y *UBC Mining method Selector*, recomendando que por las características de la veta Valeria y el macizo rocoso y los parámetros geomecánicos evaluados *in-situ* la explotación se adapta muy bien para un frente en retroceso tipo *Longwall* (como en el Carbón), en razón que cuenta con cajas moderados a estables, buzamiento inferior a los 30° y mineral de calidad geomecánica de baja a media.

Asimismo parte de este estudio, fue realizar una evaluación geomecánica de la masa rocosa asociada a la veta Valeria, con el fin de determinar la estabilidad de las aberturas de los blocks propuestos por planeamiento, así como los esquemas y secuencias del avance del minado más adecuadas para una explotación segura y mayor recuperación de mineral. Los alcances relacionados con el objetivo planteado son:

- Diseño vía metodologías empíricas.
- Análisis de estabilidad y diseño vía modelamiento numérico.
- Influencia del minado de Valeria en la Rampa Patrick II.

Los antecedentes utilizados en el desarrollo del estudio fueron los siguientes:

- Planos de planeamiento del método de explotación.
- Cortes transversales y longitudinales de la veta Valeria.

- Caracterización geomecánica de la veta Valeria, del dpto. de mecánica de Rocas de la mina.
- Geología de la veta Valeria, del dpto. de Geología de la Mina.

Teniendo estos resultados mediante se hizo el proyecto piloto en el bloque de mineral 658.

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Debido a que las reservas de mineral de Minera Aurífera Retamas se encuentran en profundización, y la ubicación actual de la planta de tratamiento (producción de 1500 tms/día) distante hace que estas condiciones incrementen los costos de operación.

Al ser Patrick una zona que se inicia en la etapa de explotación, es necesario optar por métodos de explotación seguros, eficientes, con mayor recuperación de mineral, sin evacuación de desmonte de los tajeos, los cuales permitan minimizar los costos de operación.

HIPOTESIS

Por los parámetros geomecánicos evaluados *in-situ* del macizo rocoso, la forma, potencia y buzamiento de la Veta Valeria, que cuenta con cajas moderados a estables y mineral de calidad de baja a media, el método de explotación que se podría implementar es el método *Longwall*, como

método alternativo al corte y relleno ascendente que se aplica en la explotación de las vetas.

OBJETIVO GENERAL

Demostrar, que el método *Longwall* se puede ejecutar en la explotación de las vetas auríferas angostas ya que es más operativo, económico y seguro que el método utilizado en MARSA (Corte y Relleno Ascendente).

METODO DE TRABAJO

El presente proyecto comprende cuatro etapas:

La primera parte del proyecto consta de la recolección de datos y de Información geologica-geoestructural, topográfica de las características de la veta Valeria, los estudios realizados mediante los *software ALCODER* y el programa UBC *Mining method Selector*.

La segunda parte es la evaluación de toda la información recolectada y puesta al servicio para la aplicación del método en la veta Valeria. Se diseñará las labores de preparación, el cuadrículado de los bloques de mineral, los equipos necesarios, los servicios auxiliares, perforación y voladura.

La tercera etapa: Análisis de precios unitarios, Costo / Beneficio, rentabilidad, entre el método propuesto y el método de explotación actualmente utilizado.

La cuarta etapa consta de la capacitación al personal ejecutor del proyecto, cronograma de trabajo, aplicación y seguimiento del método en las futuras zonas de explotación.

CAPÍTULO II: GENERALIDADES

2.1. UBICACIÓN Y ACCESO

La Mina el Gigante se halla situado en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, provincia de Pataz y departamento de La Libertad; emplazada en las vertientes del flanco Oriental de la Cuenca hidrográfica del Marañón, en el sector Norte de la Cordillera Central.

Sus coordenadas geográficas son:

- Latitud Sur: 08°02'
- Longitud Oeste: 77°20'
- Altitud Promedio de la Mina: 3950 m.s.n.m.

El acceso se realiza de la siguiente forma:

· **Por vía terrestre:**

- Lima – Trujillo 562 km. Asfaltado
- Trujillo – Chirán 34 km. Asfaltado

- Chirán – Chagual 307 km. Trocha
Carrozable
- Chagual – Mina Gigante 70 km. Trocha
Carrozable
- **Por vía aérea:**
 - Lima – Aeródromo Pías
 - Lima – Pías Aprox. 1:30' Vuelo Charter
 - Trujillo – Pías Aprox. 0:30' Vuelo Charter-
Comercial



· Figura N° 1 : Ubicación Minera Aurífera Retamas

2.2. CLIMA

El clima es predominantemente frígido, típico de la región Puna o Jalca; presenta dos variantes climatológicas marcadas: noviembre a abril con lluvias constantes y otra relativamente seca en el resto del año.

2.3. RELIEVE

La topografía es accidentada, marcada por las quebradas Molinetes, Mano de Dios, Pomachay, San Vicente, Los Loros, Huinchus, etc.; la erosión glacial y pluvial ha formado valles y circos glaciares; el drenaje es dendrítico. Por la zona se tienen elevaciones hasta de 4,260 m (Cerro-Yurirca), con desniveles en cotas de hasta 400 m.

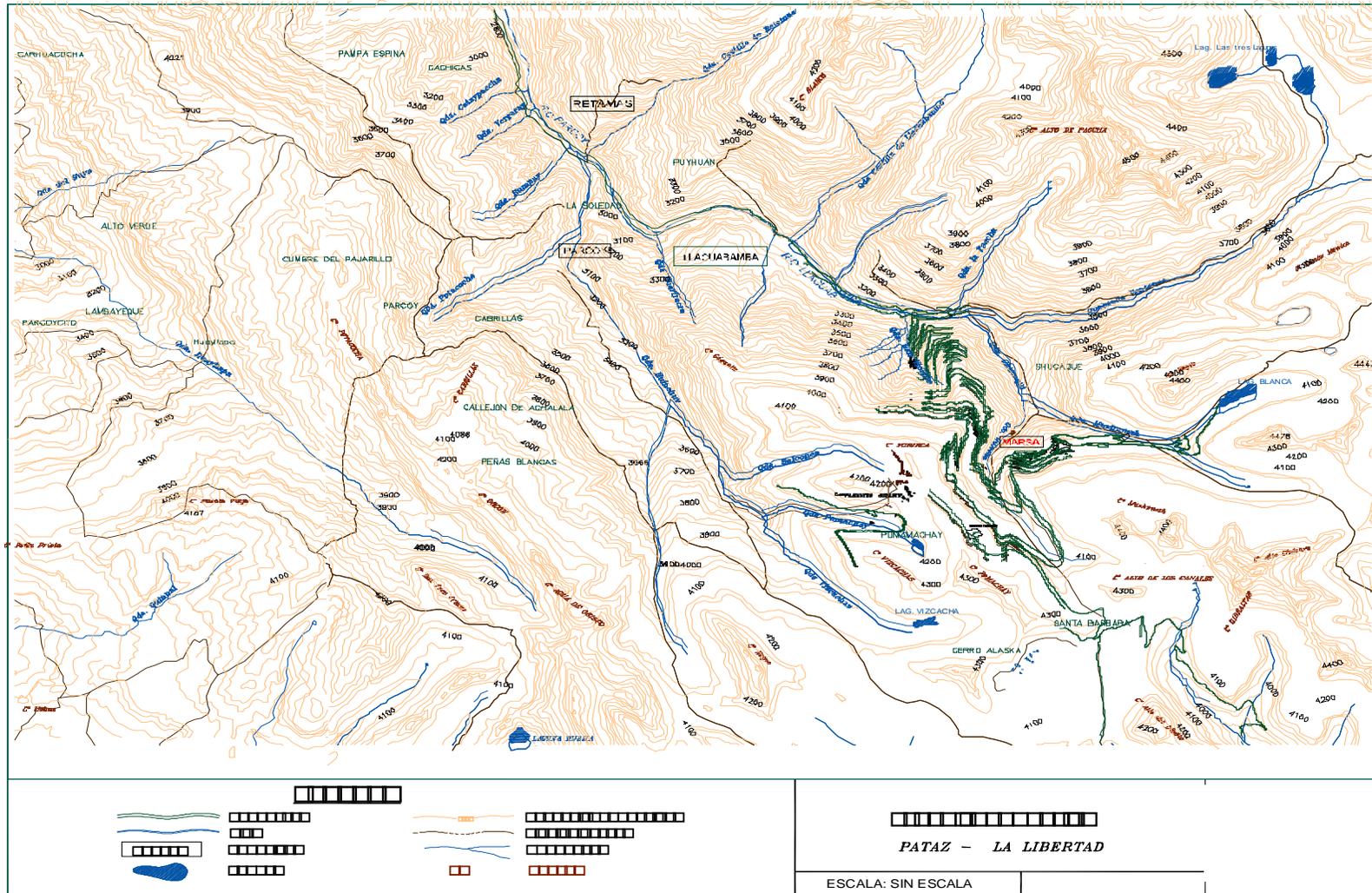


Figura Nº 2 Plano Topográfico Superficial

2.4. RECURSOS HUMANOS

Anteriormente la fuerza laboral provenía de la zona sur y central del Perú, pero por política de la empresa mediante el área de recursos humanos se está tomando personal obrero de los alrededores del lugar de las zonas de Llacuabamba, Tayabamba, Buldibuyo, Parcoy, Retamas, y de las ciudades de Trujillo, Cajamarca.

2.5. BREVE RESEÑA HISTÓRICA DE LA MINA

La historia de Minera Aurífera Retamas S.A. es un típico ejemplo de cómo el esfuerzo decidido de un empresario peruano puede ser la llave para alcanzar el éxito en el desarrollo de un yacimiento minero. Las primeras noticias que se tienen de esta mina se remontan a Antonio Raimondi quien hace expresa mención del Cerro "El Gigante" y de la labor "Huacrachuco" de donde el sabio señala se extrae abundante oro (1860). Posteriormente la mina es trabajada alrededor del año 1905 por la familia Tarnawiecki que al parecer la abandonó ante los continuos derrumbes que se producían y al bajo precio del oro en esa época que no hacía rentable su explotación con las tecnologías conocidas entonces. El 15 de abril de 1981 se constituyó Minera Aurífera Retamas S.A. A fines de 1981 MARSa encarga el estudio geológico de la zona "Gigante-Huacrachuco" a Buenaventura Ingenieros S.A.

(BISA) comenzándose los primeros trabajos de exploración y habilitación de labores antiguas. Con la creación del Departamento de Geología e Ingeniería de la empresa a finales de 1982 se procede a realizar el primer estimado de reservas del yacimiento totalizando 23 280 tms, con una ley de 10.7 gramos de oro por tonelada métrica.

La primera Planta de Flotación de 50 tms/día que fue inaugurada el 14 de julio de 1983. Dadas las limitaciones de las reservas minerales conocidas en esa época resultaba una decisión más audaz que técnica. A pesar de la incertidumbre creada por la Legislación Minera anterior, MARSA continuó con su política de inversión y aprovechando las ventajas de la ley 22178 (Ley de Promoción Aurífera) prosiguió su crecimiento alcanzando la planta una capacidad de tratamiento de 250 tms/día en 1989. El 18 de noviembre de 1992 se puso en operación la Planta de Cianuración con el sistema *Merrill Crowe* automatizado, primero en su género en Sudamérica. El crecimiento de esta empresa se produjo durante la época más difícil de nuestra historia por la presencia del terrorismo, el Fenómeno del Niño y de crisis económica que habían creado un clima de desconfianza y zozobra en el país, pero gracias a la fe inquebrantable de su Presidente Ejecutivo el Dr. Andrés Marsano Porras se pudo llevar adelante este proyecto minero, llegando a convertirse en una de las minas importantes productivas de oro en el Perú.

CAPÍTULO III: GEOLOGIA

3.1. GEOLOGIA GENERAL

La zona aurífera de Parcoy, Gigante y Buldibuyo (considerado como distrito minero), está ligada a una faja de rocas intrusivas conocida como "Batolito de Pataz", que cortan a los esquistos, filitas, pizarras y rocas metavolcánicas del Complejo del Marañón.

El Batolito de Pataz se extiende aproximadamente 50 km entre Vijus al Norte y Buldibuyo al Sur, con un ancho promedio de 2.5 km, limitado por el E - NE con el Complejo del Marañón y volcánicos Lavasén, y por el WSW con las rocas sedimentarias Paleozoicas del grupo Mitu. Al NW del batolito, afloran pequeños intrusivos de pórfido diorita-andesita, que intruyen a las rocas Paleozoicas, de posible edad cretáceo superior.

En el distrito minero, las zonas de fallamientos y fracturamientos pre-existentes dentro del intrusivo, han servido de canales de

circulación de las soluciones mineralizantes hidrotermales, depositándose en las trampas estructurales, dando lugar a la formación de vetas; posteriormente, estas vetas han sido falladas y plegadas en más de dos eventos tectónicos; razón por la cual, se presentan muy irregulares en su comportamiento estructural y continuidad.

El relleno mineralógico de las estructuras mineralizadas está constituido por cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmatita - esfalerita, chalcopirita, galena, pirrotita y oro en estado nativo y libre.

3.2. GEOLOGIA LOCAL

La zona se halla mayormente cubierta por depósitos Cuaternarios; las rocas y estructuras mineralizadas se encuentran poco expuestas. En la Mina El Gigante, debajo de la cubierta Cuaternaria se extiende el Intrusivo de Pataz, de naturaleza félsica a mafélsica; en este intrusivo se hospedan las vetas auríferas. Al NE, cerca del campamento San Andrés, afloran rocas metamórficas del Complejo del Marañón, y al SW del Tambo, ocurren de areniscas limolitas - volcánicos (capas rojas), pertenecientes al grupo Mitu.

3.3. PETROGRAFIA

3.3.1. ROCAS INTRUSIVAS

El intrusivo está constituido por 2 facies plutónicas: 1ra. facie, microdiorita-diorita; la 2da. facie, granodiorita-granito, La primera facie son las rocas más favorables para la depositación de las soluciones mineralizantes; en ellas se emplazan el mayor número y las principales estructuras mineralizadas, las que actualmente se hallan en exploración y explotación; la segunda facie, son poco favorables para la formación de estructuras mineralizadas, encontrándose vetas delgadas, ramaleadas (Stockwork) y discontinuas. El intrusivo de Pataz se extiende como una franja longitudinal de rumbo N 60° W y ancho promedio de 2.5 km. El contacto NE con el Complejo del Marañón se caracteriza por una franja de enclaves de ancho variable, constituidos por fragmentos elongados de filitas-pizarras, metavolcánicos y microdiorita; mientras que el contacto SW está marcado por la falla Huinchus. Los contactos internos entre las diferentes facies de rocas intrusivas son gradacionales; algunas facies del intrusivo poseen diques aplíticos que se presentan como xenolitos alargados. Al Batolito de Pataz se le asigna una edad Paleozoica (Carbonífero). Existen pequeños intrusivos

a manera de stocks y diques de pórfido tonalita –diorita que intruyen al Complejo del Marañón y al Batolito de Pataz.

3.3.2. ROCAS METAMORFICAS

Representada por el Complejo del Marañón, constituida por pizarras oscuras y filitas grisáceos, intercaladas con pequeñas capas de esquistos cloritizados y metavolcánicos; se hallan expuestas en el lado NE del “Batolito de Pataz”, en las quebradas Ventanas, Mushmush, Molinetes, los Loros y San Vicente; encontrándose plegadas, falladas y/o perturbadas por varios eventos de metamorfismo dinámico e ígneo; asociados a este fallamiento aparecen ciertas estructuras auríferas de características similares y/o diferentes a las estructuras emplazadas en el intrusivo. A las rocas del Complejo del Marañón se le asigna una edad Precambriana.

3.3.3. ROCAS SEDIMENTARIAS

Conformada por la secuencia sedimentaria del Paleozoico y Mesozoico que aflora al SW del "Batolito de Pataz", desde Alaska por el Sur hasta Cachica por el Norte (correspondiente a nuestra zona de interés). Esta secuencia esta constituida por la unidad volcano sedimentaria

(areniscas, limolitas, microconglomerados a conglomerados, tobas riolíticas y brechas – aglomerados de riolitas dacitas), pertenecientes al grupo Mitu (Permico) y calizas del grupo Pucará (Triásico-Jurásico).

3.3.4. DEPOSITOS CUATERNARIOS

Los depósitos Cenozoicos, constituidos por suelos residuales, coluviales, fluvio-glaciares y aluviales, se extienden cubriendo gran parte del área con espesores que varían de 1 a 50 m, formando un relieve abrupto con vegetación de Puna.

3.4. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Distritalmente los rasgos más saltantes que se observan son: fallamientos, fracturamientos y plegamientos en rocas intrusivas, metamórficas y sedimentarias.

3.4.1. PLEGAMIENTO

De extensión regional, con ejes orientados de SE a NW; se presentan en las formaciones sedimentarias y metamórficas. La dirección probable de los esfuerzos de compresión que

originaron estos plegamientos ha sido de NE a SW y viceversa. Las estructuras mineralizadas reconocidas como Natasha, Gigante Uno, Esperanza, Cachaco, Yanaracra Sur, etc., se presentan plegadas localmente, dificultando su exploración y explotación.

3.4.2. FRACTURAMIENTO

Las rocas intrusivas del batolito de Pataz y el Complejo del Marañón se hallan fuertemente fracturadas, debido a los múltiples eventos tectónicos; estos fracturamientos siguieron un patrón estructural derivadas de la dirección de los esfuerzos tectónicos; se presentan formando sistemas de fracturamiento locales, ya sea paralela al sistema de fallas longitudinales, diagonales o paralela a los esfuerzos de compresión que a la vez originan microfallas. Las vetas comúnmente se presentan fracturadas y/o craqueladas.

3.4.3. FALLAMIENTO

La zona se halla muy perturbada por efectos de fallamientos y plegamientos. Se han diferenciado tres sistemas principales de fallamiento:

- **Sistema de Fallamiento NW SE (Longitudinales)**

Son fallas post-minerales, de rumbo subparalelo-paralelo a las vetas, que originan ensanchamientos (cabalgamiento), acuñamientos y discontinuidad local de las estructuras mineralizadas; muchos de éstos son de carácter normal sinextral e inversa dextral, con rechazos desde centímetros a varios metros.

En las labores desarrolladas sobre las vetas Gigante Uno, Esperanza, Yanaracra Sur, Cachaco, Mano de Dios, Yanaracra Uno, etc., se observan este tipo de fallas.

- **Sistema de Fallamiento NE SW a N S (Diagonales)**

De rumbo promedio Norte a Noroeste y buzamiento alto al Oeste, son fallas que se presentan muchas veces agrupadas en bloque (fallamiento gravitacionales), otras veces como estructuras aisladas relativamente. Las vetas en general se hallan afectadas por este tipo de fallamiento ya sea normal, inverso, sinextral o dextral, es el caso de las fallas Oeste Uno, Cabana cuatro, Cinco, La Española, Sistema Chilcas, etc.; desplazamiento normal sinextral. Cuando las fallas son de bajo ángulo se presentan como sobre-escurrimientos locales.

- **Sistema de Fallamiento Principal E-W o Fallas Mayores (Transversales)**

De rumbo promedio E-W y buzamiento alto al Norte o Sur, dentro de este sistema tenemos: Falla Uno, E 1, falla veta Pumas Uno, Yanaracra Norte Uno, A-B, Cinco, Cabana, San Vicente, etc; que desplazan hasta 100 m en la vertical y 300 m en la componente horizontal (sinextral) siendo el bloque Norte el que cae o hunde.

La Falla Uno es una estructura conocida por su extensión y persistencia; por las observaciones de campo se deduce que es de movimiento inicial inverso – sinextral.

Muchas de estas fallas son pre minerales al sistema de vetas NW SE, con reactivaciones post minerales.

3.4.4. SISTEMA DE VETAS

Existen 2 sistemas de vetas emplazadas en el Intrusivo de Pataz, agrupadas dentro del sistema NW SE (Esperanza, Yanaracra Sur, Gigante, Valeria, Cabana 3, Garfio, etc.) y sistema N S (Yanaracra 1, Yanaracra 2, Cachaco Las Torres, Cabana 2), este sistema vienen a conformar estructuras tensionales del primero.

Las vetas del Sistema NW-SE tienen rumbo N 20° - 50°W, con buzamiento de 10° a 40° NE; la veta Garfio entre 55° y 70° NE. Las variaciones del rumbo y buzamiento son consecuencia de los esfuerzos tensionales y compresionales que causaron plegamientos y fallamientos. Hay corrientes que interpretan que las vetas emplazadas en el batolito de Pataz son de origen orogénico.

3.5. GEOMETRIA DEL YACIMIENTO

El depósito de Gigante es filoniano - cizalla; formado por relleno de fracturas, por acción de las soluciones mineralizantes hidrotermales, epigenético, de carácter primario, origen hipógeno, con temperaturas de formación de facies mesotermal a epitermal.

Las estructuras mineralizadas presentan lazos cimoides múltiples - compuestos y curvas cimoidales. Estructuralmente la mineralización económica se presenta en forma de ore shoots (clavos mineralizados) elongados, de magnitudes diferentes, con un Buzamiento sub horizontal de 15° a 25°.

La génesis del yacimiento se puede relacionar al carácter magmatogénico de las soluciones hidrotermales mineralizantes, que han originado las asociaciones mineralógicas de tipo

mesotermal - epitermal. Hay corrientes que interpretan que las vetas emplazadas en el batolito de Pataz son de origen orogénico.

3.6. CONTROLES DE MINERALIZACION

En base a la cartografía geológica superficial y subterránea, y sus respectivas interpretaciones se determinaron los siguientes controles.

- **Control Estructural.**

Las estructuras en general, como las fallas y fracturas, son un control importante, que a lo largo de ellas circularon y/o se depositaron las soluciones de mineral, en muchos casos actúan como entrampamientos de las soluciones mineralizantes, formando los clavos mineralizados.

- **Control Litológico.**

Las rocas microdioritas-dioritas son favorables para la formación de estructuras mineralizadas; las rocas granodioritas-granitos son poco favorables para la formación de estructuras mineralizadas.

- **Control Mineralógico.**

El cuarzo lechoso es el mineral principal como guía para las exploraciones; ligadas al cuarzo se presentan pirita y

arsenopirita. Muchas veces, la presencia de galena y esfalerita marmatita es un indicativo de que se incrementen las leyes de oro, siempre que se presenten asociadas a la pirita.

3.7. ALTERACION DE CAJAS

Las alteraciones hidrotermales más importantes asociadas a la ocurrencia del oro son: Silicificación, Sericitización y Cloritización, ésta última asociada al oro libre. El grado y ancho de alteración algunas veces guarda cierta relación con la potencia de las estructuras mineralizadas y decrece a medida que se aleja del relleno mineralizado, esto varía de forma gradacional.

3.8. MINERALOGIA

El yacimiento minero "El Gigante", está constituido por una variedad de minerales agrupados en "mena" y "ganga", que se presentan dentro las estructuras mineralizadas en forma de lentes, parches, venas e hilos.

- **Mineral de mena.**

El principal mineral de mena es la pirita aurífera, que se presenta acompañada de arsenopirita, galena, marmatita -

esfalerita, en proporciones menores; también consideramos el cuarzo sacaroide como mineral de mena por hospedar oro libre.

- **Minerales de ganga.**

Acompañando al mineral de mena se presentan otros minerales en proporciones variables, ya sean metálicos o no metálicos, constituyendo éstos los minerales de ganga e impurezas, porque no son económicamente beneficiables. Estos minerales son: cuarzo lechoso (primer estadio), calcita, caolín, chalcopirita, etc.

3.9. GEOLOGIA ECONOMICA

La mineralización se emplazó principalmente en rocas intrusivas en gradaciones de diorita a granito, cuyos rasgos litológicos y tectónicos se derivan de los procesos de la metalogenia de la Cordillera Central. Las soluciones mineralizantes circularon a través de fracturas preexistentes dentro del Batolito de Pataz, depositándose en las aberturas a manera de vetas. La reacción con las rocas encajonantes provocaron alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente deposicional.

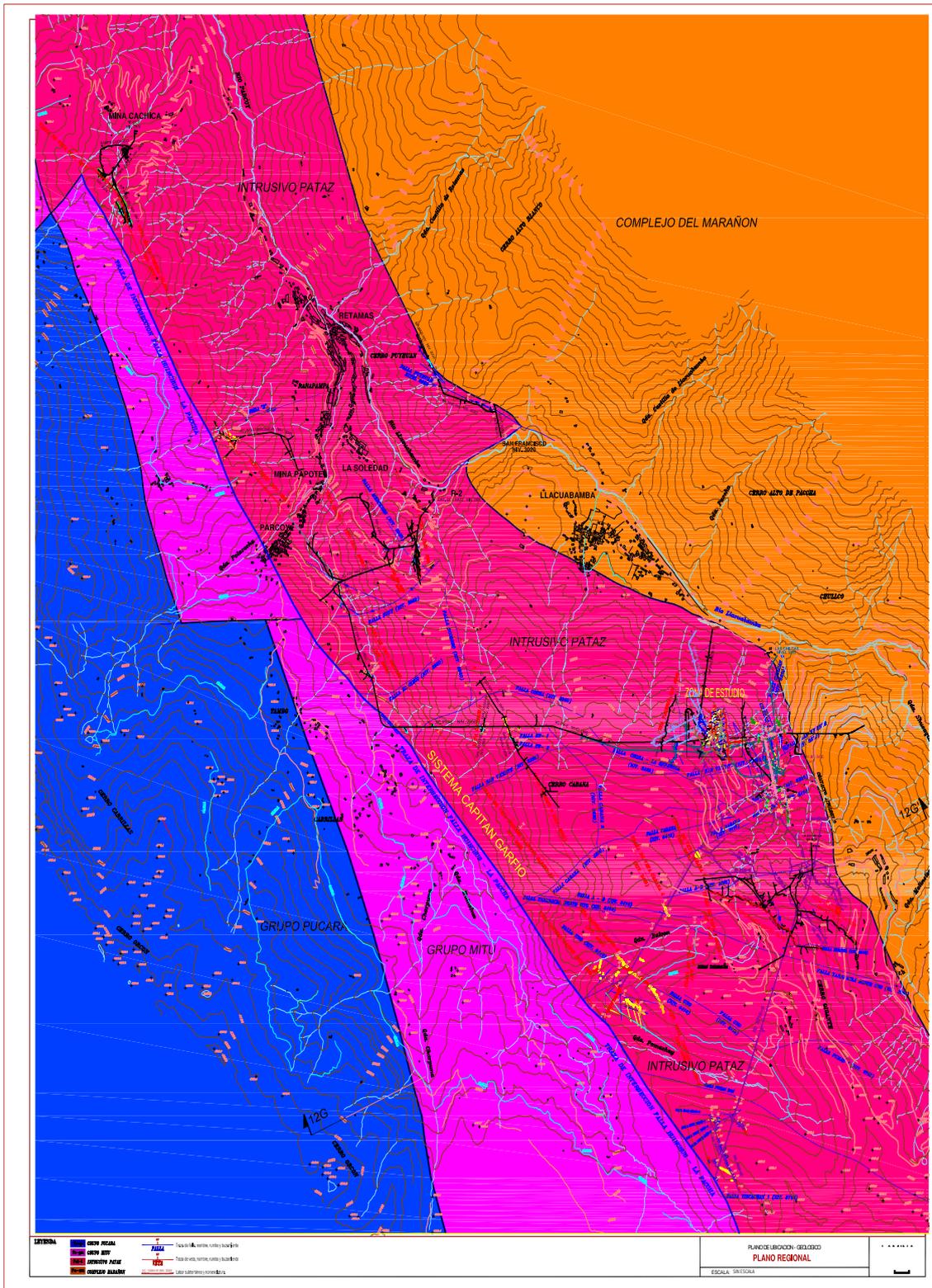


Figura Nº 3 Plano Geológico y Estructural

3.10. RESERVAS GEOLOGICAS

En la tabla siguiente podemos observar las reservas de mineral de toda la mina:

Cuadro. N° 1: Reservas Geológicas Mina

| CUADRO GENERAL DE RESERVAS GEOLOGICAS DE TODA LA MINA | | | | |
|--|---------------------------|-------------------------|-------------------------------------|---------------------------|
| AÑO | TONELAJE (tms) | POTENCIA (m) | LEY DE VETA (g-Au / tms) | PRECIO US\$/oz |
| 2006 | 600,000.00 | 0.80 | 12.70 | 550 |
| 2007 | 450,000.00 | 0.77 | 14.80 | 650 |
| 2008 | 950,000.00 | 0.87 | 12.00 | 870 |
| 2009 | 1,400,000.00 | 0.90 | 11.70 | 900 |

3.11. RESERVAS Y CARACTERISTICAS DE LA VETA VALERIA

La veta Valeria es una estructura mineralizada lentiforme de primer orden inicialmente reconocido con sondajes largos desde el nivel 2950, explorado horizontalmente por más de 600 m e intersectado en buzamiento con labores convencionales por más de 400 m. Su rumbo promedio es N 30° E y buzamiento de 20° a 25° SE. Presenta sinuosidades tanto en rumbo como en buzamiento con estrangulamientos locales tipo rosario. Acompaña a la estructura una falla longitudinal (reactivada) al techo y/o piso de la veta.

Mineralógicamente está compuesta por cuarzo blanco lechoso y gris fracturado en mayor proporción arsenopirita, galena. La concentración de estos minerales varía en los diferentes niveles. Las alteraciones de la roca encajonante son: Silicificación, Sericitización, Cloritización, Caolinización. Su potencia varía de 0.50 m a 1.30 m.

Estructuralmente la veta está dislocada por sistemas de fallas transversales de corto desplazamiento, siendo las de mayor desplazamiento las del sistema N 20° - 30° W.

La veta se encuentra en actual exploración en todos los niveles de la rampa, y también con sondajes diamantinos para reconocerla al norte corredor H y al sur corredores G y F.

Los valores promedios de la Potencia, ley y reservas cubicadas se observa en el siguiente cuadro:

Cuadro. N° 2: Reservas Geológicas Veta Valeria H

| Codveta | Veta | Nivel | tms | Pot. (m) | Ley (g-Au/ tms) |
|-------------|-----------|--------------|----------------|-------------|--------------------|
| <i>Zona</i> | 61 | | | | |
| 40H | VALERIA H | 2770 | 1,241 | 0.54 | 11.39 |
| 40H | VALERIA H | 2720 | 121,503 | 0.93 | 18.42 |
| 40H | VALERIA H | 2670 | 78,285 | 0.72 | 13.63 |
| 40H | VALERIA H | 2620 | 3,372 | 0.41 | 15.34 |
| | | TOTAL | 407,561 | 0.86 | 16.58 |

La reserva geológica cubicada motivo del presente estudio, bloque 658 en la zona de Valeria, veta Valeria H, se observa en el cuadro siguiente:

Cuadro. N° 3: Cubicación del Bloque de Mineral 658.

| Bloque | Veta | Nivel | tms | Pot. (m) | Ley (g-Au/ tms) |
|---------------|-------------|--------------|------------|---------------------|----------------------------|
| 658 | VALERIA H | 2720 | 4763 | 0.91 | 29.09 |

CAPÍTULO IV: EVALUACION GEOMECANICA **VETA VALERIA**

4.1. ZONIFICACIÓN Y CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

Se realizo una inspección *in-situ* de la zona de Valeria y se determino para la evaluación geomecánica la zona comprendida desde el nivel 2720 hasta el 2743 S, Limitados por la CHI 2720-10S – CHI 2720-2N.

Una vez determinado la zona se consideraron tramos para la evaluación inicial de los mapeos geomecánicos básicos de las componentes de la veta: caja piso, caja techo y mineral, se realizaron trabajos de mapeos geomecánicos a detalle cada 5 metros en labor de este modo se pudo obtener y determinar todos los parámetros influyentes en el minado.

Para el diseño de minado de la zona Veta Valeria, se uso el método empírico RMR (*Rock Mass Rating*) y el método empírico GSI (*Strength Geological Index*), para la caracterización del medio

rocoso (caja piso y caja techo). Este método fue desarrollado por Paul Marinos y Evert Hoek.

Los resultados obtenidos fueron los siguientes:

Configuración geométrica de la veta:

| | |
|---------------------------------|--------|
| Rumbo Promedio de la veta: | N 30°E |
| Buzamiento Promedio de la veta: | 20°SE |
| Potencia de veta: | 1.0 m |

Calidades de roca según índice RMR:

| | |
|-------------------|-----------------|
| Calidad de Piso: | RMR promedio 56 |
| Calidad de Techo: | RMR promedio 48 |
| Mineral: | RMR promedio 25 |

- * Anexo N° 1: Metodología aplicada en la clasificación geomecánica de la veta Valeria (RMR-GSI), Plano Topográfico y plano de Zonificación Geomecánica de la zona de estudio.

CAPITULO V: SELECCIÓN DEL METODO DE MINADO

En el pasado la selección de un método minero para explotar un yacimiento nuevo se basaba en la revisión de las técnicas aplicadas a otras minas y en las experiencias conseguidas sobre yacimientos similares, dentro de un entorno próximo. Actualmente, como las inversiones de capital que se precisan para abrir una nueva mina o para cambiar el método de explotación existente son muy elevadas y la influencia que estos tienen sobre los costos de extracción son muy importantes, es necesario que dicho proceso de selección responda a un análisis sistemático y global de todos los parámetros específicos del yacimiento: geometría del depósito y distribución de leyes, propiedades geomecánicas del mineral y rocas encajonantes, factores económicos, limitaciones ambientales, condiciones sociales, etc.

El diseño de una mina tiene múltiples facetas y objetivos entre los que cabe destacar, la selección del método de explotación el dimensionamiento geométrico de la mina, la determinación del ritmo de producción, la secuencia de extracción y el equipo a utilizar.

5.1. APLICACIÓN DEL PROGRAMA UBC *MINING METHOD SELECTOR*

Al culminar la zonificación y clasificación geomecánica, análisis estructural, cálculo de la dirección de los esfuerzos *insitu* de la veta Valeria, se aplicó el programa ***UBC Mining method Selector***, con la finalidad de fundamentar el método de explotación de la veta Valeria. La información que se ingresó fue lo siguiente:

- a. Forma: Veta irregular
- b. Plunge: Bajo
- c. Potencia: Estrecho
- d. Buzamiento: Bajo
- e. Longitud: mayor de 500 m
- f. RMR de las cajas y mineral: Moderada
- g. RSS de las cajas y mineral: Moderada (*)

(*) RSS, es un parámetro definido por UBC como la división del Esfuerzo a la compresión no confinada entre la Presión máxima *in-situ* en el punto de estudio.

Los resultados de la corrida del programa arrojan lo siguiente:

MINADO POR TAJEOS LARGOS (*LONGWALL MINING*), con 100% de posibilidades.

CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (*CUT AND FILL*), con 85% de posibilidades.

De los dos métodos Marsa utiliza el corte y relleno ascendente con la variante de diseñar pequeños pilares naturales en los extremos

de los blocks y que luego son recuperados cuando el relleno utilizado está confinado, además sirven de puntos para instalar los tabiques para rellenar según progresa la explotación.

* Anexo N° 2: Aplicación del Software *UBC Mining Method Selector*

5.2. MINADO POR TAJEOS LARGOS (*LONGWALL*)

El método de minado *LONGWALL MINING*, también conocido como MINADO POR TAJEOS LARGOS, se origino en Inglaterra a fines del siglo XVII, se aplica generalmente en la explotación de carbón, y otros minerales dando lugar a grandes frentes o paredes, los cuales son limitadas por dos grandes paneles, dichas paredes normalmente son proyectados en longitudes de 200 a 600 pies, llegando a veces a 1200 pies.

Se aplica en depósitos en forma de estratos de potencia uniforme, normalmente en ocurrencias de grandes extensiones. Puesto que el área de trabajo debe ser bien soportada. Las minas de oro de Sudáfrica emplean este método en rocas duras, mientras que en rocas suaves se aplica en minas de carbón y en muchos lugares, sobretodo en Europa y Norte América, en Perú, la mina Poderosa tiene *longwall* corto llamado también "*short wall*".

Por los parámetros geomecánicos evaluados *in-situ*, el método *Longwall* se acomoda a la explotación de Valeria, en razón que cuenta con cajas moderado a estables y mineral de calidad de baja a media; por la alta recuperación que se tiene que tener en una mina de oro, este método tiene buena selectividad, recuperación y control del sistema de soporte de las cajas de la veta, además se tiene un buen control de la dilución, el factor seguridad es minimizado y controlado, la explotación y ritmo de producción es alta, mayor uso de equipos y eficiencia alta del personal.

5.3. REQUERIMIENTOS PARA EL USO DEL “LONGWALL MINING”

El método de minado “*Longwall*” es aplicado generalmente en los yacimientos de carbón, donde se corta en rebanadas de 60 m a 150 m al mineral.

Tamaño del Yacimiento. Debe ser lo suficientemente grande para que justifique la inversión de capital y en el equipamiento así como en el desarrollo.

Potencia de Veta. La potencia del mineral el cual será exitosamente minado por el método *Longwall* varía en un rango de 0.60 m a mas de 6.00 m y estas deben ser de forma tabular.

Buzamiento. Las vetas deben tener un buzamiento de 0° a 45, para permitir que el mineral fluya con facilidad.

Tipo de Roca. Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente buena (roca competente).

VENTAJAS:

- Alta Productividad, método aplicable a gran escala.
- Favorece continuidad producción, permite ciclos de operaciones casi simultáneos.
- Reducción de Costos.
- Disminución de los tiempos muertos.
- Método altamente seguro y saludable ya que no está expuesto a las zonas explotadas al ser un método en retirada.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización, utilización óptima de los equipos.
- Poca mano de obra requerida.
- Operaciones concentradas, facilitando transporte, suministros y ventilación.
- La recuperación es cercana al 100%, recuperando los pilares.
- Se puede controlar la dilución.
- Se puede adecuar a yacimientos con propiedades físicas – mecánicas incompetentes.

DESVENTAJAS:

- Reducción de la mano de obra.

- Colapsos y subsidencias ocurren en grandes áreas, aproximadamente 10-80% de la zona explotada; controlable.
- Método muy inflexible y rígido en su diseño y ejecución; no selectivo, al explotar el bloque en rebanadas los cortes trabajan zonas de alta y baja ley.

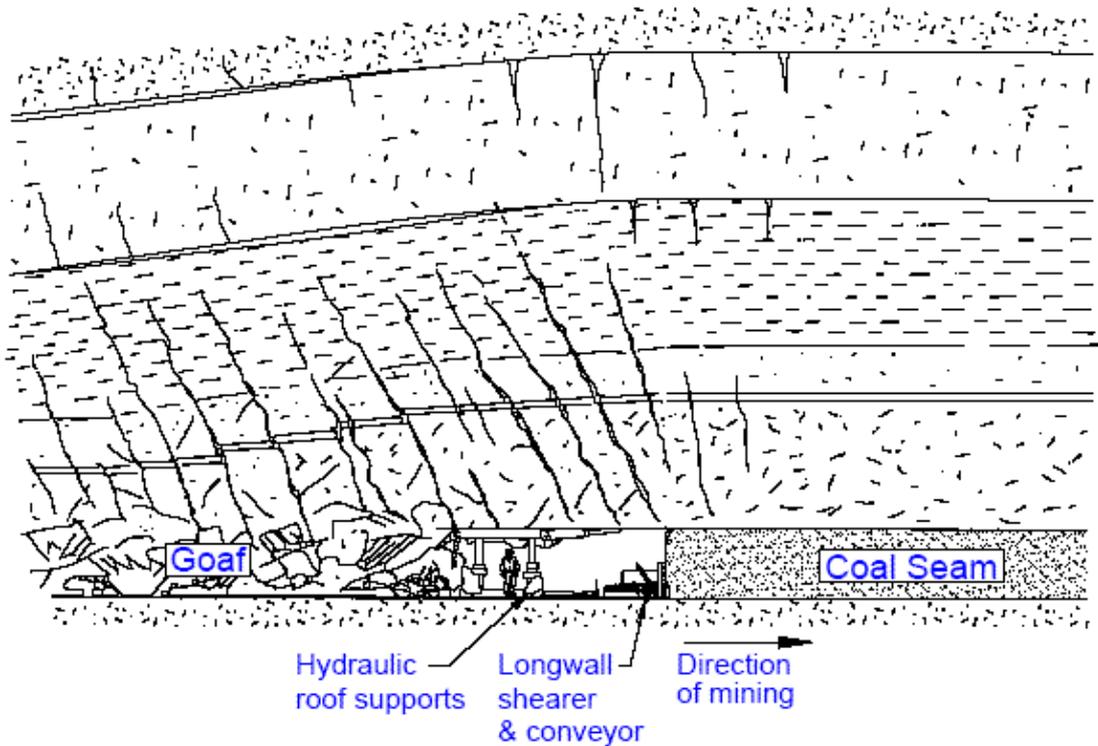


Figura N° 4 Método de Explotación Longwall

Fuente: Aplicación del Método *Longwall* en la Mina de Carbón Chimú para Incremento de la Producción, Minado *Longwall Mining Mg.* Victor Mendiola Ochante.

CAPITULO VI: APLICACIÓN DEL METODO LONGWALL EN EL TAJO PILOTO 658

Para cumplir con el abastecimiento de mineral a la planta, cuya capacidad es de 1500 tms/día; la veta Valeria aporta en la actualidad un 30% del total de la producción y se estima que en un futuro próximo se incremente a más del 70%.y al ser esta una zona que recién inicia se propone la aplicación del método de explotación por *Longwall*.

6.1. PREPARACION DEL BLOCK (40 m x 80 m)

Galería. Se abren dos galerías (nivel inferior y superior) para definir el panel de 80 m de frente ambas son desarrolladas en con sección 2.10 m x 2.40 m labores que avanzan a lo largo de la estructura mineralizada, y luego sirve para el transporte del mineral (galería inferior) y transporte de materiales (galería superior) y ambas para ventilación.

Chimeneas en mineral. Se prepara las chimeneas con dirección al buzamiento y en veta de forma ascendente con sección 1.50 m x 1.50 m (una de desarrollo y otra de exploración), distantes entre ellas 40 m, luego se ejecuta la chimenea intermedia con sección de 2.40 m x 1.50 m para dividir el block en dos partes y servirá de cara libre, a partir de éste iniciar la rotura en dirección del rumbo y con salida hacia el subnivel.

Subniveles. Se desarrolla cuatro subniveles de sección 1.20 m x 1.80 m. El primer subnivel base se desarrolla encima de la galería inferior dejando un puente de 4 m y una corrida de 20 m.

By-pass. Labor horizontal con sección 2.10 m x 2.40 m, que se desarrolla paralela a la veta, y que luego servirá para acceso al siguiente corredor de mineral, ya que la galería inferior se perderá al recuperar los puentes.

Chimeneas de operación. Son chimeneas que salen del By-pass y que llegan al subnivel intermedio para dar más eficiencia a la explotación de los bloques de mineral encima de este subnivel

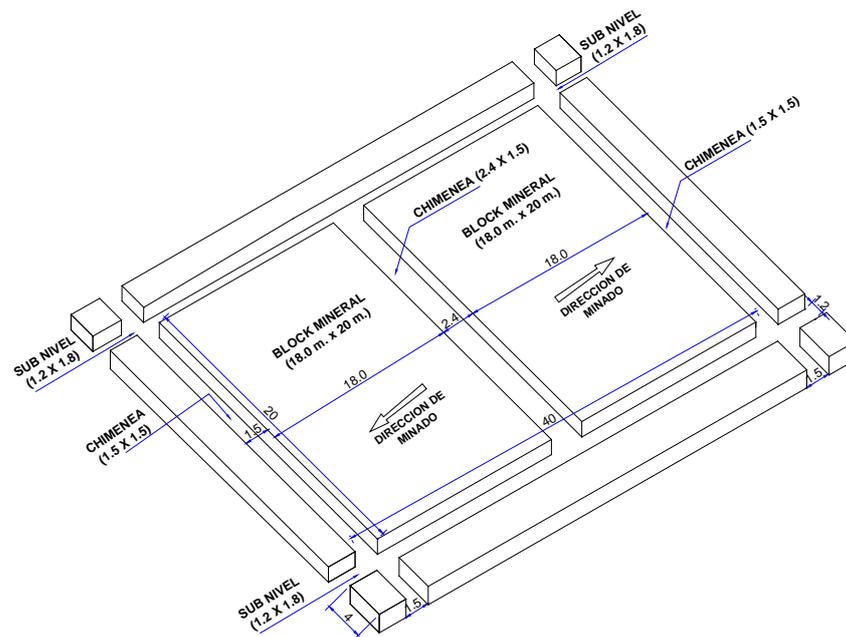


Figura N° 5 :Vista en isométrico
preparación de un bloque 40m x 20m.

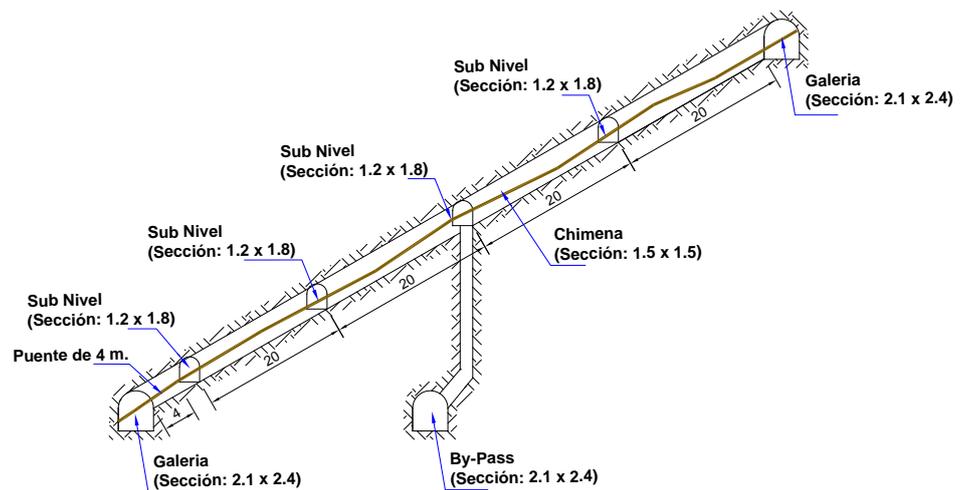


Figura N° 6: Vista en sección
Preparación de block de 20 m x 80 m.

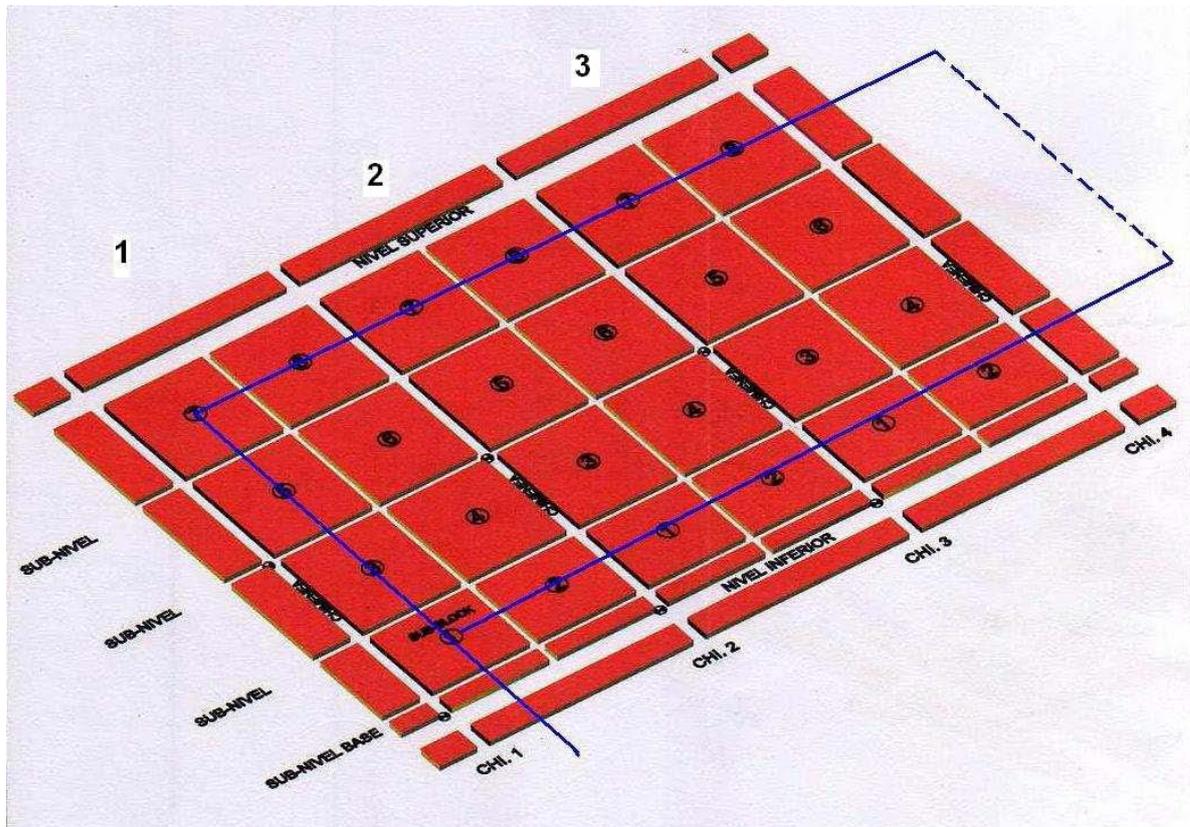


Figura. N° 7: Configuración esquemática de la veta Valeria.

6.2. PERFORACION Y VOLADURA.

El avance será en dirección del rumbo.(Figura N°7)

Diseño de la malla de perforación

Calculo de Burden en Tajo Subterráneo $K_v = 1.96 - 0.27 \ln ERQD$

Donde:

K_v : Factor de volabilidad.

ERQD: Índice de calidad de roca equivalente. $ERQD = RQD * J_{sf}$

RQD : Índice de calidad de roca

J_{sf} : Factor de corrección

1,0 Roca muy dura.

0,9 Roca dura.

0,8 Roca semidura.

0,7 Panizado

$$BT = (\varnothing t * Kv / 12) \times (Pd / \sigma_{td})^{1/2}$$

BT: Burden en pies.

$\varnothing t$: Diámetro de taladro (pulg) (cuando el acoplamiento es 1) 1.5".

Pd: Presión de detonación 3402 Mpa Exadit 65%

σ_{td} : Resistencia a la tracción de la roca 10% de la resistencia a la compresión de la roca 8 Mpa.

σ_{cd} : Resistencia a la compresión de la roca 80 Mpa.

Factor de volabilidad (Kv)

Índice de calidad de roca (RQD) (%) 50

Índice de calidad de roca equivalente (%) 45

Kv 0.93

Burden (B) con diámetro ($\varnothing t$), como el cartucho= 7/8"

B (pies) para exadit 65%= 42.61 cm

Calculo del espaciamiento E = 1.5 x B = 63.92 cm

De lo anterior se resume, un Burden de 40 cm y 60 cm de espaciamiento.

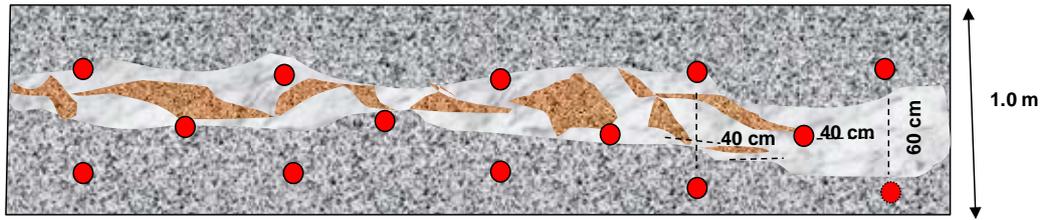


Figura N°8: Malla de Perforación.

Altura de minado, se llevará 1.0 m de altura para vetas con potencia menor al metro.

La longitud del taladro, se efectuará con barreno de 1.8 m.

Voladura, se utilizará dinamita pulverulenta a semigelatina dependiendo de la dureza del mineral.

Granulometría del disparo, la fragmentación que se obtiene:

| | | |
|---------|---|----|
| < 4" | % | 30 |
| 4" - 8" | % | 60 |
| >8" | % | 10 |

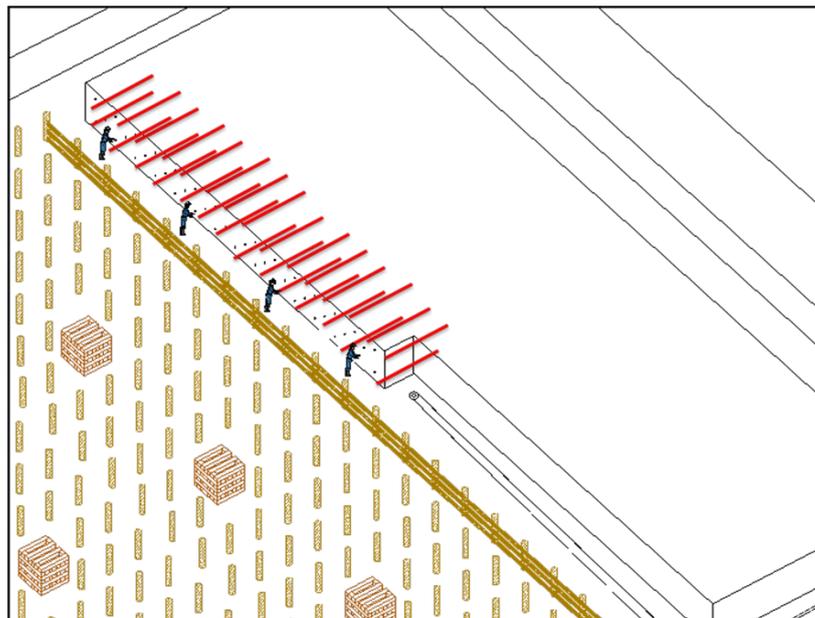


Figura. N° 9: Rumbo de Perforación.



Foto 1: Verificación del Burden vs Espaciamiento



Foto 2: Personal realizando el amarre



Foto 3: Resultados del disparo.

6.3. LIMPIEZA-EXTRACCIÓN

La primera etapa consiste en la limpieza de mineral del tajo hacia las tolvas, se utiliza winches de 15 hp y rastras de 36”.

Cada dos cortes se mueve la barrera (hecho de tablas y rafia), previo barrido de finos, ya que en esta zona se acumulara el desmonte de los siguientes cortes.

La extracción se hace con una locomotora de 3.5 t y carros mineros U-35 que son evacuados a los echaderos principales.

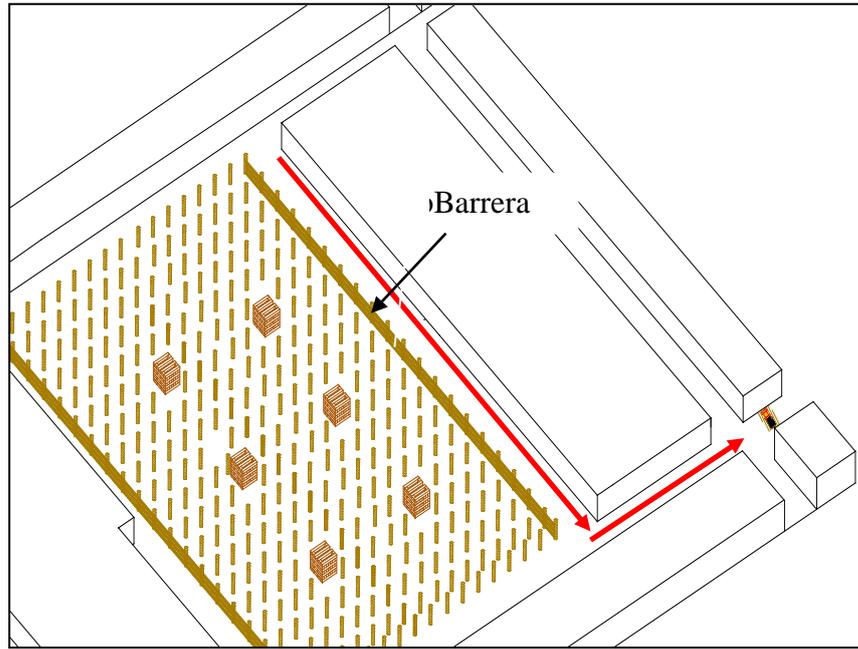


Figura. N° 10: Limpieza del Mineral. →



Foto 4: Winche de Arrastre de 15 hp.



Foto 5: Rastra de limpieza 36"



Foto 6: Locomotora de Extracción BEV 3.5 t.

6.4. SOSTENIMIENTO

La fortificación se hará con puntales de madera de 7" Ø y cabezal jack pot, para darle velocidad al minado, reduciendo el tiempo de instalación de un puntal con platilla de madera de 45 minutos a 15 minutos. La distancia de los puntales será de 1.5 m e irán alineados para permitir la limpieza con el rastrillo.

Cuando se requiera se instalará los Jack pack y Wood pack para sostener la caja techo mientras dure la explotación de todo el block.



Foto7: Sostenimiento con puntales de 7" Ø



Foto 8: Sostenimiento con Jackpack



Foto 9: Sostenimiento con Wood pack

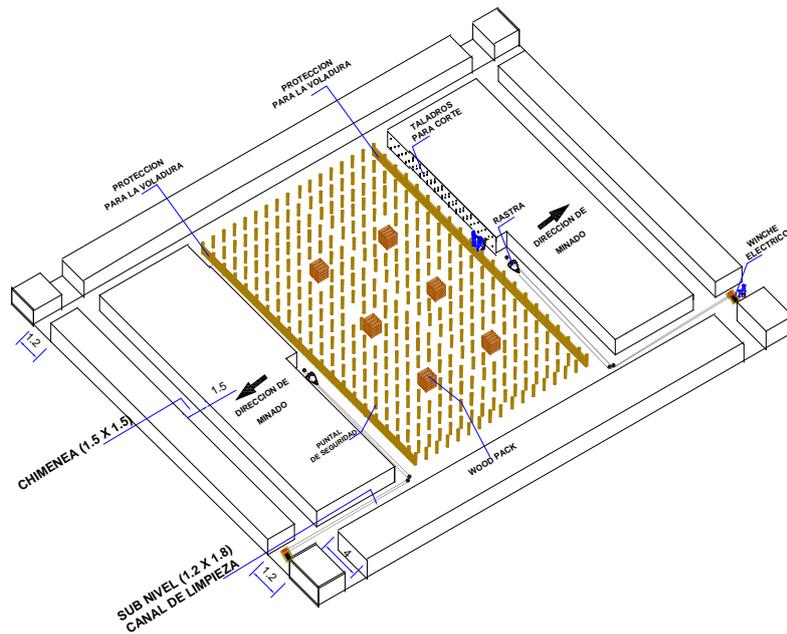


Figura. N° 11: Vista de la Explotación por *Longwall* en su primera etapa de corte dirección de minado dos grupos.

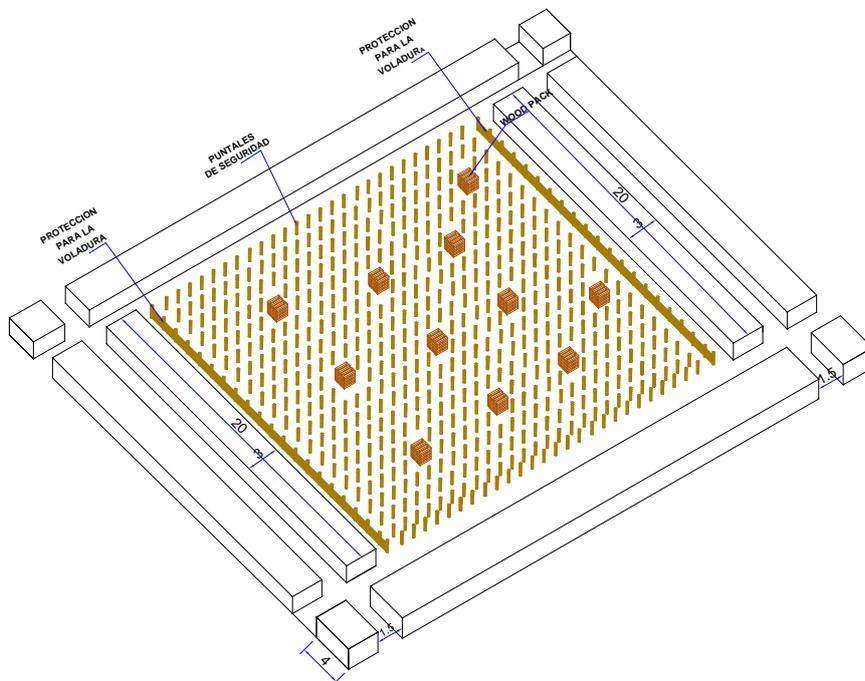


Figura. N° 12 Vista del block explotado con sección de 34 m x 20 m, dejando pilares de tres metros en los extremos

CAPITULO VII: SERVICIOS AUXILIARES

7.1. RELLENO

Los tajos explotados se rellenan con la planta de Relleno 100% Relave, que tiene las siguientes características:

| | | |
|-------------------------------|---|--------------------------|
| Total de horas operadas | : | 198.42 h. |
| Volumen de sólidos | : | 56.84 m ³ /h. |
| Consumo de agua | : | 38.26 m ³ /h. |
| Densidad promedio de pulpa | : | 1842 g/l. |
| Malla de Under Ciclón GMAX-15 | : | |
| -200 | : | 11.38 % |
| -325 | : | 17.24 % |
| Porcentaje de sólidos volumen | : | 51.64 % |
| Porcentaje de sólidos en peso | : | 73.25 % |

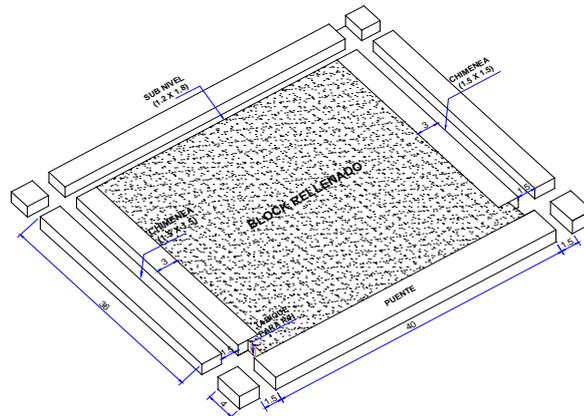


Figura. N° 13 Vista del block relleno

La preparación de tabiques se hace con madera redonda de 8"Ø (puntales), tablas de 2" x 8" x 10' (para entablar el tabique). Los puntales tendrán patillas con profundidad 10 a 20 cm de acuerdo a la dureza del terreno en la caja techo y piso y una separación de 70 cm paralelos entre sí, luego se instala la tubería corrugada de 3" ó 4" Ø, forrado con rafia, para el drenaje de agua, para el relleno se usa tubería HDPE de 4" Ø.

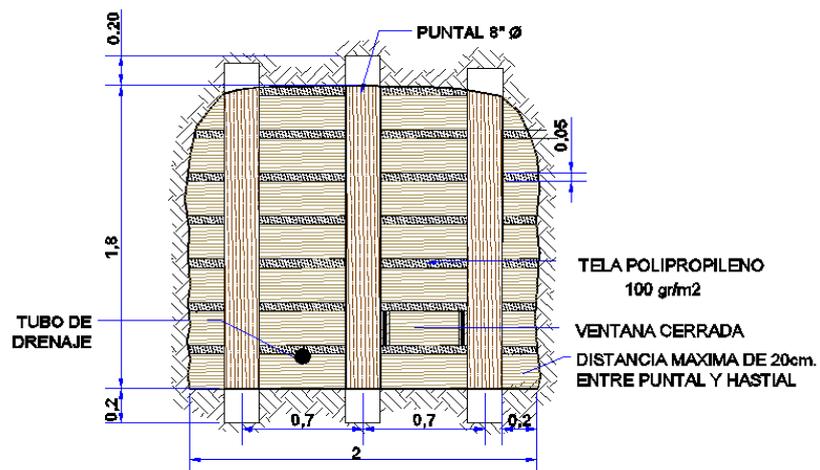
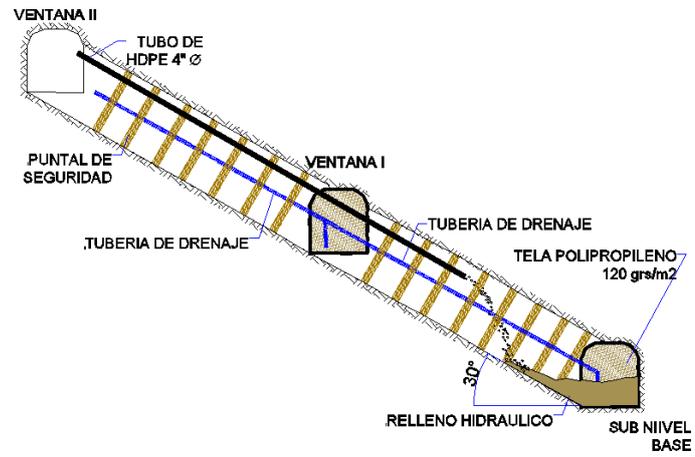


Figura N° 14: Tabique para relleno hidráulico (Vista Frontal).



.Figura N° 15: Instalación de tuberías de relleno.



Foto 10: tajo 658 en relleno

7.2. VENTILACIÓN

El circuito de ventilación que se da para las labores de Valeria II funciona de la siguiente manera el flujo de aire limpio se da por la bocamina Patrick e ingresa a las chimeneas de ventilación, la extracción de aire viciado se hace con los ventiladores de 110,000 cfm ubicados en el nivel 2950 del Xc. FW. Con este circuito se tiene velocidades de aire desde 250-964 ft/min, dentro de la rampa. Para los tajos se instala ventiladores en las chimeneas de ingreso de aire limpio, se utiliza ventiladores de 5000 cfm.

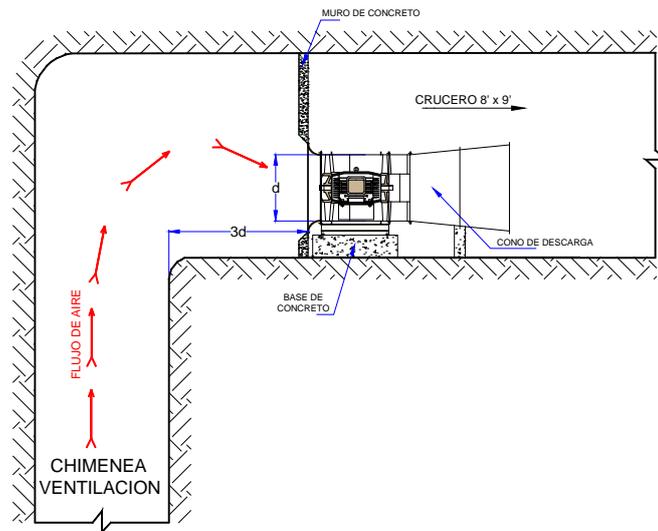


Figura. N° 16 Instalación de ventilador

7.3. AGUA, AIRE, ENERGIA

El aire comprimido se da desde la zona de Chilcas mediante 10 compresoras los cuales son distribuidas mediante la red principal de tubos de alvenius de 12", 10", 8" y 6" y estos abastecen a los Pulmones de 4 m³ que se encuentran en interior mina y luego se distribuyen a las labores (se utiliza purgadores para eliminar el agua).

Para el agua industrial La tubería de red secundaria será de HDPE SDR 11 de 2" y 1" de Ø (se capta desde la zona de San Vicente). La energia se abastece de la subestacion Chilcas, esta subestacion esta interconectada a la central Hidroeletrica Cañon del Pato (Ancash).

7.4. TRANSPORTE

El mineral es transportado desde las tolvas principales hacia la Planta de San Andres mediante Volquetes modelo 440 y 420.

7.5. PLANTA CONCENTRADORA

MARSA dispone de una Planta de Beneficio de 1500 tms/dia de capacidad instalada, en la cual, el mineral ingresa a la tolva de gruesos donde se extrae con un tamaño máximo de 7"

para iniciar el chancado y reducirlo finalmente por trituración hasta 100% a $-1/2''$, La capacidad de trituración va de 90 a 100 toneladas por hora; almacenándose el mineral en las tolvas de finos 1 y 2 de 800 toneladas cada uno. El molino primario recibe el mineral a $-1/2''$ mediante una faja alimentadora en la cual se tiene instalada una balanza electrónica dosificadora de pesaje continuo, se dosifican hasta 50 toneladas de mineral húmedo por hora y el producto de la molienda llega a 55% a la malla -200 . Los valores de oro son concentrados por dos métodos metalúrgicos: mediante la gravimetra a base de concentrados jigs, instalados en la descarga de los molinos; y por flotación, mediante celdas circulares las cuales tienen agitación por aire empleando Spargers y celdas convencionales de agitación mecánica que reciben la pulpa de mineral proveniente del overflow de los ciclones. Los concentrados de flotación y gravimetría, después de eliminar el agua, son remolidos con solución cianurada en un circuito cerrado de molienda y clasificación, logrando una liberación del mineral que supera el 90% la malla -400 , en esta etapa se adicionan los reactivos para la lixiviación como el cianuro de sodio. Luego se reciclan las soluciones, las que previo a su envío a la cancha de relaves, son utilizadas para repulpar los sólidos pobres provenientes del espesador y poder así recuperar con carbón activado algunos valores que pudieran quedar en el circuito. Posteriormente, los valores de oro contenidos en el carbón

precipitado de este circuito son recuperados por desorción y electrodeposición, luego el carbón ya pobre se reactiva para su uso nuevamente en planta (CIP).

La solución rica conteniendo al oro disuelto es enviada a la Planta de Cianuración. Para iniciar la precipitación del oro disuelto se utiliza polvo de zinc, el cual es administrado por un equipo Merrill-Crowe totalmente automatizado con el cual se vienen tratando 350 gpm de solución rica.

Para el correcto almacenamiento de los relaves de la planta de concentración y de los sólidos lixiviados, se cuenta con depósitos apropiados para cada caso, ubicados a escasos 500 metros de la Planta y diseñados para cubrir las necesidades de almacenamiento de relaves para los próximos 15 años a los actuales niveles de operación. El depósito para el relave de flotación está diseñado para un crecimiento de tipo "Eje Central", con un talud de gradiente H:V= 3:1 construido con la fracción gruesa de los relaves. Los depósitos para los relaves de cianuración están constituidos por varios módulos revestidos interiormente con geomembranas de polietileno de 1.5 mm de espesor. El 100% de solución colectada de estas relaveras es reciclada a la planta de cianuración mediante bombeo en forma permanente. Para minimizar el ingreso de agua de escorrentía de las dos cuencas que rodean a estos depósitos,

se ha construido un canal de derivación de 2 km con una capacidad de evacuación de 12 m³/s.

- * Anexo N° 3: Diagrama de flujo Planta concentradora

CAPITULO VIII: EVALUACIÓN ECONÓMICA

El tajeo por *Longwall* es un método de alta producción y a un bajo costo, que mejora los rendimientos, las eficiencias, tal como se desarrolla y explica en el presente capítulo al compararlo con el actual método de explotación utilizado en Marsa del Corte y Relleno Ascendente; ya que la llave para minimizar los costos de explotación es optimizar la utilización de los equipos de limpieza (winches) y esto hace que se minimize el esfuerzo de los trabajadores y utilizarlo en una mayor selectividad del mineral, antes de realizar el análisis económico en la explotación del bloque 658, determinaremos la longitud de corte de explotación óptima, dilución, así como la comparación de rendimientos entre los dos métodos.

8.1. DETERMINACIÓN ÓPTIMA DE LA LONGITUD DE CORTE.

El método *Longwall* se aplica generalmente en yacimientos donde el tipo de roca es buena y que tiene la caja techo definida y competente para aplicar los cortes largos, pero en el yacimiento de

Marsa el tipo de roca predominante es de mala a regular, no tiene caja techo definido en todo el corte, por lo que para tener un mejor control en la dilución del mineral, e incidir en que el personal haga un mayor escogido de los bancos de desmonte, realice su sostenimiento oportuno y pueda cumplir con su ciclo de minado se ha determinado longitudes de corte de 4 m.

8.2. DILUCIÓN

Por ser el yacimiento filoneano y lenticular, con potencias de 0.80 a 1 m se mezcla el estéril con el mineral al ensanchar la labor hasta el ancho mínimo de trabajo de 1 m. Con el método *Longwall* se puede realizar un mejor control de la caja techo (voladura controlada) ya que se tiene definido en todo el corte el comportamiento de la veta tanto en potencia y en valores de ley y el tipo de roca predominante; al ser el método en retirada se puede realizar una mejor selectividad del desmonte al tener una mayor área libre donde escoger, este va quedando detrás de la barrera (entablado), en forma de pircas o rumas.

Las pircas es la acumulación de desmonte en forma ordenada de piso a techo dentro de cuatro puntales enrejados, estas pircas también sirven como sostenimiento.

Las rumas son pequeñas acumulaciones de desmonte.

8.3. CUADRO COMPARATIVO DE RENDIMIENTOS ENTRE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN C&R Y LW

La viabilidad económica al aplicar el método *Longwall* no solo está en el menor costo de operación, también está en los rendimientos, eficiencias, en su producción mensual y en el menor tiempo de explotación tal como se muestra en el siguiente cuadro al compararlo con el método de corte y relleno ascendente.

Cuadro. N° 4: Cuadro Comparativo entre los Métodos de Explotación.

| DESCRIPCION | VOLADURA | |
|---|------------|-----------|
| | C&R | LONG WALL |
| Dimensión de corte (m) | 3.0 x 1.0 | 4.0 X 1.0 |
| Número de guardias | 2 | 1 |
| Número de taladros | 18 | 17 |
| Longitud de taladro (m) | 1.43 | 1.71 |
| Malla de perforación (m) | 0.3 x 0.5 | 0.4 x 0.6 |
| Trabajadores por turno | 2 | 3 |
| Tiempo de perforación | 01:58:49 | 01:45:00 |
| Tiempo de limpieza | 05:08:12 | 02:00:00 |
| Tiempo de sostenimiento | 01:15:00 | 00:45:00 |
| Sostenimiento (Puntal) | 3 | 3 |
| Volumen roto (m ³) | 4.2 | 4.8 |
| Dilución | 29.10% | 28.20% |
| Tonelaje (tms) | 12.6 | 14.4 |
| Número de carros | 8 | 9 |
| Factor de Voladura (kg/m ³) | 1.29 | 0.89 |
| Rendimiento (tonelada/taladro) | 1.01 | 1.31 |
| Eficiencia (tonelada/hombre- guardia) | 3.15 | 4.5 |
| Producción Mensual (tms) | 378 | 864 |
| Tiempo de Explotación Bloque 658 | 13 (meses) | 6(meses) |

8.4. ANALISIS ECONÓMICO TJ. 658

Se presenta en los siguientes cuadros la evaluación económica en la explotación del bloque de mineral 658 con una reserva de 4763 tms, y ley de 29.09 g-Au/tms, potencia de 0.91m.

Cuadro. N° 5: Costos de Desarrollo

| COSTO DE DESARROLLO (US\$/tms) | | | | | |
|--|----------|--------|--------------------|---------------|-----------|
| TIPO | UNI | PU | Metraje a ejecutar | N° de Labores | TOTAL |
| GALERIA DE 7' X 8' (6 PIES) | US\$/ML | 459.11 | 50 | 1 | 22955.514 |
| CHIMENEA INCLINADA DE 5' X 5' (5 PIES) | US\$/ML | 349.73 | 40 | 2 | 27978.768 |
| CHIMENEA INCLINADA DE 5' X 8' (5 PIES) | US\$/ML | 483.97 | 40 | 1 | 19358.679 |
| SUBNIVEL DE 4' X 6' (5 PIES) | US\$/ML | 365.89 | 40 | 2 | 29271.438 |
| BY-PASS DE 7' X 8' (6 PIES) | US\$/ML | 465.01 | 50 | 1 | 23250.43 |
| CHIMENEA DE SERVICIOS 5' X 5' (5 PIES) | US\$/ML | 310.06 | 20 | 2 | 12402.431 |
| CONSTRUCCION DE METALICA | US\$/UNI | 812.91 | | 4 | 3251.6229 |
| Total (US\$/tms) | | 29.07 | | | |

Cuadro. N° 6: Costos de Minado

| COSTO DE MINADO (US\$/tms) | | |
|-------------------------------|-------|-------|
| TIPO | CR | LW |
| Labor Avanc. - Explotación | 21.00 | 19.99 |
| Labores de Enmaderado | 3.10 | 2.48 |
| Servicios de Mina | 0.63 | 0.65 |
| Labor Sostentamiento - Pernos | 0.07 | 0.10 |
| | 24.80 | 23.23 |
| <u>Materiales</u> | | |
| Maderas en General | 7.22 | 4.17 |
| Cables de acero, Cadenas | 0.11 | 0.09 |
| Otros Materiales | 0.60 | 0.95 |
| | 7.93 | 5.21 |
| Total (US\$/tms) | 32.73 | 28.44 |

Cuadro. N° 7: Costos de Producción

| COSTO DE PRODUCCIÓN (US\$/tms) | | CR | LW |
|--------------------------------|-----------|---------------|---------------|
| Procesos | | | |
| Exploración - Desarrollo | | 29.07 | 29.07 |
| Preparación - Operación | | | |
| Explotación | | 32.73 | 28.44 |
| Extracción | | 2.59 | 2.55 |
| Transporte | | 6.77 | 5.50 |
| Servicios Auxiliares Mina | | 5.98 | 5.95 |
| Supervisión | | 11.49 | 11.49 |
| Equipos Mina | | 1.91 | 1.91 |
| Gastos Generales Mina | | 4.00 | 4.00 |
| Energía-Eq. Mina | | 1.78 | 1.78 |
| Aire-Eq. Mina | | 1.50 | 1.50 |
| | Sub Total | 97.82 | 92.19 |
| | | | |
| Planta Beneficio | | 21.49 | 21.49 |
| Gastos Adm. Mina | | 18.07 | 18.07 |
| Exp. Dist-Gastos Adm. Lima | | 17.37 | 17.37 |
| | Sub Total | 56.93 | 56.93 |
| | | | |
| Costos Total (US\$/tms) | | 154.75 | 149.12 |

Cuadro. N° 8: Comparación de resultados de los Métodos de Explotación

| | UNI | C&R | L&W |
|--------------------------|-----------|--------|--------|
| Reservas | tms | 4,763 | 4,763 |
| Ley | g-Au/tms | 29.09 | 29.09 |
| Pérdida de Reservas | % | 0% | 0% |
| Dilución de Explotación | % | 29.10% | 28.20% |
| Recuperación Metalúrgica | % | 92.15% | 92.75% |
| Costo de Producción | US\$/tms | 154.75 | 149.12 |
| Ley de Concentrado | % | 89.46% | 89.46% |
| Valor de Concentrado | US\$/g-Au | 35.37 | 35.37 |

| | | | |
|---|----------|------------|------------|
| Ley Diluida (Ld) | g-Au/tms | 20.62 | 20.89 |
| Ley de Corte (LC) | g-Au/tms | 4.25 | 4.07 |
| Toneladas Diluidas (Td) | tms | 6717.91 | 6633.70 |
| Radio de Concentración Metalúrgica (RCM) | tms/g-Au | 0.047 | 0.046 |
| Valor de Mineral (Vm) | US\$/tms | 751.30 | 765.80 |
| Margen Operativo (MO) | U\$/tms | 596.55 | 616.68 |
| Margen Operativo Total (MOT) | US\$ | 4007583.99 | 4090844.70 |

83260.71

* Por lo tanto usando el método *Longwall* obtenemos US\$ 83 260.71 más de utilidad que si usáramos el método de Corte y Relleno.

* Al concluir con el relleno del tajo, después del fraguado, se procede a recuperar los pilares y puentes de mineral.

A continuación analizaremos el TIR, así como el Valor Presente

Neto para cada método de explotación:

Cuadro. N° 9: Cronograma de Labores de Preparación e Inversión

| Labores a desarrollar para el proyecto | | | | | Cronograma de Laboreo en avances (m) | | |
|--|--------------------------|-------------|---------|----------------|--------------------------------------|-------|-------|
| Nivel | Labor | Programa | Sección | Metros Totales | 0 | 1 | 2 |
| 2720 | GALERIA 2720-S | Desarrollo | 7' x 8' | 50 | 50 | | |
| 2720 | CHI 2720-2S (GAL 2720-S) | Desarrollo | 5' x 5' | 40 | 40 | | |
| 2720 | CHI 2720-4S (GAL 2720-S) | Desarrollo | 5' x 5' | 40 | | 40 | |
| 2720 | S/N 2727-S (CHI 2S) | Preparación | 4' x 6' | 40 | | 40 | |
| 2720 | S/N 2735-S (CHI 2S) | Preparación | 4' x 6' | 40 | | 40 | |
| 2720 | CHI 2720-3S (S/N 2727-S) | Preparación | 8' x 5' | 40 | | 10 | 30 |
| 2720 | B/P 10292-S | Operación | 7' x 8' | 50 | | 50 | |
| 2720 | CH 10292-2S (B/P) | Operación | 5' x 5' | 20 | | 20 | |
| 2720 | CH 10292-4S (B/P) | Operación | 5' x 5' | 20 | | | 20 |
| Costos de Avances | | | | | 36945 | 77552 | 20720 |
| Costos de Tolva | | | | | 813 | 1626 | 813 |
| Costos Total | | | | | 37758 | 79178 | 21533 |

Cuadro. N° 10: VAN – TIR Corte y Relleno Ascendente

| | | |
|---------------------------|------------|------------|
| Producción Mensual | tms | 378 |
| Ley | g-Au/tms | 29.09 |
| Dilución | % | 29.10% |
| Recuperación | % | 92.15% |
| Precio | US\$/oz | 1100.00 |
| Costo de Producción | US\$/oz | 253.26 |

Tasa de Corte Anual: 12%

Tasa de Corte Mensual: 0.95%

Tiempo de Explotación 13 meses

| Método Simplificado Corte y Relleno | | | | | |
|--|------------|------------|------------|------------|------------|
| Costos Directos | | | | | |
| Costos Indirectos | | | | | |
| MES | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 |
| Inversiones | -37,758.00 | -79,178.00 | -21,533.00 | | |
| Ingreso Adicional | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 195,577.83 | 195,577.83 |
| Utilidad Neta (Ahorro) | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 195,577.83 | 195,577.83 |
| Impuesto a la Renta (30%) | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 58,673.35 | 58,673.35 |
| Utilidad despues de los Impuestos | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 136,904.48 | 136,904.48 |
| Caja Generada (Operativo) | -37,758.00 | -79,178.00 | -21,533.00 | 136,904.48 | 136,904.48 |

| 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 |
|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|
| | | | | | | |
| 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 |
| 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 |
| 58,673.35 | 58,673.35 | 58,673.35 | 58,673.35 | 58,673.35 | 58,673.35 | 58,673.35 |
| 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 |
| 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 |

| 12 | 13 | 14 | 15 |
|----|----|----|----|
|----|----|----|----|

| | | | |
|------------|------------|------------|----------------|
| 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 |
| 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 | 195,577.83 |
| 58,673.35 | 58,673.35 | 58,673.35 | 58,673.35 |
| 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 |
| 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 | 136,904.48 |
| | | | TIR |
| | | | 57.10% |
| | | | VAN |
| | | | 575,444 |

Cuadro. N° 11: VAN – TIR *Longwall*

| | | |
|---------------------|----------|---------|
| Producción Mensual | tms | 864 |
| Ley | g-Au/tms | 29.09 |
| Dilución | % | 28.20% |
| Recuperación | % | 92.75% |
| Precio | US\$/oz | 1100.00 |
| Costo de Producción | US\$/oz | 239.421 |

Tasa de Corte Anual: 12%

Tasa de Corte Mensual: 0.95%

Tiempo de Explotación 6meses

| Metodo Simplificado <i>Longwall</i> | | | | | |
|-------------------------------------|------------|------------|------------|-------------------|-------------------|
| Costos Directos | | | | | |
| Costos Indirectos | | | | | |
| MES | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 |
| Inversiones | -37,757.80 | -79,177.95 | -21,533.13 | | |
| Ingreso Adicional | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 463,102.96 | 463,102.96 |
| Utilidad Neta (Ahorro) | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 463,102.96 | 463,102.96 |
| Impuesto a la Renta (30%) | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 138,930.89 | 138,930.89 |
| Utilidad despues de los Impuestos | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 324,172.07 | 324,172.07 |
| Caja Generada (Operativo) | -37,757.80 | -79,177.95 | -21,533.13 | 324,172.07 | 324,172.07 |

| 5 | 6 | 7 | 8 |
|-------------------|-------------------|-------------------|-------------------|
| | | | |
| 463,102.96 | 463,102.96 | 463,102.96 | 463,102.96 |
| 463,102.96 | 463,102.96 | 463,102.96 | 463,102.96 |
| 138,930.89 | 138,930.89 | 138,930.89 | 138,930.89 |
| 324,172.07 | 324,172.07 | 324,172.07 | 324,172.07 |
| 324,172.07 | 324,172.07 | 324,172.07 | 324,172.07 |
| | | TIR | 97.81% |
| | | VAN | 936,884.25 |

* Usando el método Longwall el margen de utilidad es de 361,440.56, esta diferencia es el resultado del mayor ritmo de producción mensual (486 tms/Mensual más) que usando el Corte y Relleno; a su vez resulta más rentable pues el periodo de

recuperación de la inversión es menor que usando el corte y relleno.

Asimismo, es un método seguro porque el personal trabaja siempre sobre un área sostenida y no se expone al área explotada al ser un método en retirada.

- * Anexo N° 4: PU: Método de Explotación *Longwall*, Corte y relleno Ascendente, Galería 7'x8', B/P 7'X8', Chimenea Inclinada 5'X5'-8'X5', Chimenea Vertical 5'x5', Tolva.

CAPITULO IX: GESTIÓN DE SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

9.1. GESTIÓN DE LA SEGURIDAD

Seguridad, se entiende hoy en día como “resultado de un trabajo bien hecho”, es decir, la ausencia de accidentes resulta de hacer bien las cosas. Si aceptamos este planteamiento, también deberíamos aceptar, sin reservas, la idea de que cuando ocurren accidentes, es un hecho que los trabajos no se están haciendo bien.

Sabemos que en la minería nacional la mayor cantidad de accidentes se dan por desprendimiento de roca. El método de explotación *Longwall* es un método en retirada por lo tanto brinda una mayor seguridad al personal ejecutor de la explotación ya que siempre trabaja en un área sostenida y tampoco se expone al área explotada ya que esta queda detrás del entablado, por lo tanto la gestión de la seguridad por

el método *Longwall* es eficaz: el tiempo y el personal expuesto a condiciones inseguras que produzcan accidentes e la etapa de explotación es menor que el método de corte y relleno ascendente.

9.2. GESTIÓN DE MEDIO AMBIENTE

En materia de recuperación, conservación y mejoramiento del medio ambiente, MARSA no sólo está abocada a desarrollar actividades de tipo agrícola, sino viene ejecutando un agresivo programa de control de efluentes líquidos. En este sentido, se han realizado fuertes inversiones en la adquisición de geomembranas de polietileno para las canchas de Cianuración, habiendo logrado el objetivo de reciclar a la planta el 100% de este efluente.

La forestación de algunas áreas ya es notoria, por cuanto se han sembrado plantones de eucaliptos donde antes no existían.

En "Laguna Blanca" se desarrolla con gran éxito el programa de sembrado de truchas variedad "Arco Iris", llegándose a formar un criadero que cuenta con varios miles de alevinos.

Por todo lo antes mencionado MARSA ha obtenido la certificación **ISO 14001**.

CONCLUSIONES

- El metodo *Longwall*, es un método seguro porque el personal trabaja siempre sobre un area sostenida y no se expone al area explotada al ser un método en retirada.
- El tajeo por *Longwall* es un método de alta producción y a un bajo costo, que mejora los rendimientos, las eficiencias; se logra un mayor volumen de producción mensual, mejor rentabilidad ya que la explotación se da en un menor tiempo.
- Usando el método Longwall obtenemos US\$ 83 260.71 más de utilidad que si usáramos el método de Corte y Relleno.
- El Valor Presente Neto utilizando el metodo *Longwall* es de 361 440.56, mayor que el Corte y Relleno Ascendente, esta diferencia es el resultado del mayor ritmo de producción mensual (486 tms/mensual más), un menor tiempo de explotacion.
- El factor de voladura disminuye en un 31%, al no realizar cámaras.

- En el método *Longwall* el rendimiento Tonelada/taladro se incremento en un 23%.
- La eficiencia de tms/hombre-guardia se incremento en 30%.
- La producción mensual por cada bloque de mineral se incremento en un 56%.
- El costo de producción del método de corte y relleno ascendente es 154.75 US\$/tms, con el método *Longwall* es 149.12 US\$/tms.
- Para que el personal pueda cumplir con su ciclo de minado se ha determinado longitudes de corte de 4m ya que en la zona de Valeria el tipo de roca predominante es de mala a regular.
- La limpieza del mineral en su totalidad lo hace el winche, esto hace que disminuya el esfuerzo de los trabajadores en la limpieza, por lo que se incide en el personal a realizar una mejor selectividad del desmonte, producto de la sobrerotura a su vez se tiene mayor área libre donde escoger; este desmonte va quedando detrás de la barrera (entablado), en forma de pircas o rumas; todo esto hace que se tenga una menor dilución (3% menos que el corte y relleno)
- Con el método actual se cumple la producción de tajos de manera más óptima, ordenada y segura; ya que se concentra al personal, equipos en un solo punto, y se obtiene una mayor producción por cada bloque de mineral.

- En el método *Longwall* y Corte y Relleno se deja pilares, para la colocación de tabiques para el relleno, una vez relleno y fraguado el área explotada se procede a recuperar los puentes y pilares.
- Cuando se rellena un bloque explotado con el método *Longwall* se utiliza 4 tabiques (en los subniveles de sección 1.20 m x 1.80 m) por lo que se utiliza menor madera, a su vez el personal de servicios en la instalación de tabiques está expuesto menor tiempo a riesgos; sin embargo en el de corte y relleno se utilizaba 16 tabiques (ya que cada 4 cortes se realizan ventanas hacia las chimenea).
- La toma de muestras de leyes del corte a iniciar y el levantamiento topográfico del ya culminado se hace más eficiente y eficaz ya que se reduce a una sola campaña, y nos da una certeza de la variación de leyes en el corte a ejecutar. A su vez el personal tiene la seguridad de trabajar en una zona sostenida.

RECOMENDACIONES

- Aplicar del método *Longwall* en la explotación de la veta Valeria.
- Cuando se culmina la explotación de los bloques, estos deben ser rellenados de inmediato para no afectar la subsidencia en la explotación de los bloques contiguos.
- Cuando el macizo rocoso presenta una roca competente y caja definida se debe perforar todo el corte y disparar en una sola tanda.
- Con los actuales bloques que se cuenta cubicados 40 m x 80 m y cuadrículados de 20 m x 20 m se puede trabajar con un grupo de 12 trabajadores por turno con la debida experiencia, capacitación y entrenamiento necesario (4 perforistas - 4 sostenimiento - 2 wincheros - 2 abastecedores de madera y barrido de finos) los bloques son ciclados en perforación-limpieza-sostenimiento-barrido de finos.

BIBLIOGRAFIA

- Aliaga, J. (2009). Aplicación del Método *Longwall* en la Mina de Carbón CHIMU para Incremento de la Producción. Informe de Competencia Profesional. Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima. 70 p.
- Geología. "Geología Regional, Local, Estructural" – Minera Aurífera Retamas S.A. – Año 2008
- Hoek, E. y Brown, E.T. (1980): "Excavaciones Subterráneas en Roca" – Edición 1
- Montoya, J. (2009). Análisis Técnico Económico para Explotar por Taladros Largos el Tajeo 775 en la Unidad Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. Tesis Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima. 98 p.
- Planeamiento Mina. "Costo Unitario de labores Mineras" - Minera Aurífera Retamas S.A. – Año 2008