



**ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO**

**FACULTAD DE RECURSOS NATURALES**

**ESCUELA DE INGENIERÍA EN GEOLOGÍA Y MINAS**

**DISEÑO DE EXPLOTACIÓN POR CORTE Y RELLENO**

**ASCENDENTE DE LA VETA MARY EN LA EMPRESA**

**PRODUMINSA, SECTOR BELLA RICA**

**TRABAJO DE TITULACIÓN**

**PRESENTADA COMO REQUISITO PARCIAL PARA OBTENER**

**EL TÍTULO EN INGENIERÍA EN GEOLOGÍA Y MINAS**

**AUTOR**

**JUAN PABLO LOZANO LOJANO**

**MACAS - ECUADOR**

**2015**

## **DECLARACIÓN DE AUTENTICIDAD**

Yo, Juan Pablo Lozano Lozano, declaro que el presente trabajo de titulación es de mi autoría y que los resultados del mismo son auténticos y originales. Los textos constantes y el documento que provienen de otra fuente están debidamente citados y referenciados. Como autor, asumo la responsabilidad legal y académica de los contenidos de este trabajo de titulación.

Macas, 17 de diciembre del 2015

.....  
Juan Pablo Lozano  
CC. 140072347-2

## **APROBACIÓN DEL TRIBUNAL**

**EL TRIBUNAL DE TESIS CERTIFICA QUE:** el trabajo de investigación titulado “DISEÑO DE EXPLOTACIÓN POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE DE LA VETA MARY EN LA EMPRESA PRODUMINSA, SECTOR BELLA RICA”, De responsabilidad del Sr. Egresado Juan Pablo Lozano Lozano, ha sido prolijamente revisada quedando autorizada su presentación.

En la ciudad de Macas, a los 09 días de Diciembre del 2015.

Para constancia de lo actuado firman:

TRIBUNAL DE TESIS

---

Ing. Henry Remache  
DIRECTOR

---

Ing. Iván Pino  
MIEMBRO DEL TRIBUNAL

## **DEDICATORIA**

A mis queridos padres, Félix y Dolores, regalo maravilloso que Dios me ha dado, por su apoyo incondicional, por sus esfuerzos y sacrificios, por una meta más cumplida, por hacer realidad este sueño, este logro también es suyos padres de mi alma, los amo.

A mis hermanos: Mercedes, Manuel, Ángel, Carmen, Julia, Narcisa y Luis, por su apoyo, por su aliento y consejos, que me ayudaron a culminar de la mejor manera este logro.

A todos mis sobrinos, por apoyarme y estar en los momentos más difíciles, por hacer las veces de un hermano, los adoro.

A mi esposa Evelin, por ser parte importante, fundamental y esencial en mi vida, por comprenderme, ayudarme y apoyarme durante todo este tiempo, y por ocupar un espacio inmenso en mi corazón. ¡Te amo mi cielo!

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco infinitamente a Dios, por todas sus bendiciones derramadas sobre mí y las personas que me rodean. Sin tí Señor no soy nadie.

A mis padres Félix y Dolores, por su amor, sus consejos, su tiempo por su apoyo desmesurado, por su confianza y enseñarme a luchar y saber salir adelante a pesar de los tropiezos. Gracias Padres míos, les agradezco enormemente.

A mi esposa Evelin, por ser mi apoyo fundamental, por darme la fuerza y el ánimo a seguir adelante.

A mis hijos Jhonn y Mateo, por ser la razón de mi vida, por regalarme tantos momentos de alegría que me inspiran a seguir adelante.

A la ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO, a sus docentes que han contribuido de manera directa en mi formación como profesional.

## **ABREVIATURAS**

**Ag:** Plata

**Au:** Oro

**Cu:** Cobre

**E:** Este

**Gr:** Gramo

**N:** Norte

**NE:** Noreste

**NW:** Noroeste

**PRODUMINSA:** Productos Mineros Sociedad Anónima

**Pb:** Plomo

**RQD:** Rock Quality Designation

**RMR:** Rock Mass Rating

**SADCO:** South American Development Company

**SW:** Suroeste

**Ton:** Toneladas

**Zn:** Zinc

**CONTENIDO**

<b>ABREVIATURAS</b>	<b>vi</b>
<b>LISTA DE GRAFICOS</b>	<b>viii</b>
<b>LISTA DE TABLAS</b>	<b>ix</b>
<b>LISTA DE ANEXOS</b>	<b>xi</b>
<b>I. GENERALIDADES</b>	
1.1 Ubicación	3
1.2 Accesibilidad	3
1.3 Historia del Yacimiento	4
1.4 Objetivos	5
1.4.1 Objetivo General	5
1.4.2 Objetivo Especifico	5
1.5 Método de Trabajo	5
1.5.1 Trabajo de Campo	5
1.5.2 Trabajo de Gabinete	5
1.6 Geografía	6
1.6.1 Fisiografía	6
1.6.2 Hidrología y Drenaje	6
1.6.3 Clima y Vegetación	6
1.7 Flora	7
1.8 Fauna	7
1.9 Medio socio Económico	7
1.10 Recursos Naturales	8
<b>II. GEOLOGIA</b>	
2.1 Geología Regional	9

2.2	Cuerpos Intrusivos	10
2.3	Estructuras	11
2.4	Geología Local	12
2.4.1	Estratigrafía Local	12
2.4.1.1	Depósitos Aluviales	12
2.4.1.2	Depósitos Coluviales	12
2.5	Geología del Yacimiento	13
2.5.1	Levantamiento Topográfico del Yacimiento	13
2.5.2	Levantamiento Geológico del Área de Estudio	13
2.6	Rasgo Geológico – Estructural del Yacimiento	13
2.7	Litología de la Galería Mary	14
2.7.1	Metodología del Muestreo	14
2.8	Evaluación Geomecánica del Macizo	14
<b>III. CALCULO DE RESERVAS</b>		
3.1	Generalidades	18
3.2	Muestreo	18
3.2.1	Métodos de Muestreo	18
3.2.1.1	Muestreo por Puntos	18
3.2.1.2	Muestreo por canales	19
3.2.2	Densidad y Malla de Muestreo	19
3.3	Consideraciones para el Cálculo de Reservas	19
3.3.1	Toma de Muestras	19
3.3.2	Leyes	19
3.3.3	Leyes Erráticas	19
3.3.4	Ancho Mínimo de Minado	20
3.3.5	Factores de Dilución y Castigo	20
3.3.6	Bloqueo del Mineral	20
3.3.7	Altura de los Bloques	20
3.4	Determinación del Ancho promedio.	21
3.5	Determinación de la Ley Promedio	21

3.6 Cálculo del Área	22
3.7 Calculo del Volumen	22
3.8 Calculo del tonelaje	22
3.8.1 Cálculo del tonelaje del mineral de veta	23
3.9 Valores Unitarios y Valores Mínimos Explotables	24

#### **IV. DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN**

4.1 Aspectos Generales	25
4.2 Selección y diseño del Método de Explotación	25
4.3 Mapa de Explotación	30
4.4 Descripción del Método de Explotación	30
4.4.1 Dimensiones del Tajo	31
4.4.2 Preparaciones	31
4.5 Etapas del Método Propuesto	31
4.5.1 Construcción de chimeneas y Ventanillas	31
4.5.2 Construcción de Tolvas	32
4.5.3 Construcción de subniveles	32
4.5.4 Explotación	33
4.5.4.1 Realce del Primer corte en Estéril	33
4.5.5 Ciclo de Minado del Proyecto	37
4.5.6 Parámetros calculados en la simulación por ciclo de minado	40
4.6 Maquinaria y Equipo minero	47
4.6.1 Equipos mineros para limpieza y transporte:	47
4.6.2 Equipos mineros para la perforación y accesorios:	48
4.7 Cálculo de la dilución y recuperación para el método de corte y relleno ascendente.	48
4.8 Productividad	49
4.9 Método de explotación alternativo	50
4.9.1 Condiciones de aplicación	51
4.9.2 Principios	51

#### **V. COSTOS**

5.1	Generalidades	52
5.1.1	Costo de minado del block	54
5.1.2	Costo de transporte	55
5.1.3	Costos Fijos	55
5.1.4	Costo hasta tolva de gruesos	55
5.1.5	Total Costos	56
5.2	Comparación de operaciones de explotación del block con el precio del block	56
<b>VI.</b>	<b>CONCLUSIONES</b>	<b>58</b>
<b>VII.</b>	<b>RECOMENDACIONES</b>	<b>59</b>
<b>VIII.</b>	<b>BIBLIOGRAFÍA</b>	<b>62</b>
<b>IX.</b>	<b>ANEXOS</b>	<b>64</b>

**LISTA DE GRAFICOS**

Gráfico N° 1 Trayecto desde Ponce Enríquez hasta Produmin S.A .....	4
Gráfico N° 2 Corte transversal de perforación .....	32
Gráfico N° 3 Malla de Perforación en Caja .....	34
Gráfico N° 4 Malla de perforación en veta.....	36
Gráfico N° 5 Parámetros generales del relleno.....	40

## LISTA DE TABLAS

Tabla N° 1 Coordenadas de la Concesión Bella Rica.....	3
Tabla N° 2 Clasificación geomecánica CSIR de macizos de roca fisurada. Clasificación de sus parámetros y evaluación. ....	15
Tabla N° 3 Valores de los parámetros de la clasificación geomecánica.....	16
Tabla N° 4 Correlación por la orientación de la excavación .....	16
Tabla N° 5 Variables de análisis para la cubicación del block .....	23
Tabla N° 6 Propiedades Físico - Mecánicas del Yacimiento.....	25
Tabla N° 7 Geometría del yacimiento y Distribución de Leyes .....	26
Tabla N° 8 Clasificación de los métodos de extracción minera en función de la geometría y distribución de leyes del yacimiento .....	26
Tabla N° 9 Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la zona mineral.....	27
Tabla N° 10 Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la caja piso .....	27
Tabla N° 11 Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la caja techo .....	28
Tabla N° 12 Significado de la valoración numérica para la selección del método minero. ....	28
Tabla N° 13 Valoración del método de explotación corte y relleno ascendente de acuerdo a las características del yacimiento. ....	29
Tabla N° 14 Parámetros del ciclo de perforación .....	42
Tabla N° 15 Parámetros del ciclo de perforación en mineral .....	43
Tabla N° 16 Estándar de rotura en tajos de estéril y mineral.....	44
Tabla N° 17 Estándares de voladura en Estéril.....	44
Tabla N° 18 Parámetros del ciclo de voladura en mineral.....	45
Tabla N° 19 Parámetros de limpieza y acarreo.....	46
Tabla N° 20 Parámetros de relleno .....	47
Tabla N° 21 Datos Previos para el cálculo de la productividad .....	49
Tabla N° 22 Productividad para el método de explotación propuesto .....	50
Tabla N° 23 Precios unitarios de accesorios de voladura .....	52
Tabla N° 24 Costos unitarios de perforación y voladura dependiendo la sección.....	52

Tabla N° 25 Costos de minado en Tajo .....	52
Tabla N° 26 Costo de mano de obra .....	53
Tabla N° 27 Costo de Preparación.....	54
Tabla N° 28 Costo de minado del block .....	54
Tabla N° 29 Costo de Transporte.....	55
Tabla N° 30 Costo Fijos.....	55
Tabla N° 31 Costo hasta tolva de gruesos .....	55
Tabla N° 32 Costo servicios auxiliares .....	56
Tabla N° 33 Costo Final .....	56
Tabla N° 34 Margen de Seguridad .....	56
Tabla N° 33 Costes de inversión y beneficios por tonelada .....	56
Tabla N° 36 Costes de inversión y beneficios del Block.....	57

## LISTA DE ANEXOS

ANEXO N° 1 Ubicación geografica de la empresa Produmin S.A.....	65
ANEXO N° 2 Mapa de la geología regional de la empresa Produmin S.A.....	67
ANEXO N° 3 Caracterización geomecánica de la roca de acuerdo al G.S.I. Modificado.....	69
ANEXO N° 4 Construcción de chimeneas y ventanillas.....	71
ANEXO N° 5 Construcción de subniveles de explotación.....	73
ANEXO N° 6 Mapa topografico y perfil geológico .....	75
ANEXO N° 7 Levantamiento topografico subterraneo y ubicacion del block a explotar.....	77
ANEXO N° 8 Mapeo geológico del área a explotar.....	79
ANEXO N° 9 Diseño de malla de perforación y voladura para chimenea.....	81
ANEXO N° 10 Diseño de malla de perforación y voladura para veta.....	83
ANEXO N° 11 Diseño de malla de perforación y voladura para veta.....	85
ANEXO N° 12 Mapa de explotacion.....	87
ANEXO N° 13 Control de perforación y voladura.....	89
ANEXO N° 14 Reporte de leyes.....	91
ANEXO N° 15 Resultados del muestreo de la chimenea 1 sur93.....	93
ANEXO N° 16 Resultados del muestreo de la chimenea 2 sur.....	95
ANEXO N° 17 Resultados del muestreo de la galería Mary nivel 0.....	97
ANEXO N° 18 Resultado de laboratorio del muestreo de la galería Mary nivel 20.....	99
ANEXO N° 19 Precios unitarios de accesorios de voladura.....	103
ANEXO N° 20 Costo de agente de voladura.....	103
ANEXO N° 21 Costos de accesorios de perforación.....	103
ANEXO N° 22 Costos de otros insumos.....	103
ANEXO N° 23 Costos de insumos para labores horizontales.....	105
ANEXO N° 24 Costos para labores verticales.....	106
ANEXO N° 25 Mapa de ventilacion.....	108
ANEXO N° 26 Mapa de explotacion metodo Shrikage Stopping.....	110

## **INTRODUCCION**

La actividad minera en nuestro país se remonta a la época Prehistórica. La primera explotación conocida se sitúa en los flujos de Obsidiana de Mullumica en la Cordillera Real en el periodo comprendido entre los años 900 – 1500 d.C.

En el siglo XVI se extrajo el oro y plata principalmente de los ríos y también a partir de túneles de los sectores hoy conocidos como Nambija, Zaruma y río Santa Bárbara.

En 1987 la Empresa SADCO (Southern American Development Company), solicita al Estado ecuatoriano el control total de los depósitos principales de Zaruma, por un periodo de 53 años. Durante este periodo la Empresa SADCO extrajo unos 3.5 millones de onzas de oro, y unos 17 millones de onzas de plata, con su centro de operaciones en la zona de Portovelo. (Quinteros Jerez, 2015). Posteriormente SADCO pasó el control a la compañía Cima, la misma que entregó al estado Ecuatoriano debido a que no pudo administrar, siendo abandonada en 1992. Desde 1984 se desarrolla en la zona de Portovelo y Zaruma cientos de pequeñas minas, la mayoría de tipo artesanal con la utilización de herramientas rudimentarias y equipos simples, con largas jornadas de dificultoso y peligroso trabajo para sacar el mineral.

En 1985 se descubre la zona de Ponce Enríquez, y es explotada por pequeños mineros, quienes dieron lugar a los primeros asentamientos.

Durante varios años la minería en nuestro país se ha desarrollado de una manera desordenada, sin una adecuada técnica, ni una investigación previa, todo empieza con un golpe de suerte, caracterizado por; baja tecnología, sin ninguna seguridad industrial, escaso control sanitario, carencia de técnicos, bajo rendimiento en producción, etc. Aprovechando con ello, solo e únicamente las zonas más enriquecidas, la mayoría de ellas desarrolladas en cuerpos vetiformes, donde no se lleva un método adecuado, ni acorde al tipo de yacimiento para su explotación.

En vista de esto he visto conveniente desarrollar un método de explotación que mejore la explotación y nos brinde un mejor aprovechamiento de los recursos minerales en este sector.

El presente trabajo detalla la investigación realizada en seis capítulos principales:

El primer capítulo describe las características generales del proyecto, objetivos, la metodología del trabajo y la geografía de la zona.

El segundo capítulo describe la geología regional y local de la zona, la geología del yacimiento y los rasgos geológico – estructural del yacimiento y la evaluación geomecánica del macizo rocoso.

El tercer capítulo se encuentra descrito los procedimientos realizados para cubicar las reservas del yacimiento a explotar.

El cuarto capítulo detalla el diseño de método de explotación a utilizarse en la veta Mary de la Empresa Minera Productos Mineros S.A. (Produmin S.A.); selección y diseño del método, mapa de explotación, descripción del método, descripción de las operaciones unitarias y el cálculo de la dilución y recuperación para el método por corte y relleno ascendente.

El quinto capítulo hace referencia al costo de preparación, explotación, limpieza, transporte y servicios auxiliares del block, por cada metro y por cada tonelada extraída de mineral y estéril. Y la comparación del costo de las operaciones del block con el costo del block.

Para terminar, las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

## I. GENERALIDADES

### 1.1 UBICACIÓN

La Empresa Minera Productos Mineros Sociedad Anónima (Produmin S.A.) es una Operadora de la Concesión Minera Bella Rica, que se encuentra ubicado en el flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los Andes centrales, provincia del Azuay cantón Camilo Ponce Enríquez, sector Bella Rica (ver Anexo 1).

Sus coordenadas geográficas son:

Longitud Oeste	74° 53' 43" N
Latitud Sur	13° 03' 52" E

Sus coordenadas UTM son:

**Tabla N° 1** Coordenadas de la Concesión Bella Rica

PUNTO	LONGITUD EN Y	LONGITUD EN X
1	9661650	0643309
2	9660250	0643309
3	9660250	0646009
4	9668050	0646009
5	9658050	0641209
6	9661650	0641209

Fuente: Produmin S. A.

Altitud: 340 m.s.n.m.

### 1.2 ACCESIBILIDAD

Es accesible desde la ciudad de Quito por medio de las siguientes vías:

Trayecto vía terrestre Quito:

Quito – Riobamba – Guayaquil – Ponce Enríquez – Produmin S.A.

Quito – Santo Domingo – Guayaquil – Ponce Enríquez – Produmin S.A.

Quito – Riobamba – Cuenca – Machala – Produmin S.A.



## **1.4 OBJETIVOS**

### **1.4.1 Objetivo General**

- Diseñar el método de explotación acorde a la forma y distribución del cuerpo mineralizado aprovechando al máximo la extracción y beneficio del mineral.

### **1.4.2 Objetivo Especifico**

- Realizar un levantamiento topográfico de la zona de estudio.
- Realizar un mapeo geológico del yacimiento a explotar.
- Muestrear las labores principales.
- Establecer los principales parámetros técnicos mineros para el cuerpo mineralizado.
- Definir una malla de perforación y voladura para cada labor.
- Determinar la factibilidad económica del método de explotación por corte y relleno ascendente.

## **1.5 MÉTODO DE TRABAJO**

### **1.5.1 Trabajo de Campo**

Realizar el mapeo geológico de las labores de desarrollo, para luego relacionarlo con las labores subterráneas, donde se ha realizado el cartografiado geológico y el muestreo sistemático de las labores de desarrollo, teniendo en cuenta el levantamiento topográfico de las labores, para ubicar las muestras obtenidas.

### **1.5.2 Trabajo de Gabinete**

Con los muestreos de interior mina se procedió a calcular con longitudes en promedio cada 3m. de las labores de galerías, chimeneas; obteniéndose 33 datos donde se muestran los promedios de potencias, Au con su respectiva valorización; luego se pasó a elaborar los planos de secciones transversales, con ayuda del paquete de computación **AUTOCAD 2015**, que permitió introducir los planos actualizados con el tablero digitalizador.

Los ponderados de muestreo se ubicaron en el mapa topográfico de la mina y en el mapa de explotación. Además se muestra la potencia y las leyes de Au. Para almacenar estos

puntos se abrió una base de datos en EXCEL. Los rangos de potencias, leyes y valorización, son determinados de acuerdo a las características estructurales y de mineralización de la Veta Mary. Las interpretaciones de los planos obtenidos se realizaron manualmente, teniendo en cuenta el criterio del Geólogo.

Con los planos obtenidos nos permite definir las zonas económicas, así como definir las reservas de la mina.

Con los datos geológicos y estructurales de la mina, nos ayudaran a plantear nuestro diseño de explotación minera, el cual se plasmara en un mapa de explotación. De acuerdo a las reservas presentes, método de explotación, costo de materiales e insumos, definiremos la evaluación económica de nuestro proyecto.

## **1.6 GEOGRAFÍA**

### **1.6.1 Fisiografía**

La zona de estudio presenta un relieve montañoso abrupto e irregular, dividido por las microcuencas hidrográficas de las quebradas Don Barbitas y Jabón, presentes en su estado juvenil, con altitudes entre los 350 msnm, ubicado a los márgenes del área minera.

La topografía presenta un descenso gradual hacia la planicie de la zona costera, en la cual se localizan las poblaciones de Brasil, Rio bonito y Ponce Enríquez. En las partes altas existen pequeñas semi – planicies formando escalones colgados los cuales han sido aprovechados para los asentamientos poblacionales como Bella Rica y La Rica.

### **1.6.2 Hidrología y Drenaje**

En los alrededores de la mina cruzan esteros cuyas aguas discurren hacia el Rio Siete. Las aguas provenientes de los esteros Don Barbitas y Jabón (ver Anexo 1), drenan al Rio Siete el cual desemboca en el Océano Pacifico.

Las grandes pendientes han hecho que las aguas de escorrentía labren pequeños cañones. Por lo general el tipo de drenaje es dendrítico, el cual está controlado por fallas y fracturas que conforman planos de debilitamiento.

### **1.6.3 Clima y Vegetación**

La zona de Ponce Enríquez está caracterizada por un clima subtropical con bosques seco tropical y húmedo premontano, las temperaturas oscilan entre los 18° y 30°C. Las

temperaturas más altas han sido registradas entre los meses de diciembre a julio y las más bajas los meses entre agosto y noviembre.

El área de influencia se caracteriza por presentar una temporada de precipitaciones entre los meses de enero a junio y la una temporada seca entre julio a diciembre.

La vegetación está controlada por el clima y los ciclos de precipitación. El área del proyecto está totalmente intervenida, caracterizada por pastos típicos de la zona como gramalote, cetárea, los cuales favorecen a la crianza de ganado ovino.

## **1.7 FLORA**

La zona de estudio está rodeada por una flora, que varía de tropical a subtropical. Teniendo al margen izquierdo junto a la quebrada Jabón un bosque con especies de árboles como; canelo, copal, chonta entre las principales, también existen otras especies propias de la zona. Al margen derecho junto a la quebrada Barbitas, predominan pastizales, como son gramalote y cetárea.

## **1.8 FAUNA**

La fauna de la zona está constituida por mamíferos, reptiles e insectos., debido a la tala de árboles para la minería y para el cultivo de pastizales, muchos de estos animales han disminuido de manera significativa.

Los mamíferos casi extintos se identifican a guantas, sajinos, oso hormiguero, puerco espín.

Dentro de las reptiles, se encuentran serpientes como; equis, falsa coral, chonta, sayama entre otras. Además se encuentran gran variedad de iguanas y lagartijas.

## **1.9 MEDIO SOCIO ECONÓMICO**

La minería, es la principal actividad económica que se desarrolla desde hace algunos años atrás en este sector. Los yacimientos auríferos más importantes del cantón Ponce Enríquez están ubicados en los sectores con mayor concentración poblacional como son: La López, Bella Rica, La Rica, San Martha, San Salvador, Muyuyacu, Pueblo Nuevo, de ahí que la mayoría de estas poblaciones están relacionadas directamente con esta actividad.

Otras actividades secundarias son la agricultura, ganadería y el comercio. Estas actividades están vinculadas con los pobladores de la parte urbana como de zonas periféricas del cantón Ponce Enríquez.

#### **1.10 RECURSOS NATURALES**

Dentro de los recursos naturales en esta parte, al igual que en el resto de Ponce Enríquez, sobresale el gran potencial minero con su contenido polimetálico de Zn, Pb, Ag, Cu.

## **II. GEOLOGIA**

### **2.1 GEOLOGÍA REGIONAL**

La zona mineral de Ponce Enríquez está situado en la Unidad Pallatanga del Cretácico Medio temprano (pre - Senoniense), que forma una banda casi continua limitada por fallas a lo largo de las estribaciones occidentales de la Cordillera Occidental.

La mayor parte de rocas pertenecen a la unidad Macuchi (KM) que comprenden basaltos toleíticos lávicos masivos y almohadillados con intrusiones básicas y cantidades subordinadas de volcanoclásticas, sedimentos pelágicos y rebanadas tectónicas de rocas ultramáficas (Ver anexo N° 2). La base de esta unidad no está expuesta y, hacia el Este, está cubierta discordantemente por las rocas volcánicas subaéreas, de composición intermedia a silícea calco – alcalina del Grupo Saraguro.

Las rocas volcánicas basálticas se encuentran crecidamente distribuidas en toda la zona de Bella Rica, con el pórfido hornbléndico y feldespático delimitando las zonas de mineralización. Cabe indicar que la brecha magmática hidrotermal y el pórfido feldespático indican la existencia de un pórfido mineralizado en profundidad. Además es característico los depósitos superficiales ubicados en los márgenes de las quebradas Guanache, Tres de Mayo, La Florida y El Paraíso constituidos de gravas, arenas y clastos rocosos semi-redondeados cuyos tamaños varían de centímetros a metros. De acuerdo a observación directa los basaltos incluyen lavas, hialoclastitas e intrusiones de doleritas subvolcánicas, aparentemente la secuencia buza hacia el Este.

#### **2.1.1 Estructuras Geológicas**

##### **a) Formación Macuchi**

La unidad Macuchi está localizada en el borde Este de la cordillera Occidental, con una composición bimodal (Calco alcalina y toelítica). Particularmente la unidad Macuchi esta descansa sobre las rocas del grupo Angamarca, según dataciones en cristales de plagioclasa dan una edad correspondiente con la edad Eoceno medio (ver anexo N° 2).

La unidad Macuchi es interpretada como un arco volcánico submarino, producido por cual sugiere que esta unidad recibió material detrítico derivado de zonas muy antiguas, como podría ser la Cordillera Real o el Cratón Sudamericano.

### b) Formación Saraguro

A esta unidad pertenecen una secuencia de rocas volcánicas subaéreas, calcalinas, de composición intermedia a ácidas, de edad Eoceno medio a Mioceno Temprano (Duque 2000).

La mayor parte de la Cordillera Occidental está cubierta por estos depósitos volcánicos. En nuestra zona de estudio predominan lavas andesíticas y depósitos piroclásticos de composición riolítica a andesítica. ( Sistema Ecologico Ambiental, 2010).

### c) Formación Pisayambo

Anteriormente estos depósitos fueron considerados dentro del grupo Saraguro, sin embargo debido a su litología, textura, disposición espacial y estructura han sido caracterizadas como una unidad diferente, predominando depósitos piroclásticos de composición riolítica a andesítica.

## 2.2 CUERPOS INTRUSIVOS

Estos cuerpos se encuentran instruyendo a rocas volcánicas y basálticas de la Unidad Pallatanga, litológicamente están constituidos de diorita-granodiorita, posiblemente controlados por la reactivación de las grandes suturas.

En el mapa geológico de Bella Rica, al norte del área se indican pequeños cuerpos o diques de microcuarzodiorita (cd), de 20 a 100 m de espesor ( (MISION BELGA, 1989). El pórfido hornbléndico, presenta una variación muy amplia se superpone al pórfido feldespático, se encuentra constituido de fenocristales de hornblenda y micro fenocristales de plagioclasa, esta fase lleva magnetita, los fenocristales tienen formas euhedrales a subhedrales, se localiza al norte de la quebrada Guanache y al norte de Bella Rica.

El pórfido feldespático se encuentra formando cuerpos aislados y diques dentro de las volcanitas Pallatanga en el sector de Guanache alto y bajo, las mismas que cortan también al pórfido hornbléndico, se encuentra emplazado a lo largo de fracturas y fallas extensionales de dirección WNW. Puntualmente se ubican al Oeste de Bella Rica pequeños diques y constituyen la matriz de varias brechas magmáticas (ver Anexo 2), las cuales presentan una propilitización penetrativa y una solidificación y alteración potásica.

La mineralización se encuentra en el contacto de la brecha, mayoritariamente dentro del pórfido.

El pórfido Gaby se encuentra hacia el norte de la zona de influencia del proyecto, originando en la parte superior una aureola externa de vetas y vetillas auríferas de cuarzo-pirita- pirrotina- calcopirita- oro y abundantes sulfuros respectivamente, los mismos que actualmente están explotando las sociedades mineras. Además las brechas existentes al Norte de Bella Rica se encuentran asociadas al pórfido Gaby y a su vez la delimitan.

La brecha existente en el sector presenta fragmentos angulares a sub-redondeados, con tamaños de unos pocos centímetros a varias decenas de metros. Los contactos son muy empinados a verticales y bastante bruscos, el contacto entre pórfido y brecha indica que la brecha se superpone al pórfido la misma que tiene geometría de embudo. La brecha intrusiva se encuentra cementada por pórfidos finos, dentro del pórfido hornbléndico al Norte de la falla Guanache.

## **2.3 ESTRUCTURAS**

Dentro de las principales estructuras tenemos las longitudinales y las transversales:

a) Fallas longitudinales:

La principal falla es la tres de mayo, que incluye a la veta conocida con el mismo nombre, es visible en el “cruce 270” con una zona de milonita de varios centímetros de espesor.

b) Fallas transversales:

La falla Guanache que coincide con el curso alto del río del mismo nombre dirigido WNW – ESE de inclinación marcada ( $50^\circ$  -  $80^\circ$ ) hacia el Norte.

La falla “Los Ratones” dirigida NE- SW de inclinación fuerte a subvertical ( $60^\circ$  a  $90^\circ$ ) hacia el NE esta falla presenta zonas de milonita de hasta 2 metros de espesor.

Falla Pueblo Nuevo: es una falla dirigida E-W indicada indirectamente por fallas y vetas paralelas (ver anexo N° 6)

## **2.4 GEOLOGÍA LOCAL**

La zona minera de Ponce Enríquez es conocida por sus depósitos de Au – Cu en pórfidos y en vetas, brechas y stockwork epi – mesotermales desarrollados dentro de rocas de caja volcánica y que están relacionados principalmente con pórfidos.

La geología responde a la descripción litológica de las formaciones Macuchi, las cuales se puede observar en el la zona central de las concesiones se encuentra formada por Granodiorita, diorita y pórfido presentes en el periodo Cenozoico; alrededor de las concesiones se desarrolla como resultado de esfuerzos transgresivos presentes a partir del periodo Paleoceno/Eoceno.

La formación Macuchi que se conforma por Lavas, andesitas, tobas y volcanoclastos; encontramos también en la zona de Camilo Ponce Enríquez pero fuera de las concesiones y más aproximadas al nivel del mar, formaciones del periodo Cuaternario con Arcillas, marinos de estuario y al este presenta formaciones del periodo Cretáceo con Lavas, basálticas, tobas y brechas.

### **2.4.1 Estratigrafía Local**

En la zona de estudio afloran algunas formaciones geológicas (Ver Anexo N° 6) las cuales presentan la siguiente secuencia estratigráfica:

#### **2.4.1.1 Depósitos Aluviales**

Son depósitos de material aluviales que se encuentran en los márgenes de las quebradas Jabón y Don Barbita, están formados principalmente por arena, grava, limos, arcillas y conglomerados.

#### **2.4.1.2 Depósitos Coluviales**

Estos depósitos están ubicados en la parte alta del campamento de la empresa, y comprenden básicamente grava, arena, arcilla y sedimentos mismos que han sido transportados de las partes altas. Estos depósitos se encuentran cubriendo a las rocas andesíticas de la unidad Macuchi.

## **2.5 GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO**

### **2.5.1 Levantamiento Topográfico del Yacimiento**

Para el levantamiento topográfico se utilizó la estación total sokkia, partiendo como referencia el punto 9659075 N/0642992 E, ubicado en la entrada del túnel, que a su vez está georeferenciado con el hito de la cooperativa Bella Rica. Ver anexo 7

### **2.5.2 Levantamiento Geológico del Área de Estudio**

Con el fin de obtener la información geológica a detalle se procedió a levantar geológicamente la zona de interés, para lo cual se utilizó cinta y brújula, recopilándose datos de la pared derecha de la galería del nivel 0 y nivel 20 de la veta Mary.

Para el mapeo se imprimió las hojas del levantamiento topográfico en hojas de papel Bonn a escala 1:1000 para luego ser calcadas en hojas de papel milimetrado de mapeo, y realizar el levantamiento geológico en interior mina.

En interior mina se partió desde el punto P 154, haciendo referencia en el mapa y en el campo, se comienza a tomar los datos estructurales con la ayuda de dos cadeneros, que tomarán la cinta desde el punto inicial hacia el sur.

Los datos tomados en campo se pasan a limpio en el papel tipo Poliéster doble mate de 91cm por 20 metros. Por último se digitalizan el mapa en el programa Auto Cad 2015. Los datos están representados en el anexo N° 8.

## **2.6 RASGO GEOLÓGICO – ESTRUCTURAL DEL YACIMIENTO**

### **a) Forma:**

El yacimiento de la empresa Produmin S.A. presenta cuerpos vetiformes formados por soluciones minerales, que se extienden por centenas de metros hasta donde se conoce en las galerías exploradas.

### **b) Dimensiones:**

La veta Mary se puede definir como un cuerpo geométrico irregular, con una potencia media de 19 cm, su largo y ancho conocidos se extiende por algunos metros.

### **c) Emplazamiento:**

Las soluciones mineralizantes se depositaron en fracturas continuas localizadas en rocas volcánicas (KM), hasta donde se conoce.

Las veta Mary posee una orientacional preferencial N-S con un buzamiento promedio de 60° SE. La uniformidad de la roca hace que las labores mineras se sostengan naturalmente.

## **2.7 LITOLOGÍA DE LA GALERÍA MARY**

### **2.7.1 Metodología del Muestreo**

Para el análisis de la litología, se recolecto muestras de las paredes de las galerías de acuerdo a como van variando las características de veta y de la roca encajante. Para ello se procedio a tomar muestras desde el punto P 154 hasta el punto P163 ,las muestras que no se pudo reconocer algunas características con la lupa de 20 aumentos, se las envio a laboratorio para realizar un analisis petrografico. Los reportes con las leyes de laboratorio se muestran en el Anexo N° 6.

## **2.8 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO**

Los trabajos de minería están situados en contacto con la roca; por lo que es fundamental un completo conocimiento del comportamiento de los frentes de excavación que va a ser sujeto. La realización de cada una de la labores en o sobre roca produce cambios en las condiciones iniciales, por lo que habrá una reacción de la misma, que debemos conocer, cuantificar y controlar con el fin de evitar posibles colapsos, además de elaborar un diseño de ingeniería adecuado que permita la funcionalidad de las obras a las que serán sujetas.

Para obtener estos conocimientos realizamos un estudio de las condiciones de la roca intacta y del macizo rocoso in situ mediante la aplicación de técnicas de uso geotécnico – geomecánico. El uso adecuado de estas técnicas permite conocer las condiciones de la roca con el objeto de asegurarse que la excavación pueda ser diseñada y ejecutada con completa seguridad.

Para ello debemos tener claro el significado de macizo rocoso, que es aquel que presenta efecto por agentes geológicos y geomecánicos de distinto orden, como tectónicos (que generan discontinuidades como fallamientos, desclasamientos plegamientos), meteóricos (degradación, descomposición y desgaste) e hidrogeológicos entre otros, además esfuerzos compresivos y coberturas, que producen diferentes tipos de comportamiento de la roca.

Para determinar la calidad del macizo rocoso se utilizó la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1979, la cual estima la calidad de las rocas a través del índice RMR (Rock Mass Rating), tomando en cuenta 5 parámetros que son; la resistencia uniaxial de la roca intacta, la designación de la calidad de la roca (RQD), espaciamiento de las discontinuidades, condición de las discontinuidades y condiciones de agua subterránea. Ver gráfico N° 2 y tabla 1.

Los promedios son aplicados para cada parámetro basado en las condiciones con las que se encontró durante el mapeo. Al final obtenemos una evaluación global que es la suma de los promedios individuales para cada uno de los cinco parámetros.

**Tabla N° 2** Clasificación geomecánica CSIR de macizos de roca fisurada.  
Clasificación de sus parámetros y evaluación.

1	Resistencia de la roca sana	Ensayo de 1 punto	>100 kg/cm <sup>2</sup>	40-80 kg/cm <sup>2</sup>	20-40 kg/cm <sup>2</sup>	10-20 kg/cm <sup>2</sup>	Compresión simple (Kg/cm <sup>2</sup> )		
	C. simple	> 2,500 kg.cm <sup>2</sup>	1,00-2,500 kg/cm <sup>2</sup>	500-1000 kg/cm <sup>2</sup>	500-250 kg/cm <sup>2</sup>	500-250	10-50	<10	
Valoración	15	12	7	4	2	1	0		
2	RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%			
Valoración	20	17	10	8	5				
3	Separación entre diaclasas	> 2 m.	0.6 - 2 m.	0.2 - 0.6 m.	0.6 - 0.02 m.	< 0.06 m.			
Valoración	20	15	10	8	5				
4	Estado de las diaclasas	E - 1 Muy rugosas. Discontinuas	E - 2 Ligeramente Rugosas, Abertura < 1 mm. Bordes duros.	E - 3 Ligeramente rugosas. Abertura < 1 mm. bordes blandos	E - 4 Espejos de falla con relleno < 5 mm o abiertas 1-5 Diaclasas continuas	E - 5 Relleno blando > 5 mm o abertura > 5 mm. Diaclasas continuas.			
		Sin separaciones, bordes sanos y duros				0			
Valoración	30	25	20	10	0				
5	Agua Freática	Caudal por 10 m. de túnel	Nulo	< 10 litros / min.	10 - 25 litros/min.	25 - 125 litros/min.	> 25 litros / min		
		Presión de agua	0	0.0 - 0.1	0.01 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
	Relación Tensión principal mayor	seco	Líquido - húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo			
Valoración	15	10	7	4	0				

Fuente: (E. Hoek, D. Sc (Eng.), 1985)

**Tabla N° 3** Valores de los parámetros de la clasificación geomecánica.

Parámetro		Valor
Resistencia de la roca		12
RQD		15
Separación entre diaclasas		15
Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad= 3.1	23
	Abertura= 4	
	Rugosidad= 5.4	
	Relleno= 5	
	Alteración= 5.5	
Presencia de agua		8

Elaborado por: Juan Lozano

La suma de los valores de los parámetros de la clasificación geomecánica da un total de 73. Teniendo nuestro RMR básico de 73. A continuación corregimos el valor obtenido por la orientación de las discontinuidades respecto al sentido de la excavación con los valores de la tabla 2.

**Tabla N° 4** Correlación por la orientación de la excavación

CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN						
A favor del Buzamiento		Contra el Buzamiento	Paralela al eje de la Clave			<20° de buzamiento
45° a 90°	20° a 44°	45° a 90°	20° a 44°	45° a 90°	20° a 44°	
MF	F	M	D	MD	D	D
Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Desfavorable	Desfavorable
CORRECCIÓN EN TÚNELES						
0	-2	-5	-10	-12	-10	-10

Fuente: (E. Hoek, D. Sc (Eng.), 1985)

La orientación de la excavación esta de 35 a 40° a favor del buzamiento, dando un valor de -2. Según la tabla N°2 habíamos obtenido un valor RMR de 73, este valor restándolo por la correlación por orientación no da un valor de 71.

Una vez obtenido el RMR de 71, procedemos a clasificar el macizo rocoso en función del valor obtenido con la apoyo del Anexo 3.

De acuerdo a esta tabla tenemos; una roca Andesita Tipo II (RMR: 61 – 80), de buena calidad, con presencia de roca dura, pocas discontinuidades y ligeramente alterada, como se observa en la Geología de la Galería (ver anexo N° 8), se tiene un tiempo de auto soporte entre 06 meses a un año para labores de avance y de 04 días en las labores de explotación, esto para labores de explotación de 4,5 m de altura. En nuestro método propuesto, se llevara los tajos una altura máxima de 3,00m., y mínima de 2.40, lo que aumentara la estabilidad del macizo rocoso.

### **III. CALCULO DE RESERVAS**

#### **3.1 GENERALIDADES**

Produmin S.A. es una empresa Minera dedicada a la explotación de sulfuros vetiformes, para luego procesarlos y extraer el Au contenido en ellos. Actualmente la Mina, no cuenta con una evaluación de Reservas, o las que se han realizado han sido por el método cubico, el cual consiste en obtener un ponderado de todas las muestras obtenidas, este método nos da como resultado un valor promedio de la cubicación del block, debido a que muchos de los valores de las leyes del oro son erráticas. El cálculo del tonelaje se basa en el conocimiento geológico actual, en el muestreo sistemático y en algunas características predominantes de la estructura. El mineral calculado se designa por su clase y con su ley mínima explotable.

El ancho mínimo para que una veta pueda ser explotada en la empresa Produmin S.A. es de 0,08m., teniendo en cuenta la naturaleza de las cajas, el ángulo de buzamiento de la veta y su ley.

#### **3.2 MUESTREO**

El muestreo es una operación fundamental en los trabajos de prospección, exploración y explotación de yacimientos minerales, ya que nos ayudará a determinar la calidad del mineral.

El proceso de muestreo es un conjunto de trabajos enfocados a determinar cuantitativamente y cualitativamente la composición de los elementos rentables e impurezas del mineral, este proceso comprende:

- Selección de las muestras
- Tratamiento de las muestras
- Ensayo de muestras

##### **3.2.1 Métodos de Muestreo**

###### **3.2.1.1 Muestreo por Puntos**

Es utilizado en depósitos que tienen una distribución uniforme o irregular del elemento o mineral de interés. A continuación explicare de manera breve dicho procedimiento; en la

superficie del cuerpo mineral trazamos una malla y en las intersecciones o centro de cada cuadro o rombo se recoge una porción de mineral con un peso aproximado entre 20 y 50 gramos. La suma de todos los fragmentos recogidos viene a formar una muestra.

### **3.2.1.2 Muestreo por canales**

Son las más utilizadas en minería subterránea. Consiste en el arranque del mineral realizando un corte uniforme y continuo perpendicular al rumbo de la veta. El ancho y profundidad de la muestra debe ser uniforme. La longitud del canal no deberá exceder de 150 cm por canal.

### **3.2.2 Densidad y Malla de Muestreo**

La densidad y malla de muestreo se realizado de acuerdo al tipo y método de muestreo y al tipo de depósito mineral. Debido a que la mena se distribuye irregularmente, las muestras deben ser poco espaciadas.

## **3.3 CONSIDERACIONES PARA EL CÁLCULO DE RESERVAS**

### **3.3.1 Toma de Muestras**

Se realizó un muestreo sistemático por canales cada 2 m., en las galerías superior e inferior y chimeneas laterales; dichos canales deben ser perpendiculares al buzamiento de la veta, teniendo un ancho promedio de 10 cm. y de 2 cm de profundidad (el ancho del canal no puede variar). Para ello se codifico las muestras en las galerías y chimeneas. Los resultados de laboratorio se observan en los anexos N°15, N°16, N°17 y N°18.

### **3.3.2 Leyes**

Las leyes son el deducción del análisis en el laboratorio, donde figura la potencia de la veta, ley del Au en gr /ton; teniéndose en cuenta que los resultados en muestreo están en relación a las características de la veta in – situ.

### **3.3.3 Leyes Erráticas**

La Veta Mary no se presenta uniforme en forma longitudinal, teniendo tramos de angostamiento y ensanchamiento, acompañadas de encaballamiento, con estructura tipo brecha que engloba clastos de roca silicificada o bandas rodeados por núcleos de cuarzo lechoso, con matriz constituida por mineralización de sulfuros; lo cual hace que las muestras

extraídas varíen en los ensayos, teniendo algunas veces que realizar remuestreos o castigar las leyes erráticas.

Cuando hay varias muestras por canal, se elimina aquellas muestras de leyes bajas, que no se relacionan con el paquete o banda de mineralización económica.

### **3.3.4 Ancho Mínimo de Minado**

Es el ancho mínimo que permite el minado de un filón o veta. Para la Veta Mary y las demás que se operan en la empresa Produmin S.A, el ancho mínimo de minado es de 0,08m.

### **3.3.5 Factores de Dilución y Castigo**

Para facilitar la explotación se ha calculado los anchos de minado, considerando el ancho de la veta, más una sobre rotura de material estéril equivalente a 0,10 m. (0,05 m. en cada caja). Si la veta es angosta esta se diluirá hasta el ancho mínimo de minado que es 0,08 m. y de acuerdo a su valorización se determinará si ingresa como reserva.

A las leyes obtenidas en laboratorio se les aplicó un castigo del 5% al 10%, por errores en el muestreo o del laboratorio.

### **3.3.6 Bloqueo del Mineral**

La separación de los bloques está supeditada al criterio del geólogo (fallas y/o controles de mineralización), los mismos que serán los límites del bloque, el cual está formado por una figura geométrica tridimensional limitado por las labores de explotación o desarrollo.

La forma de los bloques está de acuerdo a la posible dirección de los fluidos mineralizantes. A este bloque se le asigna un tonelaje, en base a su longitud, altura por potencia media del tajeo e igualmente se le asigna una ley promedio en base a leyes de muestreo.

### **3.3.7 Altura de los Bloques**

La altura de los bloques está determinada de acuerdo al ángulo de buzamiento de la veta, también depende de otros factores como continuidad de mineralización, la dirección de la franja mineralizada y potencia de la veta.

En las labores de avance o explotación, se bloquea generalmente con figuras geométricas de cuadrados, rectángulos, etc.

### 3.4 DETERMINACIÓN DEL ANCHO PROMEDIO.

Para determinar el ancho promedio se suma la columna de valores que corresponde a los anchos y se divide entre el número de canales, siempre que la separación de canales sea uniforme.

$$\text{Ancho de Muestreo} = \frac{\Sigma \text{Ancho de canales}}{\Sigma \text{N}^\circ \text{ de canales}}$$

Si deseamos determinar el ancho del bloque de mineral, se toman los anchos promedios de los lados que lo limitan (galería, chimenea, tajeo o subnivel), multiplicadas cada una por las longitudes consideradas (L), la sumatoria de estos productos se divide entre la sumatoria de las longitudes del perímetro del bloque.

$$\text{Potencia Media} = \frac{\Sigma (\text{Longitud} \times \text{Ancho de Muestreo})}{\Sigma \text{Longitudes}}$$

### 3.5 DETERMINACIÓN DE LA LEY PROMEDIO

Se obtiene multiplicando el ancho de muestreo por su ley respectiva, la suma de estos productos se dividirá entre la suma de los anchos de muestreo. Tanto el ancho promedio de muestreo y ley promedio de muestreo se hará para cada galería y chimenea que delimita un bloque de mineral.

$$\text{Ley Promedio de Muestreo} = \frac{\Sigma (\text{Anchos de muestreo} \times \text{Leyes de muestreo})}{\Sigma \text{Anchos de muestreo}}$$

Para determinar la ley promedio de cada bloque, se multiplican las longitudes muestreadas por los anchos promedio de muestreo y por las leyes promedio de muestreo; y la suma de estos productos se dividirá entre la suma de los productos de las longitudes por sus anchos promedio de muestreo.

$$\text{Ley Promedio} = \frac{\Sigma (\text{Longitudes} \times \text{Ancho} \times \text{Ley})}{\Sigma \text{Longitudes por Anchos}}$$

Para el cálculo de un bloque de cubicación, se está considerando como ejemplo nuestro block a explotar, que abarca en la parte superior la Galería Mary Nivel 20 sur, al extremo izquierdo la Chimenea 2 sur, al derecho la Chimenea 1 sur y en la parte inferior la Galería Mary sur nivel 0.

Ejemplo: Ponderado de la Galería Mary nivel 20 Sur (Tramo de 96 m.).

$$\text{Sumatoria de Potencias} = 15,56 \text{ m}$$

$$\text{Potencia Media} = 0,32 \text{ m}$$

Es así que el tramo muestreado de la Galería 416 W, del Nivel 4 518, tiene como potencia media 1,23 m., ley media de Au = 62,2 gr/Tm.

### 3.6 CÁLCULO DEL ÁREA

Para determinar el área del bloque se procede por medios geométricos y resulta de multiplicar el largo por el ancho de cada lado o por la forma de triángulos, paralelepípedos, rectángulos y otras formas, aplicando las respectivas fórmulas.

$$\text{Así tenemos: } A = L \times \text{Ancho}$$

$$A = 6.200 \text{ m}^2.$$

### 3.7 CALCULO DEL VOLUMEN

El volumen se determina multiplicando el área obtenida de los bloques, por la potencia media de cada bloque.

$$V = A \times \text{Pot. Media}$$

$$V = 6.200 \text{ m}^2 \times 0,19 \text{ m.}$$

$$V = 1.197,8 \text{ m}^3.$$

### 3.8 CALCULO DEL TONELAJE

El área del block aprovechable con sus reservas probadas se observa en la siguiente tabla N° 5 considerando los pilares de seguridad y los estribos. Los estribos y pilares de seguridad se pueden observar en el mapa de Explotación (ver anexo N°8).

### 3.8.1 Cálculo del tonelaje del mineral de veta

Se obtiene multiplicando el volumen del bloque por el peso específico del mineral extraído. Para la Mina Prodomin S.A. el peso específico es 2,80gr/cm<sup>3</sup>

$$\begin{aligned} \text{Tonelaje} &= V \times \text{p.e.} \\ &= 1.197,8 \text{ m}^3 \times 2,80 \text{ gr/cm}^3 \\ &= 943,52 \text{ T.M.S.} \end{aligned}$$

En la siguiente tabla se muestran todas las variables consideradas para el cálculo de reservas del block a explotar.

**Tabla N° 5** Variables de análisis para la cubicación del block

<b>CUBICACIÓN BLOCK</b>		
<b>VARIABLES DE ANALISIS</b>		
<b>ÁNGULO INCLINACIÓN VETA &lt;45°</b>		
<b>POTENCIA 15cm</b>	<b>VETA</b>	<b>CAJA</b>
LONGITUD BLOCK	90	90
ALTURA	64	64
POTENCIA	0,19	1,0
PESO ESPECÍFICO	2,8	2,4
METROS CÚBICOS	943,52	5760
TON VETA	<b>2.641,85</b>	<b>1.382,4</b>
%RECUPERACIÓN Y CAJA QUE QUEDA COMO RELLENO	91%	60%
METROS CÚBICOS	858,60	3.456,00
RESERVA MINABLE™	2.404,09	8.294,40
TM EXTRACCIÓN/DIA	50,00	
<b>TM QUE SALE A SUPERFICIE</b>	<b>2.404,09</b>	<b>5.529,60</b>
<b>RELACIÓNCAJA/VETA</b>	<b>5/2</b>	

Elaborado por: Juan Lozano

### **3.9 VALORES UNITARIOS Y VALORES MÍNIMOS EXPLOTABLES**

Los valores unitarios, que han servido para evaluar los diferentes bloques de esta cubicación, fueron determinados por los costos generados desde la etapa de preparación hasta la producción, determinados por gr/ton. Siendo el valor mínimo explotable a “Cutt Off” de 5 Au gr/ton. Estos valores se encuentran más detallados en el capítulo de Costos.

## IV. DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

### 4.1 ASPECTOS GENERALES

El método de explotación por corte y relleno ascendente también conocido como “over cut and fill”, es un método de explotación subterránea que se aplica en cuerpos minerales vetiformes de baja potencia, con un ángulo de buzamiento mayor a 60° y minerales de alta ley. Es un método altamente selectivo, seguro, muy productivo y flexible que permite aplicar otra variante o combinar con otro método.

A continuación expondré las principales características del yacimiento.

**Tabla N° 6** Propiedades Físico - Mecánicas del Yacimiento

CARACTERISTICAS GENERALES DEL YACIMIENTO	
Ley media (gr/ton) Au	58,39 Au
Potencia media (m)	0,19
Tipo de roca encajante	Andesita
Longitud del block (m)	90
Longitud de tajeo (m)	26
Resistencia a la comprensión de la roca de caja (Kg/cm <sup>2</sup> )	2.000
Resistencia a la comprensión del mineral. (Kg/cm <sup>2</sup> )	600
Producción de la mina (Ton/día)	60
Producción del block (Ton/día)	7
Numero de turnos /día	2
Horas por turno	6
Coefficiente de dilución %	29
Pérdidas de mineral %	5

Fuente: Produmin S.A.

### 4.2 SELECCIÓN Y DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Teniendo en consideración los aspectos geológicos, geomecánicos antes descritos procederemos a evaluar la factibilidad de aplicar el método de explotación por corte y relleno ascendente en la veta Mary, de la empresa minera Produmin S.A. Para lo cual haremos uso de un procedimiento numérico de selección, el que consiste en calificar cada parámetro del yacimiento de acuerdo al método propuesto.

Las siguientes tablas muestran las calificaciones que se deben asignar a los métodos de acuerdo a los parámetros del yacimiento.

**Tabla N° 7** Geometría del yacimiento y Distribución de Leyes

<b>FORMA</b>
Masivo: Dimensiones similares en cualquier dirección. Tabular: Dos dimensiones mucho mayores que la tercera. Irregular: Dimensiones que varían a distancias cortas.
<b>POTENCIA DEL MINERAL</b>
Estrecha: Menor a 10 m Intermedia: Entre 10 y 30 m Potente: Entre 30 y 100 m Muy potente: Mayor a 100 m
<b>INCLINACIÓN</b>
Echado: Menor a 20° Intermedio: Entre 20° y 55° Inclinado: Mayor a 55°
<b>DISTRIBUCIÓN DE LEYES</b>
Uniforme: Ley del yacimiento constante en cualquier punto Diseminado: Leyes que presentan distribución zonal Errático: Leyes que cambian drásticamente de un punto a otro.

Fuente: (Gutierrez Hajar, 2014)

**Tabla N° 8** Clasificación de los métodos de extracción minera en función de la geometría y distribución de leyes del yacimiento

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	Forma del yacimiento			Potencia del mineral				Inclinación			Distribución de leyes		
	M	T	I	E	IT	P	MP	T	IT	IN	U	D	ER
Cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento por bloques	4	2	0	(-)49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Cámaras por subnivel	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Tajeo por subniveles	3	4	1	(-)49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	(-)49	(-)49	4	1	0	3	3	3
Cámaras almacén	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3

M: Masivo T: Tabular I: Irregular E: Estrecho IT: Intermedio P: Potente MP: Muy Potente T: Tumbado IN: Inclinado U: Uniforme D: Diseminado ER: Errático

Fuente: (Gutierrez Hajar, 2014)

**Tabla N° 9** Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la zona mineral

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
<b>Cielo abierto</b>	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
<b>Hundimiento por bloques</b>	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
<b>Cámaras por subnivel</b>	(-)49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
<b>Tajeo por subniveles</b>	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
<b>Cámaras y pilares</b>	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
<b>Cámaras almacén</b>	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
<b>Corte y relleno</b>	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
P: Pequeña M: Media A: Alta MP: Muy Pequeña G: Grande MG: Muy Grande										

Fuente: (Gutierrez Hajar, 2014)

**Tabla N° 10** Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la caja piso

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
<b>Cielo abierto</b>	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
<b>Hundimiento por bloques</b>	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
<b>Cámaras por subnivel</b>	(-)49	3	4	(-)49	0	1	4	0	2	4
<b>Tajeo por subniveles</b>	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
<b>Cámaras y pilares</b>	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
<b>Cámaras almacén</b>	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
<b>Corte y relleno</b>	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
P: Pequeña M: Media A: Alta MP: Muy Pequeña G: Grande MG: Muy Grande										

Fuente: (Gutierrez Hajar, 2014)

**Tabla N° 11** Clasificación de los métodos atendiendo a las características geomecánicas de la caja techo

METODO DE EXPLOTACION	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Cámaras por subnivel	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Tajeo por subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Cámaras y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Cámaras almacén	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte y relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
P: Pequeña    M: Media    A: Alta    MP: Muy Pequeña    G: Grande    MG: Muy Grande										

Fuente: (Gutierrez Hajar, 2014)

**Tabla N° 12** Significado de la valoración numérica para la selección del método minero.

Preferido	3 a 4
Probable	1 a 2
Improbable	0
Desechado	(-) 49

Fuente: (Gutierrez Hajar, 2014)

De acuerdo a las características que presentan el cuerpo mineralizado y su roca encajante procedemos a valorarla numéricamente, en nuestro caso tenemos lo siguiente:

**Tabla N° 13** Valoración del método de explotación corte y relleno ascendente de acuerdo a las características del yacimiento.

GEOMETRIA/DISTRIBUCION	Características de la Veta Mary	Corte y relleno
Forma del yacimiento	Irregular	2
Potencia del yacimiento	Estrecha	4
Inclinación	Inclinado	4
Distribución de leyes	Errático	3
Profundidad	750 m	0
TOTAL		13
<b>GEOMECAÁNICA</b>		
Zona del Mineral		
Resistencia de la roca Andesita	Alta	2
Espaciamiento entre fracturas	Pequeña	3
Resistencia de las discontinuidades	Media	3
TOTAL		10
Zona de la caja techo		
Resistencia de la roca	Alta	2
Espaciamiento entre fracturas	Pequeña	4
Resistencia de las discontinuidades	Media	4
TOTAL		10
Zona de caja piso		
Resistencia de la roca	Media	4
Espaciamiento entre fracturas	Grande	2
Resistencia de las discontinuidades	Grande	2
TOTAL		8
TOTAL DE PUNTUACIÓN		4

Elaborado por: Juan Lozano

En este análisis se ha considerado los factores geológicos y geomecánicas, de donde se desprende el método a aplicar, aplicando el método numérico tenemos una puntuación de 4, que está dentro del rango del método Preferido, por lo cual nuestro método a aplicar es por Corte y Relleno Ascendente.

### **4.3 MAPA DE EXPLOTACIÓN**

El mapa de explotación se desarrolló de acuerdo al avance de explotación. Ver mapa de explotación en Anexo N°8.

### **4.4 DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN**

El método de explotación es corte y relleno ascendente convencional con relleno detrítico, es un método donde el estéril y el mineral (veta) son arrancados en franjas horizontales por separado, empezando por la parte inferior del tajo y avanzando verticalmente hacia arriba.

Como labores de preparación a partir de la galería se construyen chimeneas cada 30 metros de distancia, tanto para accesos al tajo, ore pass y ventilación, en el que su avance es de forma gradual como ascienda el tajeo; dejando un pilar de seguridad de 3 metros sobre la galería inferior (nivel 0) se construye un subnivel de explotación que comunique las dos chimeneas.

Se utilizarán máquinas perforadoras Jack – leg con pie de avance para perforaciones verticales y horizontales con taladros de 6 pies de profundidad y un ancho de minado entre 0.80 m y un máximo de 1.0 m dependiendo del buzamiento y espesor de la veta, desarrollándose hasta dos cortes dependiendo como se vaya comportando el macizo rocoso.

La explotación comienza extrayendo una franja horizontal completa de estéril pero dejando la veta colgada al piso. Posteriormente se dispara la veta colgada y se extrae manualmente con carretillas por las chimeneas trasiego. Se realiza un segundo corte en estéril donde gran parte del material estéril roto se deja como relleno hasta una altura que posibilite perforar nuevamente y se extrae hacia el echadero el excedente formado por el incremento en el volumen de la masa rocosa después del disparo (esponjamiento). Una vez nivelado el piso se procede a realizar la perforación y voladura en veta, para ello se coloca geomembrana en el piso para que no se diluya el mineral con el estéril del piso. El mineral roto se extrae por la chimenea trasiego hasta la tolva y posteriormente es transportado a superficie por medio de la locomotora a la tolva de gruesos, para su posterior proceso de trituración.

De esta manera se realiza la extracción del mineral y desmonte del tajo. La cual se repetirá hasta llegar al nivel superior del block.

#### **4.4.1 Dimensiones del Tajo**

- Longitud: 30m
- Altura: 70m
- Potencia de la veta: 0.19m
- Inclinación: mayor a 60°

#### **4.4.2 Preparaciones**

Para la preparación de los tajos se trabajaran con las siguientes dimensiones:

- Chimeneas de acceso (1,80m x 1,20m)
- Ventanillas (1,50m x 1,20m)
- Subniveles (1,50m x 3 m)

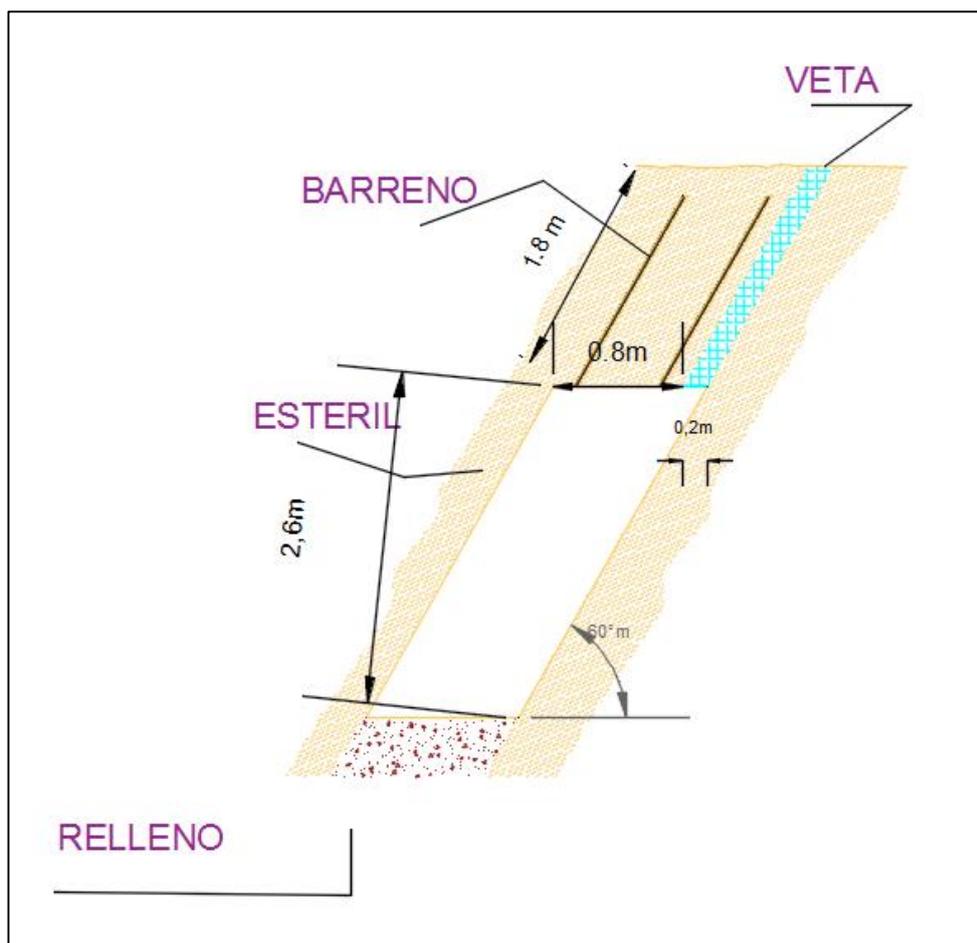
### **4.5 ETAPAS DEL MÉTODO PROPUESTO**

#### **4.5.1 Construcción de chimeneas y Ventanillas**

Labor de 1,80 x 1,20m de sección, son labores verticales que siguen la estructura de la veta, además permiten el reconocimiento de la veta, la confirmación de leyes y potencia a lo largo de su recorrido, facilitan la cubicación de reservas. Debido al buzamiento de la estructura Mary, nos servirá para desalojar material por gravedad, y disminuir costos de producción.

Se construirá 3 chimeneas trasiego y 3 chimeneas camino en total. Cada 3,4m se construirán ventanillas de 1,20 x 1,50 m de sección, que nos servirán para comunicar el tajo con las chimeneas trasiego cuando se haya comenzado con la explotación. En su totalidad se construirán 26 ventanillas por cada chimenea trasiego. Ver Anexo N° 4 y anexo N° 5.

Gráfico N° 2 Corte transversal de perforación



Elaborado por: Juan Lozano

#### 4.5.2 Construcción de Tolvas

Las tolvas se construirán con madera reforzada en la parte inferior de cada chimenea trasiego. Para ello la chimenea trasiego deberá tener al menos 6 metros de distancia de la galería principal y estar comunicada con la chimenea camino.

#### 4.5.3 Construcción de subniveles

El subnivel estará limitado por una galería base (Mary Nivel 0) o transporte, una galería superior (Mary Nivel 20) y chimeneas trasiego.

La Galería base estará protegida por un puente de roca estéril, que separe la galería del tajo. La altura del puente será de 3 metros, que de acuerdo a las características de la andesita nos ayudara a servir de sostén del material de relleno hasta que concluya el tajo.

Una vez que se tiene delimitado el subnivel por dos galerías y por las chimeneas trasiego, se procede a correr el subnivel desde las chimeneas trasiego dejando un puente de 3 metros sobre la galería principal, como muestra el Anexo N° 5.

#### **4.5.4 Explotación**

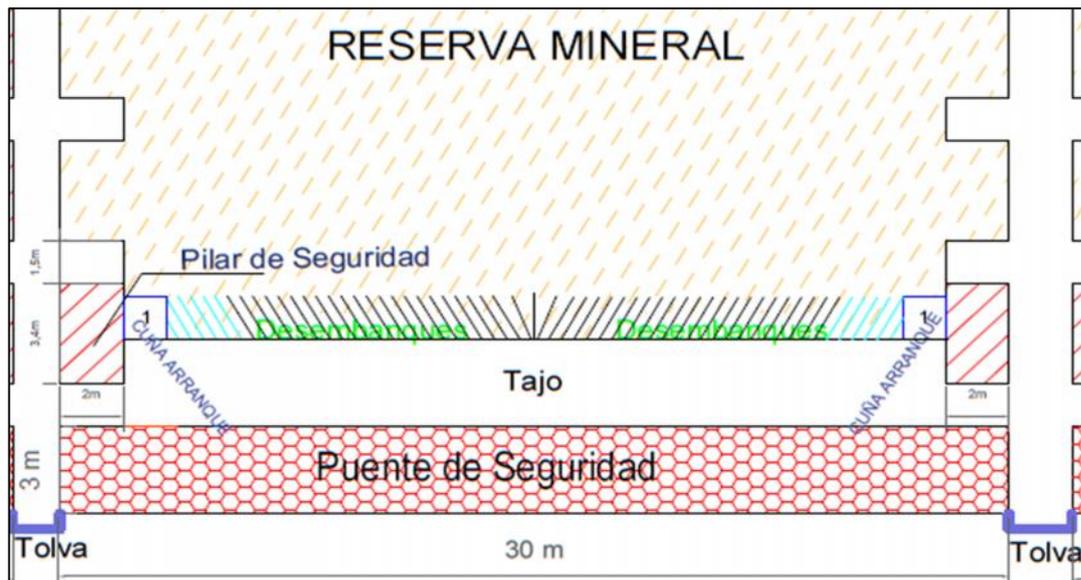
Se realiza perforación vertical con máquinas perforadoras Jack – leg y pie de avance (altura por corte 1,70 m. mínimo, y 3,40 m. máximo). Este equipo de perforación es apto para realizar trabajos de perforación en vetas angostas y donde se pretende mayor regularidad en la etapa de perforación debido a la discontinuidad en la potencia y buzamiento de la veta. La voladura se realiza con explosivos de alta densidad (Dinamita).

El acarreo se realiza manualmente con el empleo de carretillas. El material de relleno es el proveniente del material de caja (estéril).

Para el transporte del mineral y estéril se utiliza una locomotora eléctrica con un tren de diez vagones; la cual transportará el mineral desde las diferentes tolvas hacia la superficie.

##### **4.5.4.1 Realce del Primer corte en Estéril**

Se realiza perforaciones verticales paralelas al buzamiento de la veta con una longitud de taladro de 6 pies con perforadoras Jack – leg. Se ejecuta una cuña de arranque en cada extremo del tajo a 2 m. de distancia de la chimenea trasiego, con el fin de crear caras libres para los desembanques. Creada la cara libre realizamos los desembanques con barreno de 6 pies, y realizándose una malla de perforación de 0,40m., como burden y 0,80m de espaciamiento, la cual debe ser marcada por el capataz de mina o perforista. Los barrenos deben de tener una inclinación de 72° respecto a la cara libre, y ser paralelos a la estructura mineralizada, por razones de seguridad para el perforista y ayudante, en caso de caída de fragmentos de roca.

**Gráfico N° 3** Malla de Perforación en Caja

Elaborado por: Juan Lozano

#### 4.5.4.2 Voladura

Culminada la barrenación, se debe limpiar los barrenos de cualquier fragmento que se hayan quedado durante la barrenación. El perforista debe preparar su carga explosiva en su lugar de trabajo. Una vez culminado con la preparación de la carga deben proceder al carguío de la sustancia explosiva. La adecuada carga de barrenos depende de la efectividad de la voladura. Como carga de fondo se utilizara dinamita 1/8 x 7'' con un cebo iniciador como fulminante y con mecha lenta.

El encendido se realizara de manera convencional con la utilización de mecha lenta, considerando que la velocidad de encendido varía entre 55 – 60 seg., por pie lineal.

#### 4.5.4.3 Ventilación

La ventilación es una operación fundamental durante el proceso de minado, el flujo de aire nos ayudara a remover y diluir los polvos y gases de la voladura.

La falta de aire fresco en las labores ocasiona fatiga y reduce el estado de alerta de los trabajadores, haciéndoles más propensos a los accidentes.

Para contrarrestar esta necesidad, las mina cuenta con una ventilación artificial (mangueras del aire comprimido) y ventilación natural. Ver anexo N° 25.

Ventilación Artificial: una vez realizado el proceso de voladura, el perforista debe dejar abiertas las llaves de aire comprimido, con el fin de facilitar la remoción de polvos y gases de la voladura.

Ventilación Natural: es más barata, consiste en; el aire ingresa por la Bocamina principal (340m.s.n.m.), el flujo de aire recorre todas las labores, y sale por la bocamina de la empresa El Inca (500 m.s.n.m.) debido a la diferencia de alturas y al intercambio termodinámico que se produce entre la superficie y el interior.

#### **4.5.4.4 Desquinche de Rocas**

Comprende una de las operaciones mineras más peligrosas por ello hay que darle su debida importancia, con el fin de garantizar la seguridad física de los trabajadores, equipos y herramientas de trabajo. El desatado de rocas es considerado como “Un conjunto prácticas y procedimientos que permite en primer lugar, detectar la roca suelta en el techo, frente y paredes de la excavación o labor minera, para luego proceder a palanquearla y hacerla caer, mediante el uso de una barretilla de desatado” según (Sociedad Nacional Minería, 2014).

Las herramientas utilizadas para el desatado de rocas deben ser barretillas de hierro, livianas, la longitud puede variar desde 1,2 m hasta unos 2 m. Uno de sus extremos termina en punta para golpear los planchones y hacerlos caer, mientras el otro extremo es forma de una uña, que permita hacer palanca a la roca y desprenderla con mayor facilidad y seguridad.

#### **4.5.4.5 Limpieza y transporte de Material Estéril**

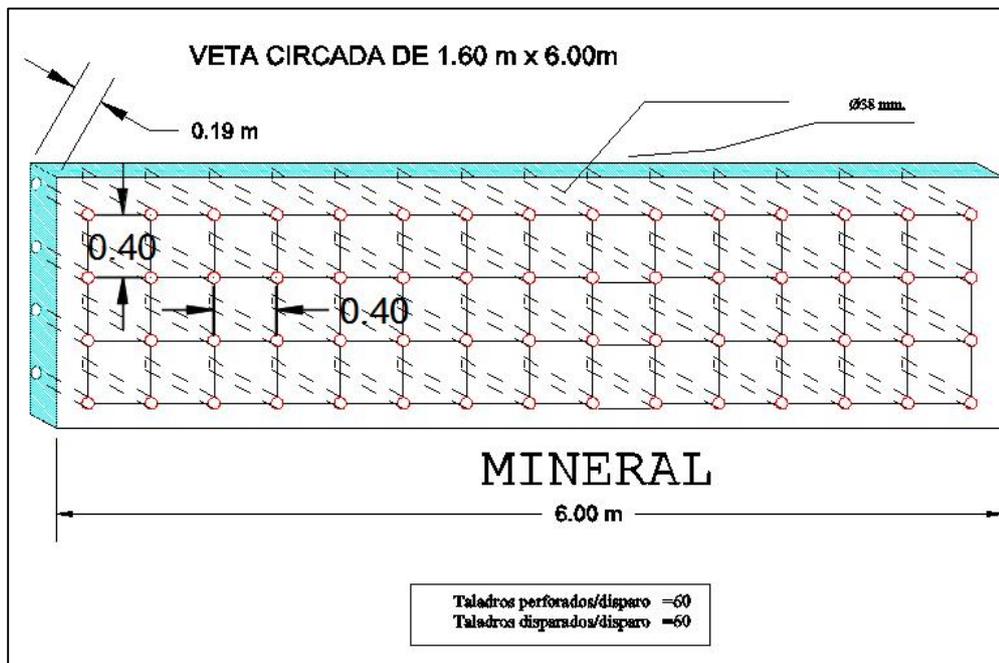
Una vez asegurada la labor, se procede a acarrear el estéril sobrante manualmente mediante carretillas hacia las chimeneas de trasiego, para luego ser transportado por medio de locomotoras con un tren de 10 vagones U 35, de 1.67 toneladas hacia a la superficie y ubicado en las escombreras de estéril.

#### **4.5.4.6 Realce del Primer corte en Mineral**

Perforación diagonal con longitud de taladros de 4 pies (1,20m.), con perforadoras Jack – leg, con malla de perforación de 0,40 m. de burden y 0,40m de espaciamento. La perforación debe tener un ángulo aproximado de 15° con respecto a la horizontal y un

ángulo de 20° con respecto al ángulo de buzamiento de la veta, como muestra el gráfico N° 4.

**Gráfico N° 4** Malla de perforación en veta



Elaborado por: Juan Lozano

#### 4.5.4.7 Desquinche de Rocas

Luego de la voladura del mineral se procede a ventilar la labor. El regado de la labor se debe hacerse de manera leve, el fin que asiente el polvo y disperse los gases y principalmente no lave los residuos finos del mineral. Finalmente se desquinchan las rocas del techo y lados del tajo que puedan desprenderse u ocasionar daños posteriores.

#### 4.5.4.8 Limpieza y Transporte de Mineral

Concluido el desquinche de rocas, se extrae manualmente con el uso de carretillas, el mineral roto hacia la chimenea trasiego donde es almacenado, para luego ser transportado por medio de la locomotora con un tren de vagones U 35, de 1,67 ton., hacia a la superficie y depositado en la tolva de la trituradora.

#### 4.5.4.9 Realce del Segundo Corte en Estéril

Al igual que en el primer corte en estéril se utiliza la misma malla de perforación y voladura. Y debe realizarse la perforación en caja, dejando la veta colgada al piso.

#### **4.5.4.10 Desquinche de Rocas**

No olvidar el principio de “mojar, ventilar, desatar” después de cada voladura. Esto significa asegurar la labor. En esta etapa es fundamental tomar la debida precaución en desatar las rocas debido a la altura del tajo. Por ello se utilizaran barretillas de 2 y 2,5 m de longitud para desarrollar el trabajo con mayor facilidad y seguridad.

#### **4.5.4.11 Limpieza del Material y Relleno**

Después de realizar el desquinche de rocas, parte del material roto se deja como relleno hasta una altura mínima de 2,4 metros, que posibilite perforar nuevamente y se extrae hacia el echadero el excedente formado por el incremento en el volumen de la masa rocosa después del disparo (esponjamiento). Se nivela el piso manualmente retirando los fragmentos de mayor diámetro de manera que exista una uniformidad. Y no existan espacios entre fragmentos.

#### **4.5.4.12 Transporte**

Se realiza la descarga del estéril almacenado en las chimeneas trasiego hacia los vagones de la locomotora para ser transportados y posteriormente desechado en la escombrera.

### **4.5.5 Ciclo de Minado del Proyecto**

#### **4.5.5.1 Perforación**

“La perforación de las rocas dentro del campo de las voladuras es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir unos huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores” (Lopez, 1994).

Es una de las primeras operaciones de minado, para ello se requiere una altura de 2.4 m. entre el piso y la corona del tajo, para realizar perforaciones de forma vertical e inclinada (60°) y con un ancho de minado de 0.80 a 1.0m.. Se requiere maquinas Jack – leg debido al peso y a la facilidad de las máquinas para realizar cualquier maniobra.

Se usarán barrenos de 4 y 6 pies de longitud y brocas de 38 mm de diámetro, logrando una perforación efectiva de 1,8 m. La malla de perforación se diseñó de acuerdo al

diámetro de perforación, potencia de la veta, densidad del mineral y densidad del explosivo (ver anexo N° 12).

#### **4.5.5.2 Voladura**

Para la voladura se empleará dinamita con dimensiones de 1" 7, con un peso de 110 gr/cartucho, como carga de fondo y nitrato de amonio (utilizado como fertilizante vegetal) como columna explosiva. De esta manera la voladura produce un buen rendimiento, sin embargo necesitamos ventilar el área, debido a la producción de gases tóxicos. En sectores donde existe agua se debe enfundar los cartuchos de dinamita y realizar el disparo inmediatamente después de haber cargado. Para provocar la explosión de la carga se utiliza como iniciador un fulminante encendido por medio de la mecha lenta.

#### **4.5.5.3 Desatado de rocas**

Para el desquinche de rocas los trabajadores deben primeramente inspeccionar el área de trabajo, es decir; verificar si el área está completamente ventilado y la estabilidad de la roca, desquinchar, regar y redesatar constantemente, eliminando toda condición insegura.

Procedimiento para el desatado de rocas:

1. Verificar la ventilación en la labor.
2. Verificar las barretillas y utilizar las de longitud adecuada a la sección de la labor.
3. Colocarse en un lugar seguro para el regado de la zona disparada. Y realizar el regado con agua a presión en techo y paredes de la labor, para asentar el polvo, neutralizar los gases y tener mayor visibilidad sobre la fracturas de la roca en la labor.
4. Ubicarse en un lugar seguro, libre de fragmentos, escombros y otras herramientas para el desatado de rocas.
5. Desatar la roca fragmentada formando un ángulo de inclinación de 45° con la barretilla.
6. Golpear constantemente la roca con la punta de la barretilla, si el sonido de la roca es agudo significa solidez o duro, si el sonido es opaco significa que la roca esta suelta y requiere el desate inmediato.
7. Tenga por principio que una vez que mueva un fragmento o banco de roca, hágalo caer no lo deje colgado, recuérdelo, puede accidentar más tarde.

#### **4.5.5.4 Limpieza y Acarreo**

La eficacia de la limpieza depende de la uniformidad del piso, de la granulometría del material y la pendiente del piso, ya que una mala operación se puede levantar material de relleno diluyendo el mineral; esto puede evitarse de distintas formas, la manera más adecuada es la colocación de geomembranas para recuperar el material fino que despiende la voladura debido a su alta densidad y concentración en oro, y sulfuros, otra forma es la colocación de saquillos en el piso, pero debido a su contextura no son muy resistentes a la voladura.

#### **4.5.5.5 Relleno**

Como material de relleno se utilizara el material estéril, con el objetivo de crear un nuevo piso de trabajo para los obreros y reducir los impactos ambientales.

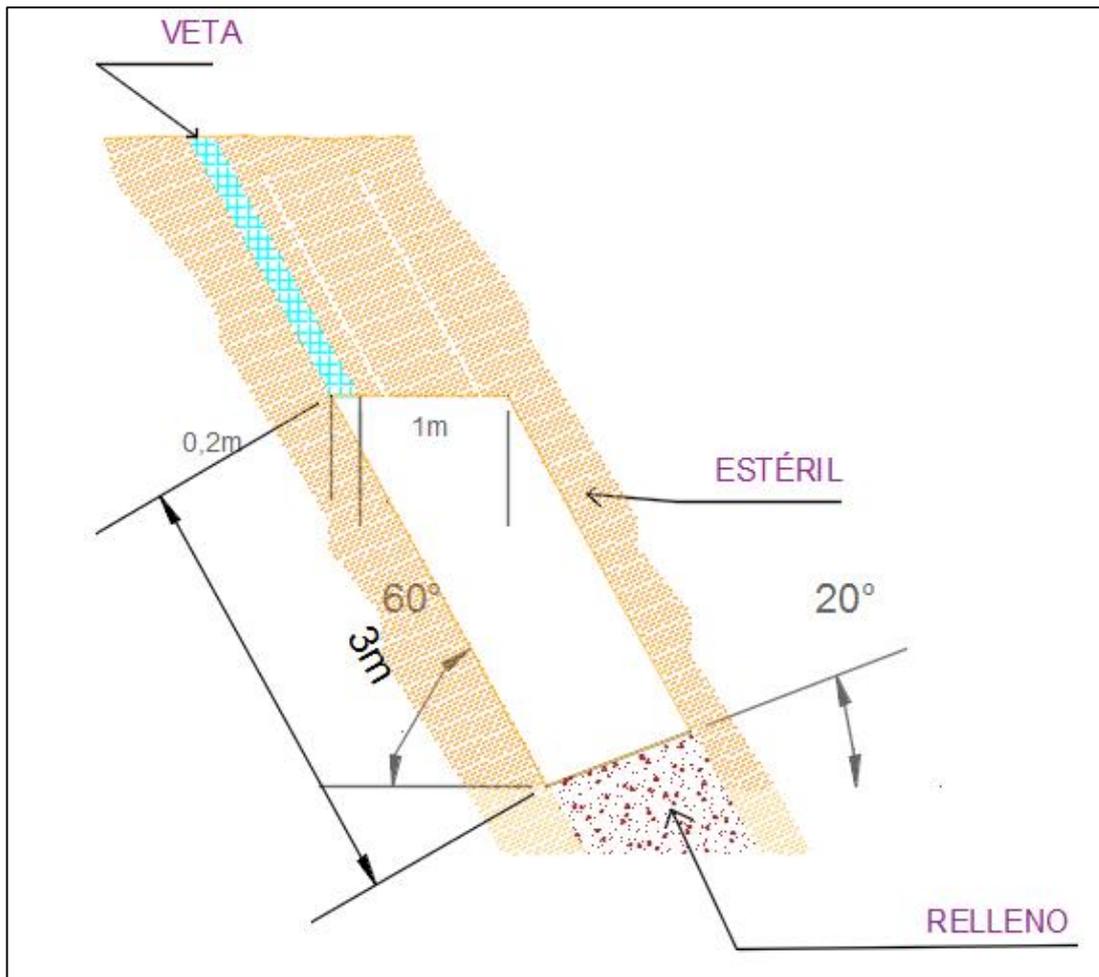
Culminada la etapa de limpieza del mineral y contando con la altura de perforación requerida, se realiza la barrenación y voladura en estéril (caja techo), terminada la voladura se procede a desatar las paredes del tajo, para a continuación hacer un nivelado del piso de forma manual (pampeo), donde si es necesario se realiza voladuras secundarias en el caso de quedar pechos en las caja alta de la labor, para generar una ergonomía de trabajo en la labor.

El nuevo piso de relleno debe ser uniforme, homogéneo sin desniveles, debe formar más o menos un ángulo de 20° con la horizontal, además mantener una altura cómoda y adecuada para dar paso a un nuevo ciclo de perforación. Ver gráfico N° 5.

#### **4.5.5.6 Drenaje**

Para drenar el agua en el tajo a perforar, se construirá una cuneta al lado donde están ubicados los buzones, que conducirán el cauce hacia donde se encuentra la cisterna principal de la mina, de donde será impulsado con bombas eléctricas hacia las diferentes labores, para que se realice la perforación y posteriormente para mojar el frente de trabajo luego de la voladura.

Gráfico N° 5 Parámetros generales del relleno



Elaborado por: Juan Lozano

#### 4.5.6 Parámetros calculados en la simulación por ciclo de minado

Para los cálculos en las diferentes operaciones, se han considerado los parámetros expresados en la tabla N° 12.

**Tabla N°1** Parámetros generales para la explotación

<b>PARAMETROS PARA LA EXPLOTACIÓN</b>			
<b>Parámetros</b>	<b>Unidades</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Observaciones</b>
Densidad mineral (roto)	t/m <sup>3</sup>	1,60	
Densidad estéril (roto)	t/m <sup>3</sup>	1,40	
Longitud del Tajo	m	26	Tajo completo
Ancho de Veta	m	0,19	Promedio
Ancho Minado	m	1,00	
Diámetro de taladro	m	0,038	
Longitud de taladro	m	1,8	
Longitud efectiva	m	1,71	95% eficiencia
Burden	m	0,40	
Espaciamiento	m	0,8	2 tal por fila
Guardias por día	gda	2	
Duración de cada guardia	h	8	De 12 h programadas
Horas efectivas por guardia	h	6	De acuerdo a controles
Factor de esponjamiento	%	25%	
Dilución	%	30%	

Elaborado por: Juan Lozano

**4.5.6.1 Ciclo de perforación en estéril**

Para el cálculo del ciclo de perforación se realizó un seguimiento a los perforistas en distintas oportunidades con el fin de obtener un estándar de perforación y diseñar una malla de perforación. Estos datos se encuentran en el anexo N°13.

**Tabla N° 14** Parámetros del ciclo de perforación

EXPLOTACIÓN EN ESTERIL – SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN			
<b>Perforación</b>	<b>Unidad</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Observaciones</b>
Equipo de perforación			Jack leg
Número de máquinas		2	
Longitud del tajeo perforado	m	26	3 tajos
Burden	m	0,80	
Espaciamiento	m	0,40	
Número de taladros por corte		174	Cuña-desembanques
número de cortes por tajo		41	
Metros perforados por corte	m	299,28	
Metros totales perforados por tajo	m	12.270,48	Longitud / taladro 1.80m
Metros totales perforados por block	m	36.811,44	Tres tajos
Velocidad de perforación	m/min	0,305	Según catalogo
Tiempo total por taladro	min	3,38	
Horas efectivas por guardia	h	6	
Tiempo total por corte	guardias	3,4	
Número de taladros perforados por guardia		40	Tarea diaria

Elaborado por: Juan Lozano

#### 4.5.6.2 Ciclo de perforación en veta

Esta operación difiere del ciclo de perforación en estéril, debido a la malla de perforación y a la longitud de barra que se utiliza en cada operación. Además la perforación en veta es diagonal. Se utiliza barras de perforación de 4” o 1,2 m. Para una mayor comprensión a los datos se detallan en la siguiente tabla:

**Tabla N° 155** Parámetros del ciclo de perforación en mineral

EXPLOTACIÓN EN MINERAL – SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN			
Perforación	Unidad	Cantidad	Observaciones
Equipo de perforación			Jack leg
Número de máquinas		1	
Longitud del tajeo perforado	m	26	3 tajos
Burden	m	0,40	
Espaciamiento	m	0,40	
Número de taladros por corte		130	Solo desembanques
número de cortes por tajo		41	
Metros perforados por corte	m	121.68	Barrenos de 1.20m de longitud.
Metros totales perforados por tajo	m	4.988,88	Longitud por taladro 1.20m
Metros totales perforados por block	m	14.966,7	Sumatoria tres tajos
Velocidad de perforación	m/min	0,305	Según catalogo
Tiempo total por taladro	min	2,25	Controles
Horas efectivas por guardia	h	6	
Tiempo total por corte	guardias	3,2	
Número de taladros perforados por guardia		60	Tarea diaria

Elaborado por: Juan Lozano

#### 4.5.6.3 Ciclo de voladura Estéril

Debido a que es método altamente selectivo, se realiza la voladura en fases diferentes, primero la voladura en caja luego la voladura en veta.

**Tabla N° 16** Estándar de rotura en tajos de estéril y mineral

ROTURA VETA EN TAJOS						ROTURA CAJA
Potencia (m)	Buzamiento	Ton/corte	Ton/taladro	N°disparos/corte	Ton/disparo	Ton/disparo
0,19	60°	18,97	0,2	5	4,37	87,36

Elaborado por: Juan Lozano

Para el cálculo del tonelaje por tajo, se tomó datos de referencia del gráfico N° 2 y la tabla N° 15 De donde el tonelaje por cada corte es de 336,96 ton sumado el factor de esponjamiento. En la tabla N° 16 se muestran detallados los parámetros de voladura considerados.

**Tabla N° 17** Estándares de voladura en Estéril

<b>EXPLOTACIÓN EN ESTÉRIL - SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN</b>			
<b>Voladura</b>	<b>Unidad</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Observaciones</b>
Volumen disparado por corte (in situ)	m3	41,6	
Volumen disparado por corte (roto)	m3	62,4	Con esponjamiento
Toneladas por corte (roto)	Ton	87,36	Caja
Tiempo de carguío por taladro	min	0,67	Promedio
Numero tal cargados por hora	tal/h	40,00	Promedio
Tiempo de carguío y voladura por guardia	h	1h:03min	Promedio
Tiempo de carguío y voladura por corte	guardias	3,2	Se carga una vez completada la perforación
Tiempo de Ventilación por guardia	h	4	Desde la voladura hasta la siguiente guardia

Elaborado por: Juan Lozano

#### 4.5.6.4 Ciclo de voladura en Veta

El cálculo de los parámetros del ciclo de voladura en mineral se realizó a partir de los controles consolidados expuestos en el Anexo N° 4. De los cuales se obtuvo un total de 7.182 TM de mineral por cada corte. Durante la ejecución del proyecto se puede variar uno u otro parámetro, pero no afectara significativamente. A continuación se exponen los parámetros de voladura.

**Tabla N° 18** Parámetros del ciclo de voladura en mineral

<b>EXPLOTACIÓN EN ESTERIL - SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN</b>			
<b>Voladura</b>	<b>Unidad</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Observaciones</b>
Volumen disparado por corte (in situ)	m <sup>3</sup>	7,90	
Volumen disparado por corte (roto)	m <sup>3</sup>	11,85	Con esponjamiento
Toneladas por corte (roto)	Ton	18,97	Mineral
Tiempo de carguío por taladro	min (promedio)	0,5	Longitud de barra de 1,20m
Numero tal cargados por hora	tal/h (promedio)	120	Longitud de barra de 1,20m
Tiempo de carguío y voladura por guardia	h	0,3	Promedio
Tiempo de carguío y voladura por corte	h	1,5	Se carga una vez completada la perforación
Tiempo de Ventilación por guardia	h	4	Desde la voladura hasta la siguiente guardia

Elaborado por: Juan Lozano

#### 4.5.6.5 Ciclo de Limpieza y Acarreo

Como se expuso anteriormente la limpieza será manual, con el empleo de carretillas de 0,045m<sup>3</sup>, la distancia máxima de acarreo es de 15 metros por tajo con un total de 1.040 viajes por cada corte. Y en veta un total de 264 viajes por corte, con una producción de 33,20 ton., en un periodo de 5 guardias.

**Tabla N° 19** Parámetros de limpieza y acarreo

<b>EXPLOTACIÓN DE MATERIAL - SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN</b>				
<b>Limpieza</b>	<b>Unidad</b>	<b>Cantidad</b>		<b>Observaciones</b>
		<b>Mineral</b>	<b>Estéril</b>	
Factor de llenado de cuchara	%	90%	90%	
Capacidad efectiva de la carretilla	m3	0,045	0,045	
Capacidad efectiva de la carretilla	TM	0,072	0,063	
Volumen disparado de mineral (in situ)	m3	7,904	93,06	
Volumen disparado de material (roto) por corte	m3	11,856	62,4	Con factor de esponjamiento
Volumen disparado de material (roto) por corte	Ton	18,96	87,36	
Número de viajes requeridos mineral por corte	viajes	263	1.387,00	
Distancia de acarreo promedio	m	15	15	La distancia va de 2 a 15 metros máximo.
Tiempo de carga y descarga por viaje	min	2,1	2,1	Promedio
Tiempo total de limpieza por corte	h	8,3	35,7	Aproximadamente
Número días en limpieza por corte	d	2,5	4,5	Promedio
Rendimiento durante limpieza	TM/h	2,79	2,43	Aproximadamente

Elaborado por: Juan Lozano

**4.5.6.6 Ciclo de relleno**

Para el relleno se utilizara material estéril proveniente del segundo realce en caja. Parte del material roto se nivelara manualmente hasta que nos dé un piso uniforme para la siguiente perforación, mientras que la otra parte sobrante se desalojara hacia la chimenea trasiego.

**Tabla N° 20** Parámetros de relleno

<b>EXPLOTACIÓN CONVENCIONAL EN VETAS - SIMULACIÓN CICLO DE OPERACIÓN</b>			
<b>Relleno</b>	<b>Unidad</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Observaciones</b>
Relleno	m <sup>3</sup> /h	24,04	Promedio asumido
Factor de relleno	%	60%	
Volumen a rellenar	m <sup>3</sup>	46,8	Incluye factor de relleno y dilución
Tiempo total de relleno por corte	h	12,2	
Número de guardias en relleno	Gd	2,6	Asumiendo 5 h efectivas por guardia
Número de días en relleno	d	2	
Tiempo total de relleno	d	2	

Elaborado por: Juan Lozano

#### **4.6 MAQUINARIA Y EQUIPO MINERO**

Para el laboreo en tajos este proyecto se ha seleccionado un equipo minero que sea fácil de maniobrar y se adapte a las condiciones.

Para el drenaje de agua se cuenta con una bomba hidráulicas de 10 Hp, que bombeara agua a los tres tajos de explotación.

Para el transporte del material la empresa cuenta con tres locomotoras con un tren de 10 vagones U35 (capacidad 2 ton c/u).

##### **4.6.1 Equipos mineros para limpieza y transporte:**

- Carretillas, transporte manual en tajos.
- Palas
- Combo de 10 Lb.
- Barretillas.
- Locomotora a batería de 2 ton.
- Vagones U-35 (Fig. 2)

#### 4.6.2 Equipos mineros para la perforación y accesorios:

- Perforadoras Yt 27.
- Barrenos de 6 y 4 pulg.
- Brocas de 36 mm.
- Sacabrocas.
- Plástico.
- Llave perica.
- Fosforera

#### 4.7 CÁLCULO DE LA DILUCIÓN Y RECUPERACIÓN PARA EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.

Dilución: Es el porcentaje de material estéril o de baja ley, que se mezcla con el mineral de interés, desde el proceso de voladura hasta llegar a la tolva de gruesos, debido al método utilizado y a las operaciones complementarias.

La dilución es el empobrecimiento del mineral debido al aumento no controlado y programado del estéril. Razón por la cual su recuperación resulta costosa.

Con el método de explotación propuesto (corte y relleno ascendente) los factores que mas influyen en la dilucion son los siguientes:

Factores técnicos:

- Falta de paralelismo en la barrenación
- Calidad del relleno
- Descontrol del relleno

Factores humanos:

- Falta de comunicación (partes involucradas).
- Insuficiente capacitacion personal encargado de perforación.

Una vez controlados estos factores, la dilución podra ser controlada en su mayoría. Para el cálculo de la dilución se aplicara la siguiente expresión:

$$di = \frac{D}{D + W} \times 100$$

Dónde:

D: material estéril en metros

W: potencia de la veta en metros

D + w = ancho de minado en metros

Datos:

D = 0,08 m

W= 0,19 m

D + w = 0,27 m

Utilizando la formula tenemos:

Dilución = 0,29 %

El material estéril en metros se ha considerado debido a que; es la distancia promedio de la sobre – perforación en veta que debe existir, para que la voladura pueda franquear todo el mineral.

#### 4.8 PRODUCTIVIDAD

Para los cálculos de la productividad del método de explotación por corte y relleno ascendente se consideró las siguientes relaciones sobre las políticas laborales que se detallan en el cuadro a continuación.

**Tabla N° 21** Datos Previos para el cálculo de la productividad

Días/mes	22
Tareas / día	2
Hora / guardia	8

Elaborado por: Juan Lozano

De la tabla N° 25 se puede rescatar diferentes valores de productividad de acuerdo a la precisión que uno desee manejar.

**Tabla N° 22** Productividad para el método de explotación propuesto

PRODUCTIVIDAD DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	
Longitud de cada block (m)	26
Ancho de minado(m)	0,19
Longitud de perforación (m)	1.80
Numero de taladros perforados (m)	118
Metros perforados por guardia	202,96
Longitud de avance (m)	1,73
Diámetro de perforación (mm)	38
Ancho de sección (m)	0,19
Alto de sección (m)	2,4

Elaborado por: Juan Lozano

#### 4.9 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ALTERNO

Según las características geológicas mineras, uno de los métodos de extracción alterna que se podría proponer, es el Shrinkage Stopping, que es un método de extracción vertical aplicable a vetas, principalmente para explotaciones menores. En su esencia, consiste en utilizar el mineral quebrado como piso de trabajo para seguir explotando de manera ascendente. Este mineral provee además soporte adicional de las paredes hasta que el caserón se completa y queda listo para el vaciado. Los caserones se explotan ascendentemente en tajadas horizontales, sacando solamente el 35% que se esponja y dejando hasta el momento del vaciado el 65% restante. Es un método intensivo en mano de obra, difícil de mecanizar.

Se aplica en vetas mayores a 1,2 m o a cuerpos donde otros métodos son técnica o económicamente inviables. Para asegurar que el mineral fluya (no se apriete), el mineral no debe tener muchas arcillas, ni debe oxidarse rápidamente, generando cementación. El cuerpo mineralizado debe ser continuo para evitar la dilución. El estéril debe extraerse como dilución o dejarse como pilares aleatorios (que no impidan el flujo).

#### **4.9.1 Condiciones de aplicación**

Método aplicable en cuerpos tabulares o subverticales con bordes o límites regulares. Su inclinación debe ser mayor al ángulo de reposo del mineral quebrado.

La roca mineralizada debe ser estable y competente. La roca encajante debe presentar buenas condiciones de estabilidad (ver anexo N° 25)

#### **4.9.2 Principios**

Consiste en excavar el mineral por tajadas horizontales en una secuencia ascendente (realce) partiendo de la base del caserón.

Una porción del mineral quebrado, equivalente al esponjamiento debe ser extraída continuamente por la base. El resto queda almacenado en el caserón, de modo de servir como piso de trabajo para la operación de arranque (perforación y tronadura) como asimismo de soporte de las paredes del caserón.

Cuando el proceso de arranque alcanza el límite establecido superior del caserón, cesan las operaciones de perforación y tronadura, y se inicia el vaciado del caserón extrayendo el mineral que ha permanecido almacenado.

## V. COSTOS

### 5.1 GENERALIDADES

Para desarrollar los costos de nuestro block a explotar nos basaremos en tablas de los precios unitarios utilizados en la mina. Ver anexo 19, 20, 21 y 22.

**Tabla N° 23** Precios unitarios de accesorios de voladura

ACCESORIOS DE VOLADURA	
DESCRIPCIÓN	\$/CARTUCHO
Nitrato de amonio	0,11
Entero	0,72
Medio	0,36

Elaborado por: Juan Lozano

**Tabla N° 24** Costos unitarios de perforación y voladura dependiendo la sección

<b>COSTOS POR SECCIONES EN PERFORACIÓN Y VOLADURA</b>			
<b>LABOR</b>	<b>CH</b>	<b>SN</b>	<b>VENT.</b>
Sección	1,80X1,50m	1,20X3,00m	1,20X1,50m
Costo por metro lineal(\$/ml)	173,12	192,8	191,94
Costo por disparo	196,88	228,54	114,00

Elaborado por: Juan Lozano

**Tabla N° 25** Costos de minado en Tajo

<b>COSTO MINADO EN TAJOS</b>		
<b>RESUMEN</b>	<b>\$.x m3</b>	<b>\$/Ton</b>
Rotura veta	154,10	3,70
Rotura caja	8,89	55,03
Limpieza veta	41,88	14,96
Pampeo caja	2,24	0,93
Limpieza caja	4,59	1,91
<b>TOTAL</b>	<b>211,70</b>	<b>76,53</b>

Elaborado por: Juan Lozano

**Tabla N° 26** Costo de mano de obra

MANO DE OBRA (MENSUAL)			
PERSONAL	CANTIDAD	\$/INDIVIDUO	Total
Asistente Jefe Mina	2	\$ 2.000,00	\$ 4.000,00
Supervisor de Mina	1	\$ 2.000,00	\$ 2.000,00
Capataz	2	\$ 1.555,54	\$ 3.111,08
Perforista	4	\$ 780,00	\$ 3.120,00
Ayudante perforista	4	\$ 680,00	\$ 2.720,00
Retirador	16	\$ 480,00	\$ 7.680,00
Bodeguero(perchero)	2	\$ 680,00	\$ 1.360,00
Maestro carpintero	1	\$ 680,00	\$ 680,00
Ay. Carpintero	2	\$ 630,00	\$ 1.260,00
Op. Cargadora	1	\$ 680,00	\$ 680,00
Ay. Cargadora	1	\$ 480,00	\$ 480,00
Op. Locomotorista	1	\$ 680,00	\$ 680,00
Ay. Locomotorista	1	\$ 480,00	\$ 480,00
Muestreros (Retiradores)	1	\$ 480,00	\$ 480,00
Nitratero (Retiradores)	2	\$ 480,00	\$ 960,00
Prepara los tiros	2	\$ 480,00	\$ 960,00
<b>TOTAL</b>	<b>43</b>		<b>\$ 30.651,08</b>

Elaborado por: Juan Lozano

Los costos de mano obra están de acuerdo a los sueldos que perciben los obreros en la Empresa Minera Produmin S.A.

## **5.1 Costo de Labores de Preparación y Desarrollo del Block**

### **5.1.1 Costos de Preparación del Block**

En el costo de preparación del block se considera la construcción de:

- Dos chimeneas camino de 4,5 metros.
- Dos chimeneas trasiego de 70 metros.
- Tres subniveles de explotación; uno de 25 metros y dos de 23,5 metros respectivamente.
- Cuatros tolvas.
- Cincuenta y dos ventanillas de dos metros cada.

Para el cálculo de coste de un block se tomó como referencia las tablas N° 17 que hacen referencia a los precios unitarios de perforación y voladura por sección. Con esos datos se procedió a calcular de acuerdo a la distancia de cada labor y sus resultados están expuestos en la siguiente tabla

**Tabla N° 27 Costo de Preparación**

<b>COSTO DE PREPARACIÓN DE UN BLOCK</b>			
DESCRIPCIÓN	LONGITUD(m)	UNIDADES	US\$
Chimenea principal	70	2	24.236,80
Chimenea camino	4,5	2	1.558,08
Subnivel	73	3	42.223,20
Ventanilla	2	52	19.961,76
Arme buzones o tolvas		4	8.264,00
<b>SUB-TOTAL(US\$)</b>			<b>96.243,84</b>
<b>US\$/m3</b>			<b>112,09</b>
<b>US\$/ton</b>			<b>40,03</b>

Elaborado por: Juan Lozano

### 5.1.1 Costo de minado del block

El costo de minado del block hace referencia conjunta a los 3 tajos de explotación. Tomando en cuenta los proceso de perforación, voladura, limpieza, pampeo, y limpieza de caja.

**Tabla N° 28 Costo de minado del block**

<b>COSTO DE MINADO DEL BLOCK</b>		
DESCRIPCIÓN	LONGITUD (m)	US\$
<b>SUB-TOTAL(US\$)</b>	<b>78</b>	<b>135.859,70</b>
US\$/M3		158,23
US\$/TM		56,51

Elaborado por: Juan Lozano

### 5.1.2 Costo de transporte

El transporte será de tipo discontinuo con el uso de la locomotora. En la siguiente tabla se describe el costo de transporte del material de mina. Tanto el mineral como material estéril.

**Tabla N° 29** Costo de Transporte

DESCRIPCIÓN	US\$
Transporte locomotora	3.099,95
<b>SUB-TOTAL(US\$)</b>	<b>3.099,95</b>
US\$/M3	0,72
US\$/TM	0,39

Elaborado por: Juan Lozano

### 5.1.3 Costos Fijos

Se los conoce también como costos de estructura, son independientes del nivel de producción entre los principales están; mano de obra, en producción, materiales consumibles (explosivos), energía, combustibles, etc.

**Tabla N° 30** Costo Fijos

<b>COSTO FIJOS</b>	US\$
<b>GASTO TOTAL ADMINISTRACION MINA</b>	<b>5947,56</b>
SUB-TOTAL (US\$/M3)	6,93
SUB-TOTAL (US\$/TM)	2,41

Elaborado por: Juan Lozano

### 5.1.4 Costo hasta tolva de gruesos

Es el valor de la suma de valores desde la preparación hasta el transporte del mineral a superficie.

**Tabla N° 31** Costo hasta tolva de gruesos

SUB-TOTAL (US\$/M3)	288,84
<b>SUB-TOTAL (US\$/TM)</b>	<b>103,76</b>

Elaborado por: Juan Lozano

### 5.1.2 Servicios Auxiliares

Los servicios auxiliares corresponden al 10% del costo del mineral hasta la tolva de gruesos.

**Tabla N° 32** Costo servicios auxiliares

DESCRIPCIÓN	%	US\$
Servicios Auxiliares	10%	
US\$/M3		27,80
US\$/TM		9,94

Elaborado por: Juan Lozano

**5.1.5 Total Costos**

Es la suma de los valores de costo de mineral hasta tolva de gruesos, servicios auxiliares y margen de seguridad.

**Tabla N° 33** Costo Final

<b>TOTAL (US\$/m3)</b>	<b>319,67</b>
<b>TOTAL (US\$/TM)</b>	<b>114,32</b>

Elaborado por: Juan Lozano

Tabla de margen de seguridad (5% de precio hasta tolva de gruesos)

**Tabla N° 34** Margen de Seguridad

CONTINGENCIA O MARGEN DE SEGURIDAD(5%)(US\$/M3)	14,44
CONTINGENCIA O MARGEN DE SEGURIDAD(5%)(US\$/TM)	5,19

Elaborado por: Juan Lozano

## 5.2 COMPARACIÓN DE OPERACIONES DE EXPLOTACIÓN DEL BLOCK CON EL PRECIO DEL BLOCK

La comparación entre los costos de explotación y el precio del block nos permitirá conocer la factibilidad del proyecto en datos reales. Para ello primero lo calcularemos en toneladas y posteriormente de acuerdo a la reserva total del block a explotar.

**Tabla N° 35** Costes de inversión y beneficios por tonelada

COSTES DE INVERSIÓN US\$ / ton	COSTE US\$ /ton	INGRESOS
		NETOS US\$
114,31	1.224,00	1.109,69

Elaborado por: Juan Lozano

Los costos de inversión hacen referencia al gasto que se debe realizar para obtener una tonelada de mineral en la tolva de gruesos. De acuerdo a la Tabla 35, el costo de inversión por cada tonelada de mineral es US\$ 114,31., tomando en cuenta el valor actual del oro de US\$30,00/gr. y haciendo una depreciación del 20% tendremos que cada tonelada producida nos dejara un beneficio de US\$ 1.224,00.

**Tabla N° 36** Costes de inversión y beneficios del Block

RESERVA ton	COSTES DE INVERSIÓN/ ton	BENEFICIOS/ton	INGRESOS NETOS / Ton	INGRESOS NETOS /block
2404,09 Ton	U\$ 114,31	U\$ 1.224,00	U\$ 1.109,69	U\$ 2'667.794,63

Elaborado por: Juan Lozano

El block a explotar tiene una reserva total de 2.404,09 ton de mineral. El costo de inversión para explotar dichas reservas es de US\$ 274.811,53. Como se dijo anteriormente cada tonelada de mineral nos deja un beneficio de US\$ 1.224,00 multiplicando por el número total de toneladas a explotar, tenemos un ingreso neto de **2'667.794,63**. Asegurando una gran rentabilidad en nuestro proyecto.

## VI. CONCLUSIONES

De acuerdo a los datos tomados y cálculos realizados se puede concluir:

1. De acuerdo a los datos de campo que nos permitieron elaborar el mapa geológico y estructural de la veta Mary, se puede clasificar al yacimiento de la siguiente manera:
  - Por su forma: el yacimiento es vetiforme de cuerpo tabular.
  - Por su potencia: es de poca potencia, con una potencia promedio de 0.19m.
  - Por su ángulo de buzamiento: es inclinado ( $>60^\circ$ ).
2. El principal rasgo tectónico lo constituye la falla "Los Ratones", con una dirección N88E y buzamiento 65NW.
3. Con los datos de los resultados de muestreo se confirma la distribución anormal o errática de las leyes de muestreo, con valores máximos de 228gr/ton y mínimos de 0 gr/ton.
4. El método de explotación por corte y relleno ascendente es el más óptimo y se adapta de mejor manera a la forma y distribución del cuerpo mineralizado, aprovechando así al máximo la extracción y beneficio del mineral.
5. Para la voladura se utiliza como carga de fondo dinamita y en la carga de columna Nitrato de Amonio (Normalmente utilizado como fertilizante vegetal) con lo que se produce un volumen menor de gases.
6. El relleno utilizado para los tajos es obtenido del mismo tajo, permitiéndonos optimizar el tiempo de relleno y disminuir costos.
7. Del análisis de costos se concluye que la ley de corte (cut off) del proyecto es de 6,55 gr/Ton.
8. De acuerdo a los costos de preparación, desarrollo, transporte, insumos y con un margen de seguridad del 5%, para que el proyecto sea factible se necesita una ley de corte de 6,55 Au gr/ ton, en otras palabras nos cuesta US\$ 114, 31 producir una tonelada de mineral. La ley del mineral que se tiene en el block a explotar es de 51,9 Au gr/ton, siete veces más que la ley de corte, lo que significa que el proyecto es viable dejándonos grandes ganancias.

## **VII. RECOMENDACIONES**

1. Para alcanzar una óptima extracción y mayor desempeño del método, es recomendable mecanizar las operaciones de acarreo con el fin de disminuir la mano de obra, aumentar la productividad y reducir costos.
2. En el proceso de perforación se debe controlar el paralelismo de los taladros y la distancia entre ellos, para evitar una sobrerotura y la dilución del mineral.
3. Crear un departamento de Control de Calidad que realice un estudio sobre los procesos de perforación y voladura, acarreo de mineral y transporte, con el fin de hacer mejoras y controles en cada operación.
4. En el Nivel 0 de la Mary se debe continuar explorando, debido a las condiciones de mineralización presentes hacia el sur, y realizar chimeneas de exploración cada 30 m., con la finalidad de continuar cubicando reservas.
5. Dar charlas periódicamente a Supervisores, Líderes de Cuadrilla y Perforistas sobre: perforación, voladura y control de calidad con el fin de enriquecer sus conocimientos y generar conciencia sobre la importancia de cada una de las operaciones mineras y así mejorar la producción con un menor costo.

## VIII. RESUMEN

La presente investigación propone: Diseñar un método de explotación acorde a la forma y distribución del cuerpo mineralizado aprovechando al máximo la extracción y beneficio del mineral en la empresa Produmin S.A., en la parroquia Camilo Ponce Enríquez, cantón Ponce Enríquez, Provincia del Azuay; utilizando una investigación bibliográfica e informes geológicos y planeamiento mina. Posteriormente se ejecutó un trabajo de campo con mediciones y toma de muestras para después en gabinete realizar los cálculos respectivos; definiendo su génesis de tipo hidrotermal, filoneano por el relleno de fisuras, con una dirección preferencial N-S con un buzamiento promedio de 60° S-E, encajado en rocas de composición intermedia andesítica, con RMR básico (Rock Mass Rating) de 71 y una roca de Tipo II según la tabla de clasificación geomecánica de Bieniawski de 1979; una reserva mineral de 2404,09 Ton, considerada con el 91% de recuperación. Los costos de preparación, minado, explotación y limpieza del block suman un total de U\$. 114,31/Ton, considerando el volumen en reservas tendremos una inversión de U\$/286856,01., con una utilidad de U\$ 3451984,76. Se concluye que el sistema de explotación por corte y relleno a implementar, es un método aplicable en cuerpos vetiformes que presentan un buzamiento mayor a 50°, de poca potencia, nos brinda una recuperación muy alta (91%), es altamente selectivo, lo que permite trabajar en yacimientos de alta ley y poca potencia, es seguro, se adecua a yacimientos con propiedades físico – mecánicas incompetentes, además se puede combinar con otros métodos de explotación.

**Palabras clave:** Cuerpo Vetiforme – Diseño de Explotación – Método de Explotación – Minería Subterránea.

## **IX. SUMMARY**

This research proposes: Design an operating method according to the shape and distribution of the ore body maximizing the extraction and processing of mineral in the company Produmin SA, in the parish Camilo Ponce Enriquez, Canton Ponce Enriquez, Azuay Province; initially using a bibliographic research and geological reports and mine planning. Later fieldwork measurements and sampling for later in cabinet making such calculations are executed; obtaining a hydrothermal reservoir, filoneano by filling cracks with a preferential direction NS with an average dip of 60 ° SE, embedded in rocks of andesitic intermediate composition, with basic RMR (Rock Mass Rating) of 71 and a rock Type II according to the classification table geomechanics Bieniawski 1979; a mineral reserve of 2404.09 Ton, considered with 91% recovery. Preparation costs, mining, operating and cleaning the block totaling USD. 114.31 / Ton, considering the volume of reserves will have an investment of US \$ / 286.856,01. With a utility or U \$ 3,451,984.76. It concluded that the system of exploitation by cut and fill to implement, is a method that is applicable in vein-type bodies that have a greater dip to 50 ° dip, low power, gives us a very high recovery (91%), it is highly selective, allowing us to work on deposits of high grade and low power is safe, it fits sites with physical properties - mechanical incompetent also can be combined with other methods of exploitation.

**Keywords:** Veined body - Design Operations - Operating Method - Underground Mining

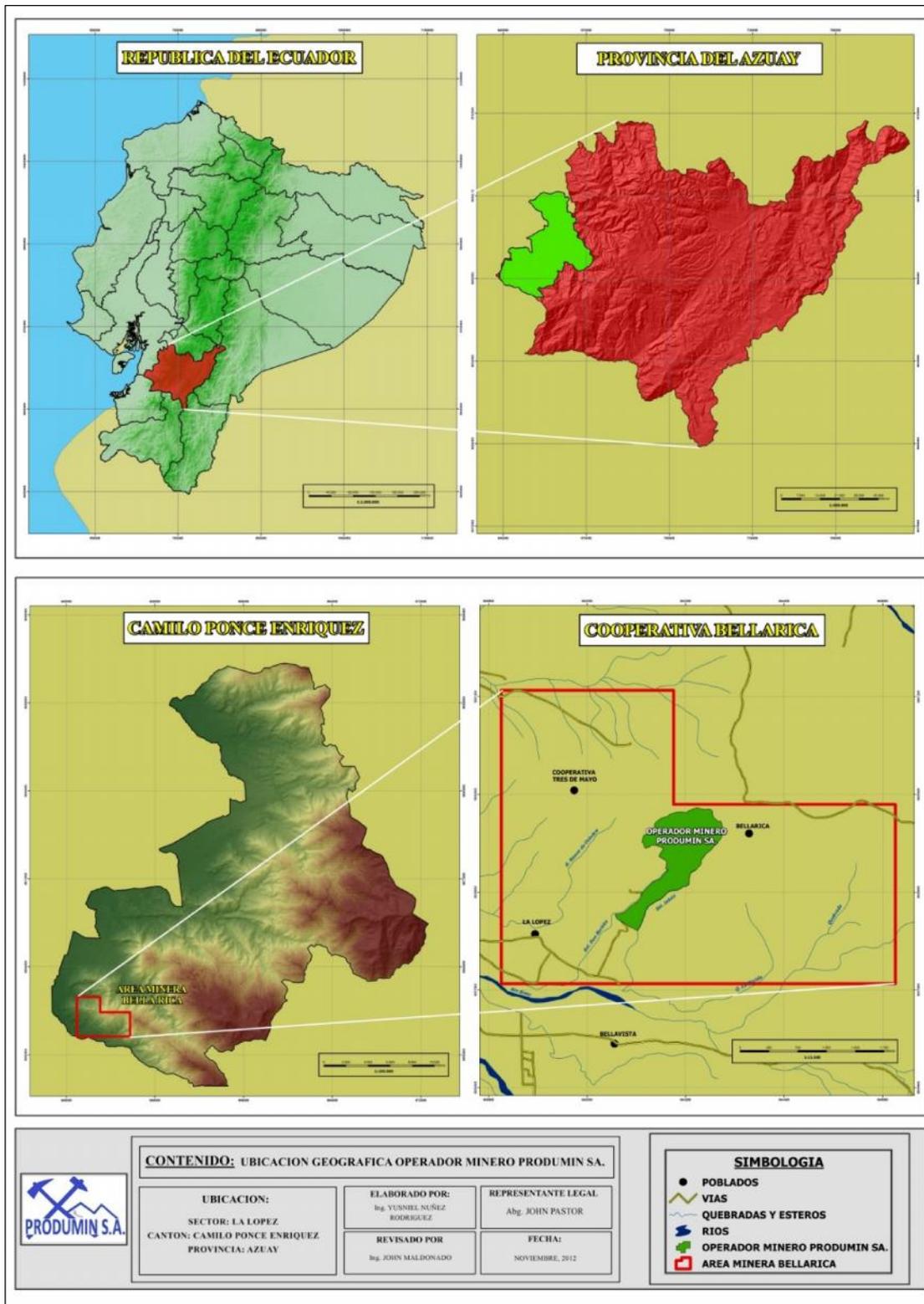
## **X. BIBLIOGRAFÍA**

- Aguado, M. B. (s.f.). Carga, Transporte y Extracción en Minería Subterránea. Lima. SEPTEN EDICIONES.
- Almeida Aguilar, J. (2008). Evaluación del Potencial Aurífero en el Ecuador. Recuperado el 10 de marzo del 2015. Obtenido de [http://fungeomine.org/documentos/potencial\\_aurifero\\_aluvial\\_enel\\_ecuador.pdf](http://fungeomine.org/documentos/potencial_aurifero_aluvial_enel_ecuador.pdf)
- Cortes, C. V. (marzo de 2013). Estado Actual de la aplicación del GSI Modificado. Recuperado el junio de 2015, de <https://es.scribd.com/doc/233381386/Estado-Actual-de-La-Aplicacion-Del-Gsi-Modificado>
- E. Hoek, D. Sc (Eng.). (1985). Excavaciones subterráneas en roca. Mexico: Litográfica Ingrams S.A. Recuperado el 15 de Mayo de 2014
- EXSA. (1985). Siempre - Nunca lo que usted debe saber al Usar Explosivos. Lima: Exsa. Recuperado el 16 de Diciembre de 2013
- Gutierrez Hajar, L. D. (01 de Abril de 2014). Pontificia Universidad Católica De Perú. Recuperado el 07 de Enero de 2015, de [http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/123456789/533/GUTIERREZ\\_HIJAR\\_LUIS\\_METODO\\_TAJEOSUBNIVELESCHIPMO.pdf?sequence=1](http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/123456789/533/GUTIERREZ_HIJAR_LUIS_METODO_TAJEOSUBNIVELESCHIPMO.pdf?sequence=1)
- Hartman, H. L. (1987). López, V. M. "Relleno Hidráulico en la Mina de Tocayos, c.". Tesis Profesional. Facultad de Ingeniería. UN Introductory Mining Engineering . New York: John Wiley and sons.
- Hock , E., & Brown , E. (1985). Excavaciones Subterráneas en Roca. Mexico. Editorial Andes.
- Mauel F. Peña C. (12 de febrero de 2011). INICIADORES Y DISPOSITIVOS DE RETARDO. Recuperado el 05 de junio de 2014, de <http://es.slideshare.net/adrianingapauca/72419841-disenodeunamalladeporacionenmineriasubterraneparte2>

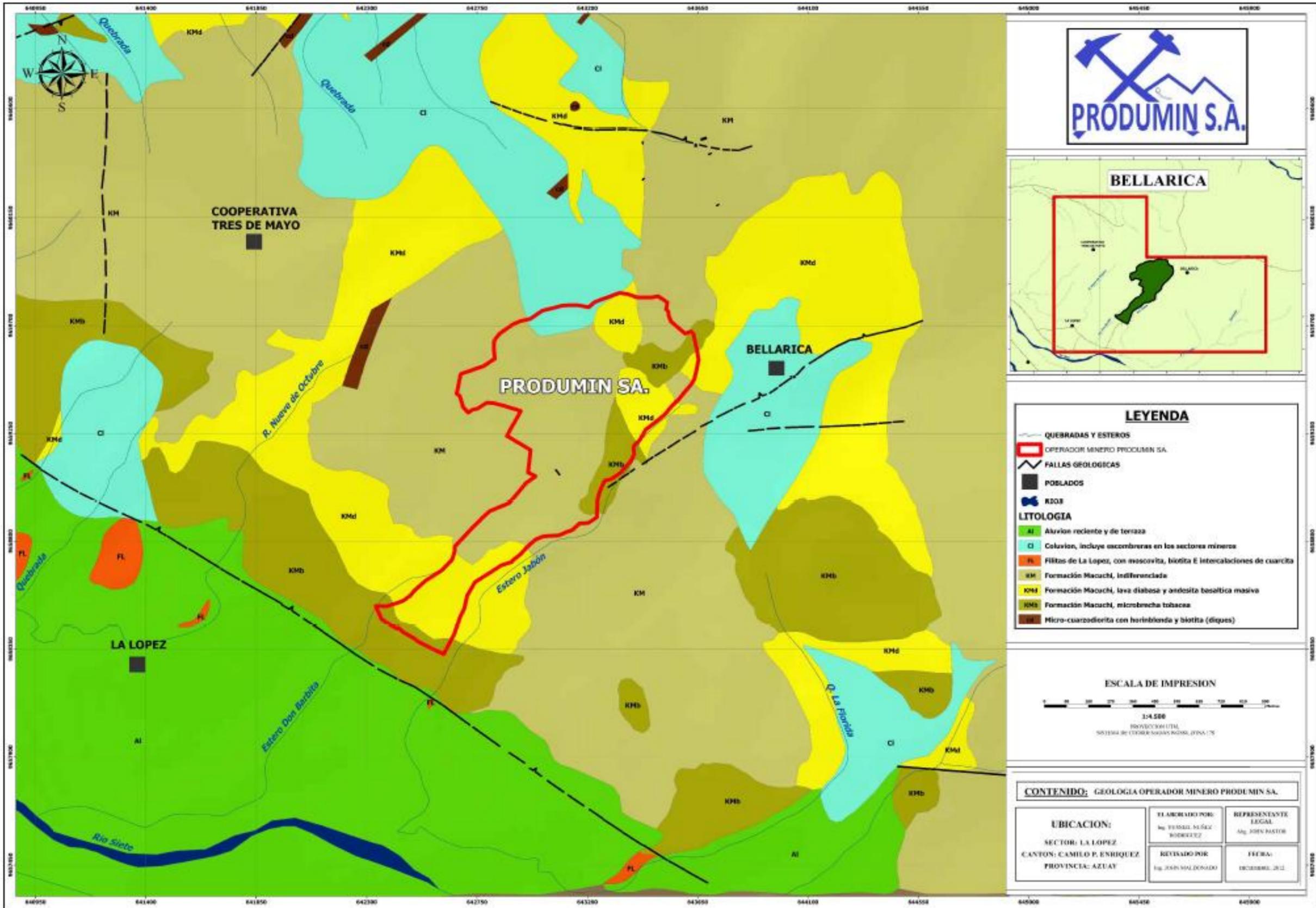
- Jauregui, O. A. (14 de Julio de 2011). Reduccion de los costos operativos en mina, mediante la optimizacion de los estandares de las operaciones unitarias de perforacion y voladura. Recuperado el 12 de Julio de 2015, de <http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/123456789/696>
- Jimeno, C. L. (s.f.). Manual de Perforacion y Voladura de Rocas. Lima.
- Lopez, J. C. (1994). Manual de Perforacion y Voladura de Rocas. Madrid: Segunda edicion. Editorial Instituto Tecnologico Geomineroa de España.
- MISION BELGA. (1989). Estudio Geologico. Quito. Recuperado el Cinco de Septiembre de 2014
- Municipio de Cuenca POT Rural. (2010). Parroquiabanos. Recuperado el 10 de agosto del 2014. Obtenido de <http://www.parroquiabanos.gob.ec/pdot/SistemaEcologicoAmbientalparte2.pdf>
- Quinteros Jerez, M. (07 de junio de 2015). Historia de la Minería en el Ecuador. Recuperado el 07 de Octubre de 2014, de <http://es.slideshare.net/mquinterosjerez/historia-de-la-mineria-en-el-ecuador-1>
- Ramirez Oyanyern, P., De La Cuadra irizar, L., Lain Huerta, R., & Grijalbo Obeso, E. (s.f.). Mecanica de Rocas Aplicada a la Minería Metalica subterranea. Madrid: Instituto Geologico y Minero de España.
- Sociedad Nacional Minería, P. y. (05 de junio de 2014). Manual de Geomecanica aplicada a la prevnecion de accidentes por caida de rocas en minería subterranea. Recuperado el 01 de Agosto de 2015, de <http://safety.pe/explorer/controlop/manuales/ManualCaidaRocas.pdf>
- Sucasaca, R. I. (07 de Agosto de 2012). Muestreo de Depositos Minerales. Recuperado el 16 de Septiembre de 2014, de <http://es.slideshare.net/silveriopari/muestreo-en-depositos-minerales>

**XI. ANEXOS**

**ANEXO N° 1 MAPA DE LA UBICACIÓN GEOGRÁFICA DE LA EMPRESA  
PRODUMIN S.A.**



**ANEXO N° 2 MAPA DE LA GEOLOGIA REGIONAL DE LA EMPRESA MINERA  
PRODUMINSA**

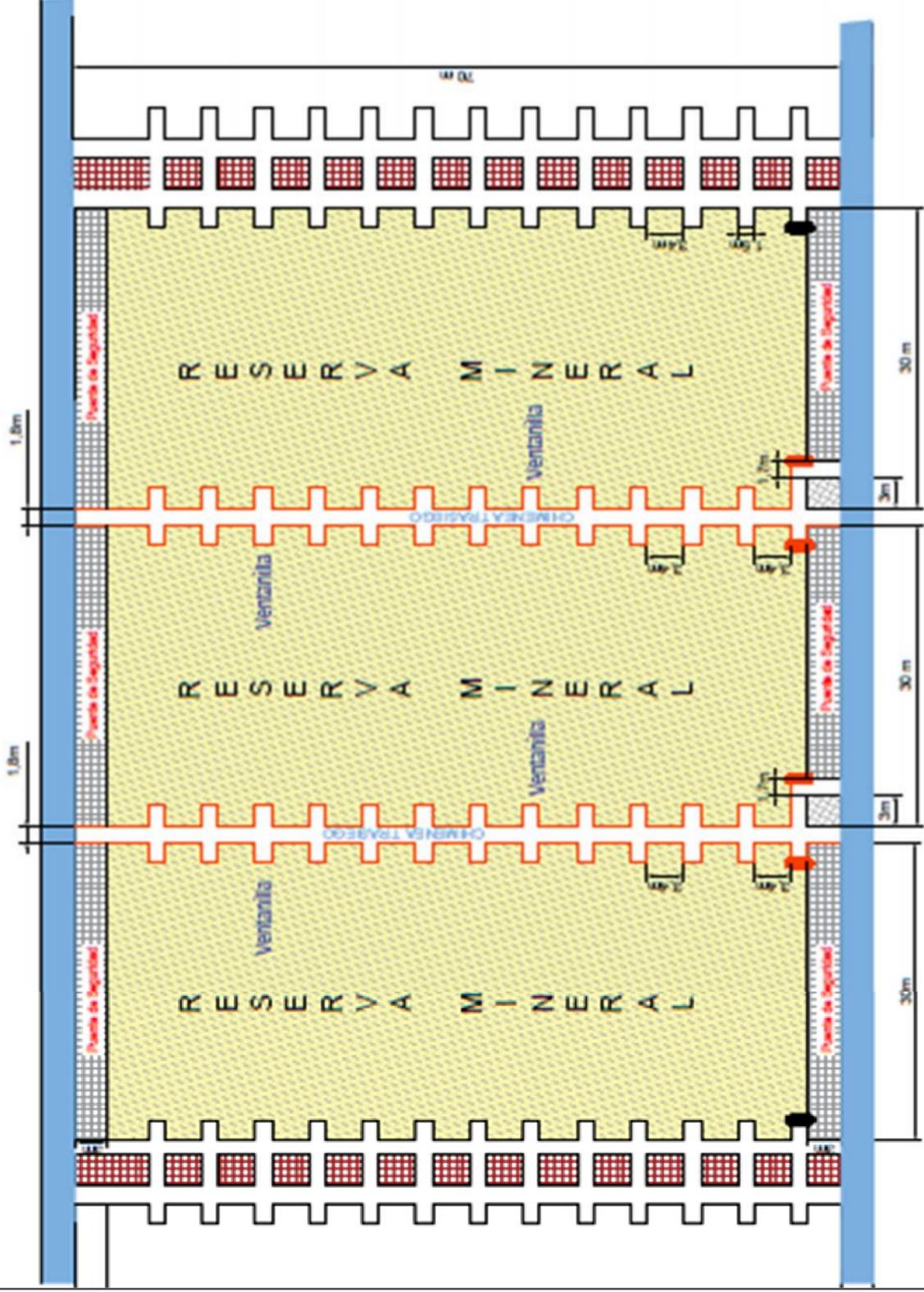


**ANEXO N° 3 CARACTERIZACION GEOMECÁNICA DE LA ROCA DE  
ACUERDO AL G.S.I.MODIFICADO**

ROCA			RMR	CARACTERISTICA DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO	TIPO DE SOSTENIMIENTO	ANCHO PROM	AUTO SOPORTE	SPAN	AUTO SOPORTE	SPAN VERTICAL	OSERVACIONES
TIPO	COLOR	CALIDAD			CX, GL, VENT	TAJOS, S/N		GL, CX	TAJOS, S/N	TAJOS, S/N	TAJOS, S/N	
I		MUY DURA	81 - 100	Roca muy dura con muy pocas fracturas, terreno seco. (Espaciamiento de fracturas de 1 a 3 metros. Se astilla con varios golpes de picota)	No requiere sostenimiento	No requiere sostenimiento	0,8 - 2,1 m	>1 año	30m	25 días	5m	Voladura normal o controlada
II		BUENA	61 - 80	Roca dura con pocas fracturas, ligera alteración, húmeda en algunos casos. (Espaciamiento de fracturas de 0.5m a 1 metro. Se astilla con más de 5 golpes de picota)	Pernos helicoidales o Split set, en forma esporádica, donde presenta riesgo de caída de rocas.	Puntales de seguridad en forma esporádica, donde presentan riesgos de caídas de roca	0,8 - 2,1 m	6 meses a 1 año	12 m	4 días	4.5m	Voladura normal o controlada taladro perforado – Split set o perno helicoidal colocado
IIIA		REGULAR A	51 - 60	Roca moderadamente dura, con regularidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda a mojada. (2 a 6 fracturas por metro, se rompe con más de tres golpes de la picota)	Pernos helicoidales o Split set de 5 pies, con esquema de instalación sistemático de 1.6m x 1.6 m	Puntales de seguridad sistemáticamente espaciados a 1.5 m	0,8 - 2,1 m	> 1 – 3 meses	8 m	2 días	3.4m	Voladura controlada taladro perforado – Split seto perno helicoidal colocado. Hacia el tope colocar Split o perno helicoidal puntales
IIIB		REGULAR B	41 - 50	Roca moderadamente suave, con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda a mojada. (6 a 12 fracturas por metro, se rompe con 1 a 3 golpes de la picota)	Mallas electrosoldadas + pernos helicoidales Split set de 5 pies con esquema de instalación sistemático de 1.6m x 1.6 m	Puntales de seguridad sistemáticamente espaciados a 1.20m. Puntales de línea y guarda cabezas si requiere.	0,8 - 2,1 m	> 3 – 7 días	5m	6 horas	2.5m	Hacia el tope colocar Split set o perno helicoidal puntales
IV		MALA	21 - 40	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas, con panizo modera a fuerte alteración, goteo constante en fracturas y fallas. ( 12 a 20 fracturas por metro, se introduce superficialmente la punta de picota)	Cuadros de madera espaciados a 1.5metros	Cuadros de madera espaciados a 1.30 metros, último cuadro a 1 metro del tope, avanzar con guarda cabezas	0,8 - 2,1 m	1 a 12 horas	1 – 2.0m	2 horas	2.2m	Voladura controlada, última malla a 1metro del tope. Uso de guarda cabezas; uso de marchavantes laterales
V		MUY MALA	0 - 20	Roca muy suave, completamente triturada, con muchas fallas panizadas, fuertemente alterada con filtración de agua. (> 20 fracturas por metro, muy triturada, se introduce profundamente la punta de la picota).	Cuadros de madera espaciados a 0.80 a 1.00 metro.	Cuadros de madera espaciados a 0.80 a 1.00 metro, cuadros al tope y uso de guarda cabeza	0,8 - 2,1 m	0.5 horas ( Colapso inmediato)	1.0 m	0.5 horas (Colapso Inmediato)	1.4m	Cuadro al tope. Uso de guarda cabeza; uso de marchavantes laterales. El explosivo a usar es el equivalente a la dinamita de baja potencia con voladura controlada.

**ANEXO N° 4 CONSTRUCCION DE CHIMENEAS Y VENTANILLAS**

# CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS

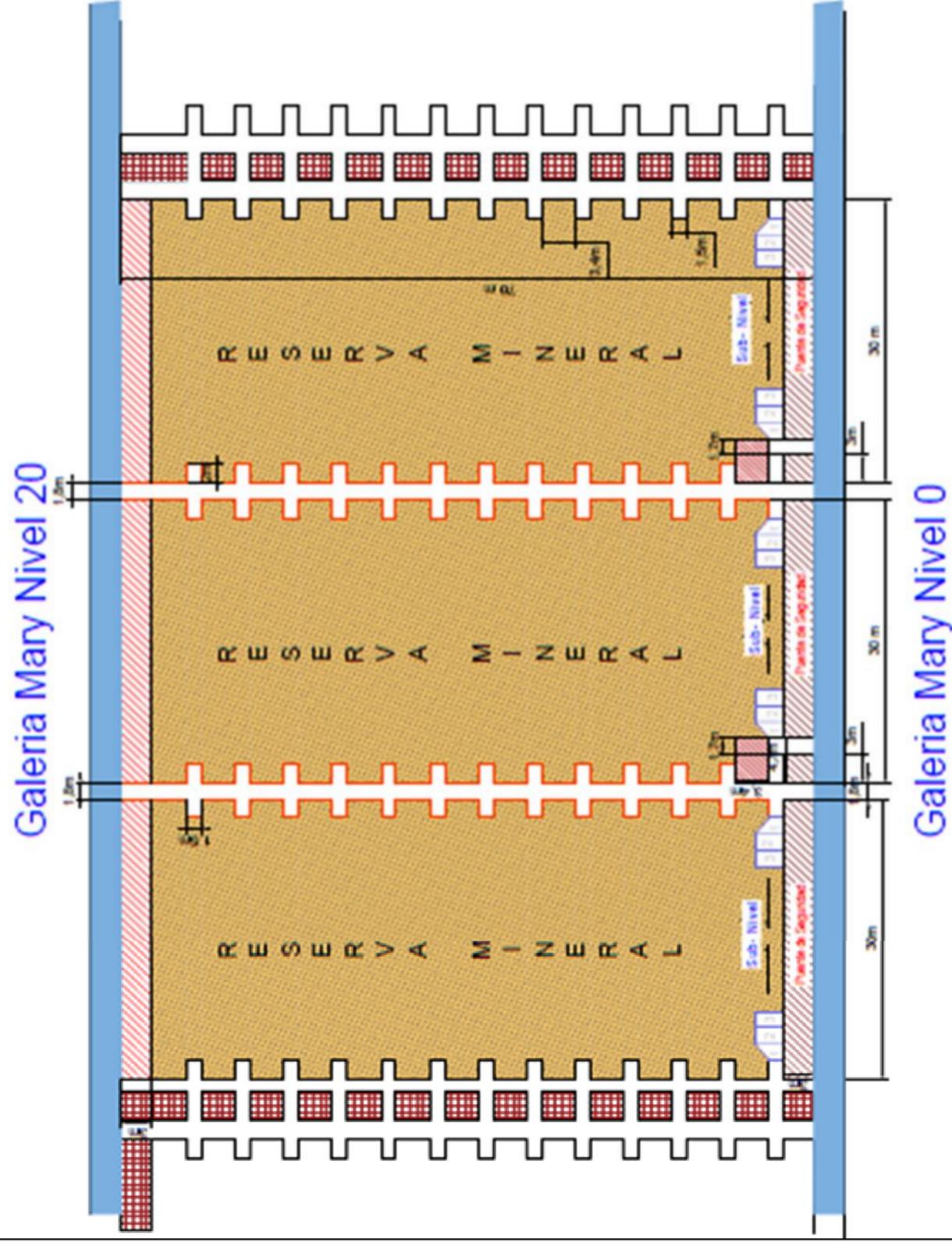


**ESPOCH EXTENSIÓN MORONA SANTIAGO**

TESIS DE GRADO	
CONSTRUCCIONES DE CHIMENEAS	
ALUMNO: J.P.L.L.	FECHA: DIC. 2015
PROFESOR: H.R.G.	VALORACION: 1.500
PROFESOR: H.R.G.	
07	

**ANEXO N° 5 CONSTRUCCIÓN DE SUBNIVELES DE EXPLOTACIÓN**

# CONSTRUCCION DE SUBNIVELES DE EXPLOTACION



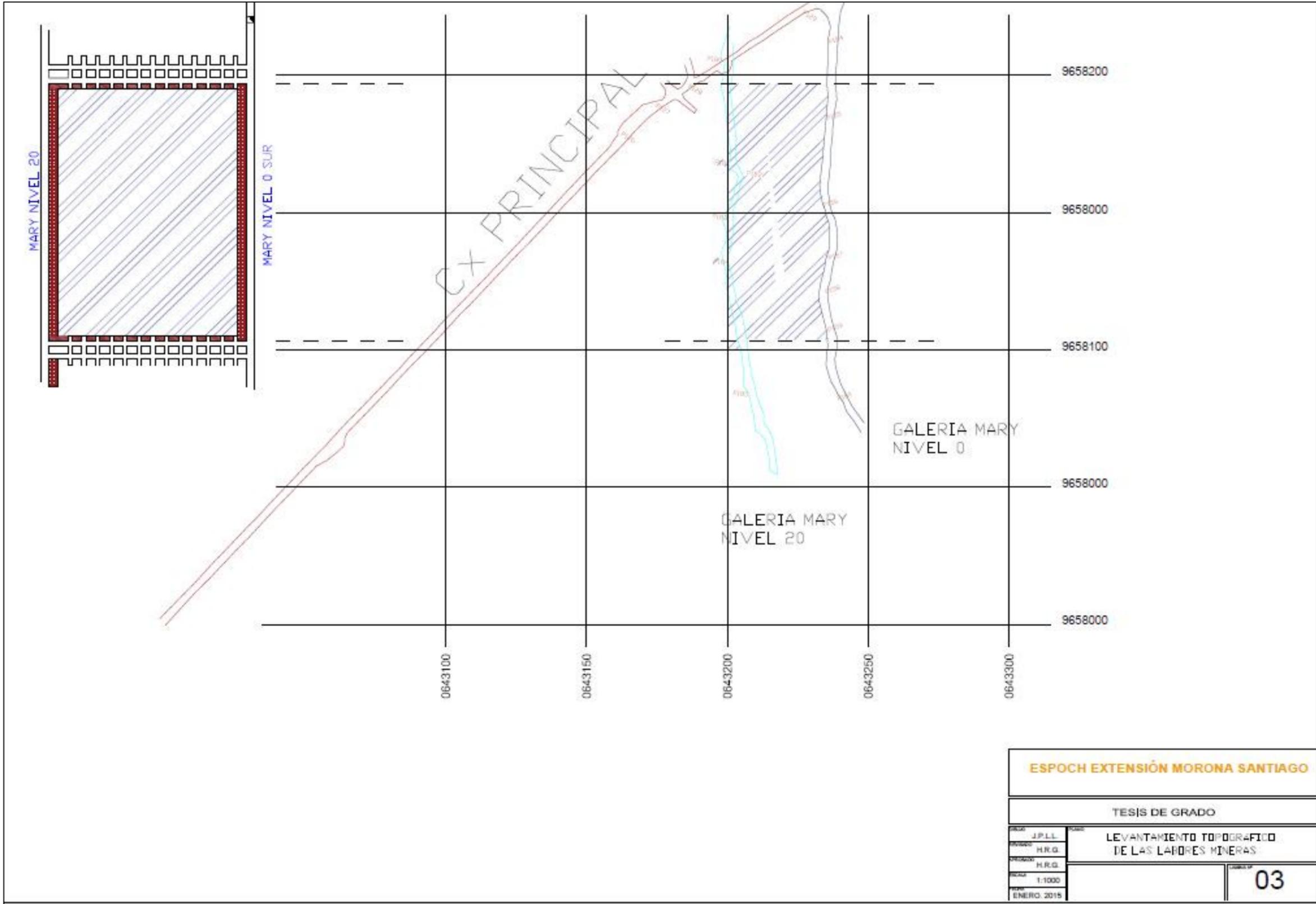
**ESPOCH EXTENSIÓN MORONA SANTIAGO**

TESIS DE GRADO	
CONSTRUCCIONES DE SUBNIVELES DE EXPLOTACIÓN	
Autores: J.P.L.L.	Fecha: 08
Director: H.R.G.	
Edición: H.R.G.	
Escala: 1:500	
Doc. 3015	

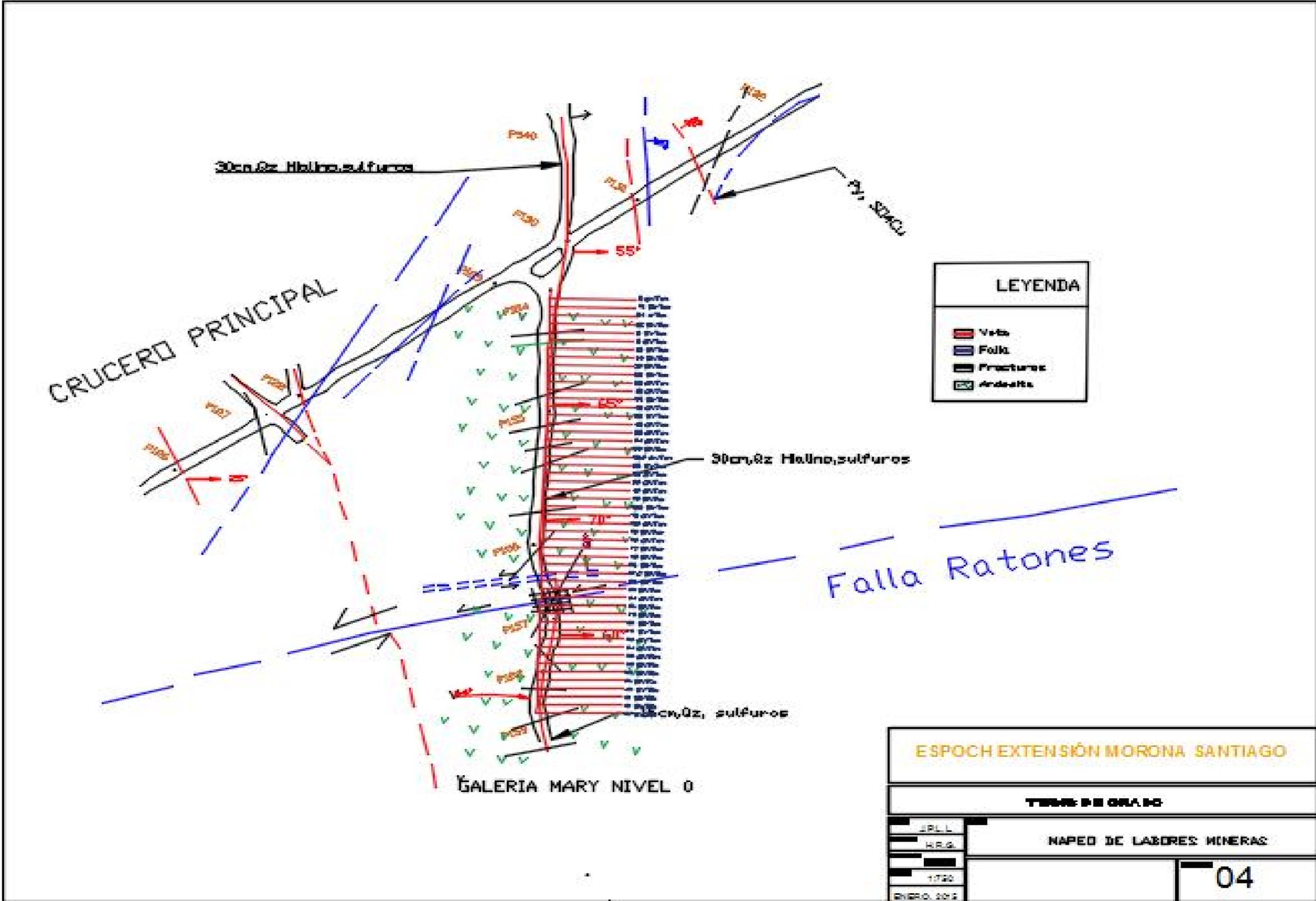
**ANEXO 6 MAPA TOPOGRAFICO Y PERFIL GEOLOGICO**



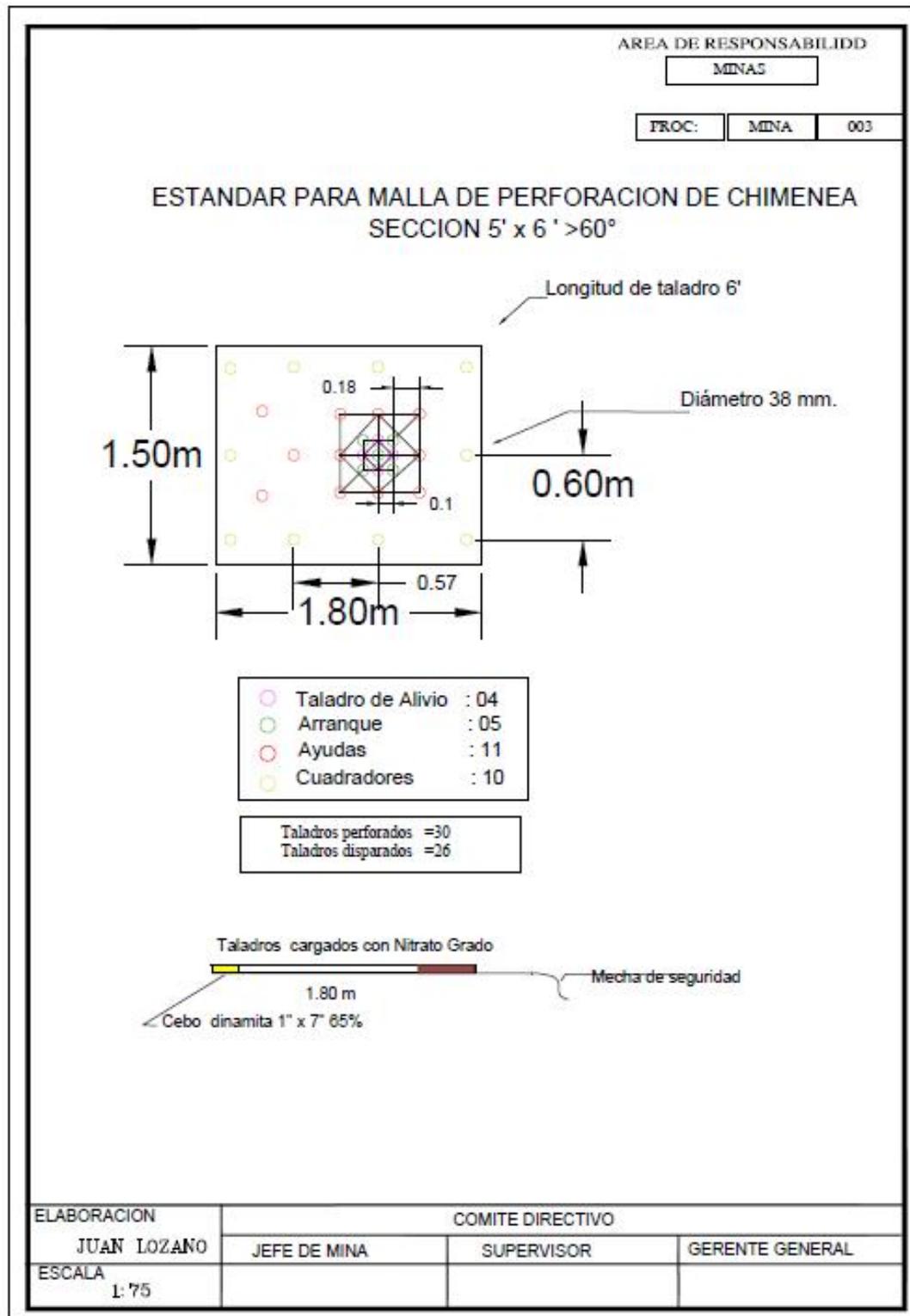
**ANEXO 7 LEVANTAMIENTO TOPOGRÁFICO SUBTERRANEO Y UBICACIÓN DEL  
BLOCK A EXPLOTAR**



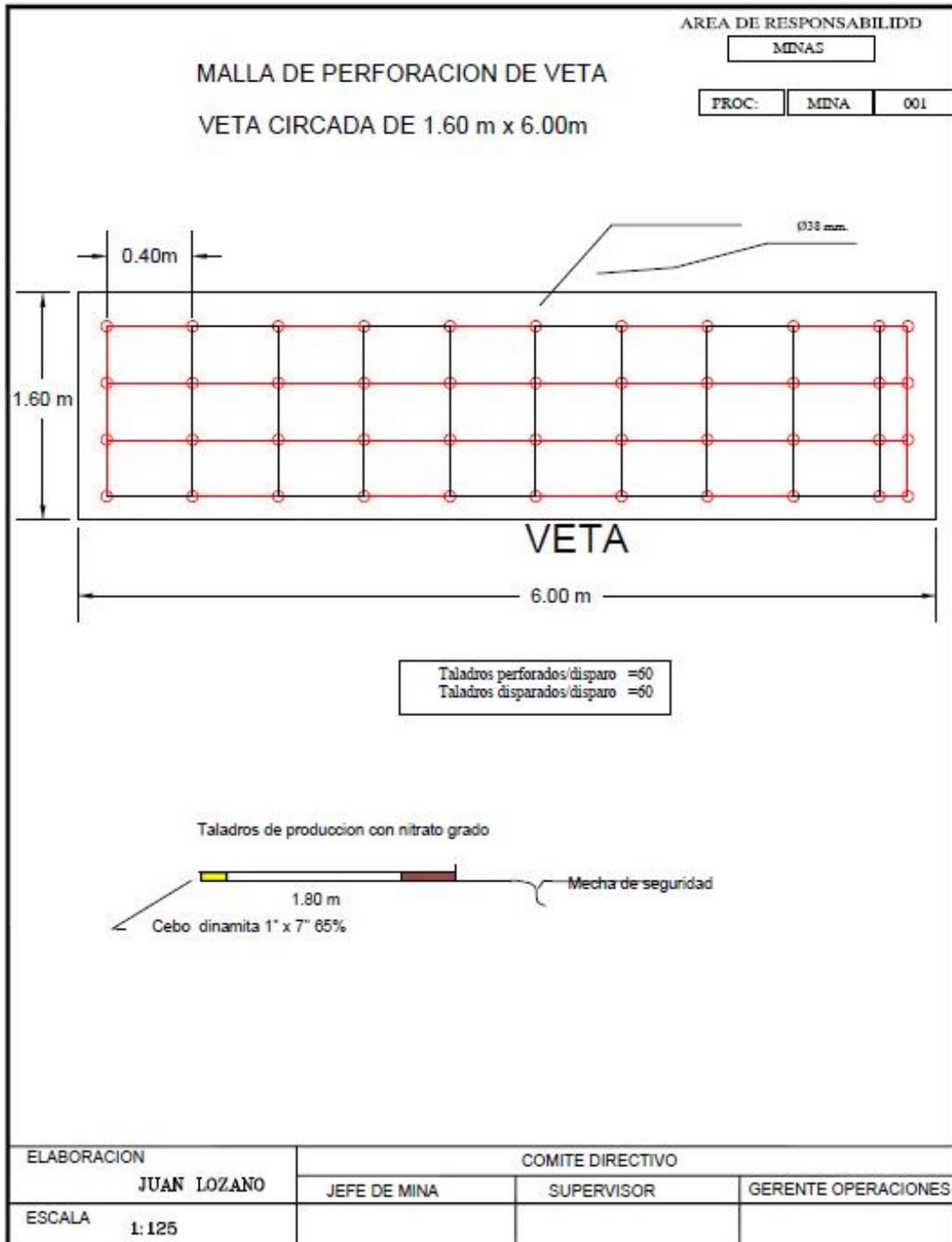
**ANEXO 8 MAPEO GEOLÓGICO DEL ÁREA A EXPLOTAR**



**ANEXO 9 MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA PARA CHIMENEAS**



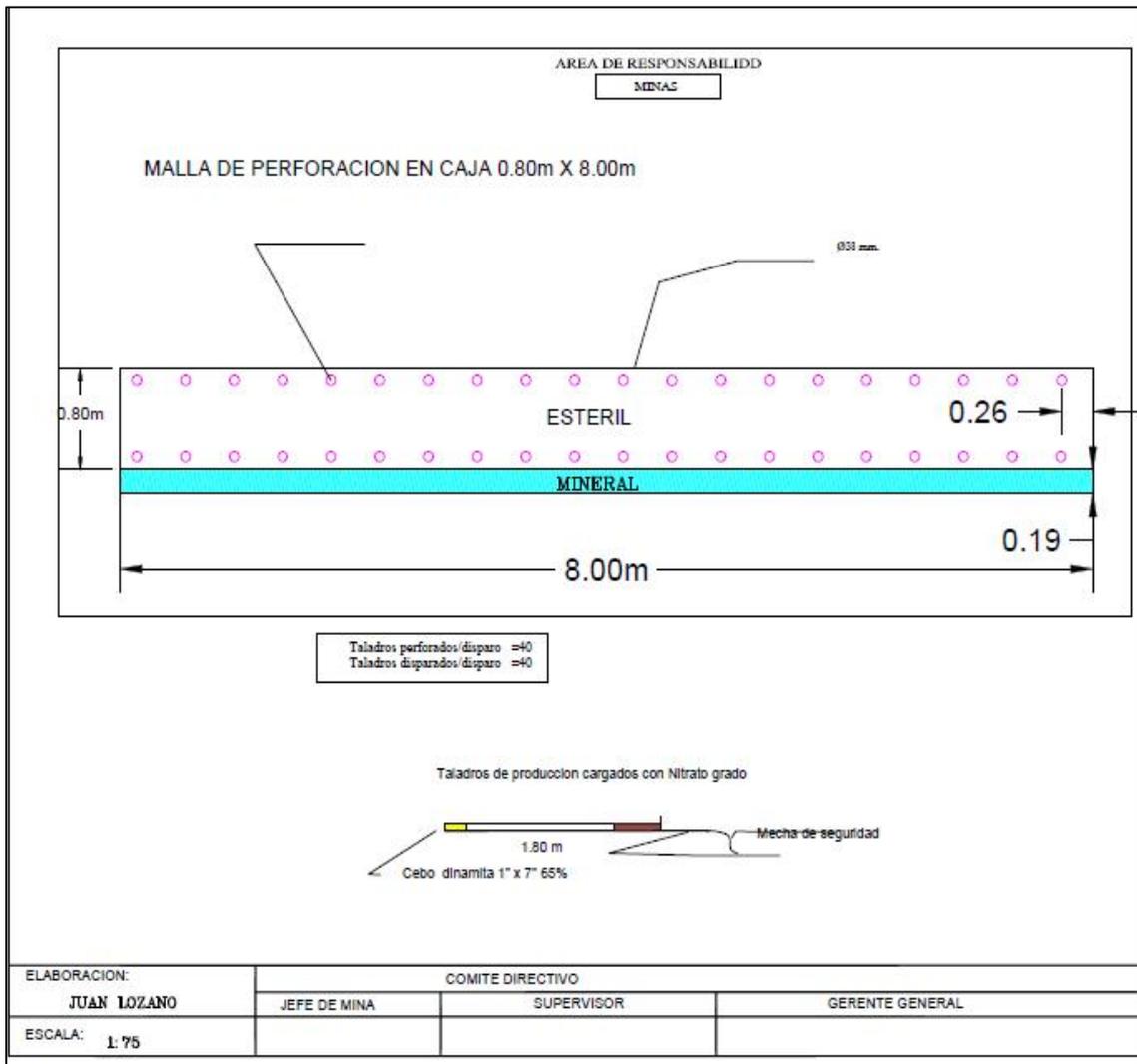
**ANEXO 10 MALLA DE PERFORACION DE PERFORACION Y VOLADURA  
PARA VETA**



**ANEXO 11 MAPA DE EXPLOTACION**



**ANEXO 12 DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA  
ESTÉRIL**



**ANEXO 13 CONTROL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

REPORTE DE PERFORACION Y VOLADURA									
FECHA:		02/08/2014		01/08/2014		03/08/2014		05/08/2014	
UBICACIÓN:		Mari		Mari		Mari		Mari	
NIVEL:		20		20		20		20	
LABOR:		Tajo 5 sur		Tajo 1 N		Tajo 1 N		Tajo 1 N	
Tipo de Perforación	UNIDADES	Cuña	Desemb	Cuña	Desemb	Cuña	Desemb	Cuña	Desemb
Calidad de Roca	Dura/Suave	duro	duro	duro	suave	duro		suave	
Tipo de roca	roca/caja	caja	caja	caja	veta	caja		veta	
Entrada a la Mina		6:52							
Boca Mina		3:10:00							
<b>PERFORACION</b>									
Longitud del barreno de perforación	m	1,80	1,80	1,80	1,20	1,80		1,2	
Diámetro taladro ( perforación)	mm	38	38	38	38	38		38	
Número de taladros perforados	Tal/Disparo	20	17	24	30	26		105	
Número de taladros de rotura	Und	16	17	20	30	24		105	
Número de taladros de alivio	Und	4	0	4	0	4		0	
Longitud Efectiva de Perforación	m	1,67	1,76	1,75	1,15	1,73		0,67	
Tiempo neto perforacion	min	1:30:00	1:20:00	1:47:00	0:33:54	2:07:17		3:55:04	
Sub Total	h	2:50:00		2:20:54		2:07:17		3:55:04	
<b>CARGADO DE TALADROS</b>									
Carguío de taladros	min	0:30:00	0:37:00	0:11:00	0:14:41	0:23:00		1:12:26	
Sub Total	h	1:07:00		0:25:41		0:23:00		1:12:26	
<b>Tiempos muertos Operativos</b>									
Recorrido hasta Frente de Trabajo	min	0:31:00		0:56:00		0:50:00		0:52:00	
Mojado, Ventilado y Desquinchado	min	0:11:00	0:10:00	0:02:00	0:03:00	0:12:00		0:07:00	
Armado de la Máquina	min	0:06:00		0:16:00					
Sub Total	h	0:58:00		1:17:00		1:02:00		0:59:00	
<b>TOTAL Perforación y Voladura</b>	h	4:55:00		4:03:35		3:32:17		6:06:30	
<b>Tiempos Muertos</b>									
SubTotal	h	1:05:00		1:56:25		2:27:43			
Horas Laborables	h	6:00:00		6:00:00		6:00:00		6:00:00	
Taladros	min/taladro	0:08:30		0:06:35		0:05:44		0:09:54	
<b>Consumo de explosivos</b>									
Tiros 1 x 7" (cebo) Enteros	Und	20		14,5	15	16,5		52,5	
Cartuchos de NITRATO	Und	264		160	180	194		351	
<b>VOLADURA (ACCESORIOS)</b>									
Fulminante	Und	16	17	20	30	24		105	
Mecha Seguridad	m	35,2	37,4	44	66	52,8		231	
Total de mecha	m	72,6		110		52,8		231	
<b>EVALUACION</b>									
Longitud nominal barra	m	1,78	1,78	1,78	1,17	1,78		1,17	
Perforacion efectiva	m	1,67	1,76	1,75	1,15	1,73		0,67	
Eff. Perforacion	%	94%	99%	98%	98%	97%		57%	
Longitud de disparo	m	1,44	1,56	1,57	0,98	1,53		0,66	
Eff. Voladura	%	86%	89%	90%	85%	88%		99%	
Taco(m)	m	0,23	0,20	0,18	0,17	0,20		0,01	

**ANEXO 14 REPORTE DE LEYES**

CHIMENEA 1 SUR			
# MUESTRA	COTA	LEY Au / TM	POTENCIA(m)
1	P 340 + 4	20	0,25
2	P 340 + 6	12	0,21
3	P 340 + 8	44	0,24
4	P 340 + 10	99	0,15
5	P 340 + 12	70	0,16
6	P 340 + 14	90	0,34
7	P 340 + 16	87	0,15
8	P 340 + 18	93	0,33
9	P 340 + 20	69	0,23
10	P 340 + 22	89	0,44
11	P 340 + 24	98,9	0,45
12	P 340 + 26	98	0,50
13	P 340 + 28	78	0,53
14	P 340 + 30	98	0,23
15	P 340 + 32	84	0,24
16	P 340 + 34	66	0,22
17	P 340 + 36	34	0,44
18	P 340 + 38	88	0,41
19	P 340 + 40	76	0,33
20	P 340 + 42	28	0,32
21	P 340 + 44	27	0,32
22	P 340 + 46	24	0,32
23	P 340 + 48	42	0,33
24	P 340 + 50	11	0,13
25	P 340 + 52	14	0,12
26	P 340 + 54	10	0,12
27	P 340 + 56	13	0,11
28	P 340 + 58	7	0,13
29	P 340 + 60	0	0,12
30	P 340 + 62	7	0,08
TOTAL		1576,9	7,95

p.prom 0,14

l. Prom 61,39

**ANEXO 15 RESULTADOS DEL MUESTREO DE LA CHIMENEA 1 SUR**

<b>CHIMENEA 1 SUR</b>			
<b># MUESTRA</b>	<b>COTA</b>	<b>LEY Au / TM</b>	<b>POTENCIA(m)</b>
1	P 340 + 4	20	0,25
2	P 340 + 6	12	0,21
3	P 340 + 8	44	0,24
4	P 340 + 10	99	0,15
5	P 340 + 12	70	0,16
6	P 340 + 14	90	0,34
7	P 340 + 16	87	0,15
8	P 340 + 18	93	0,33
9	P 340 + 20	69	0,23
10	P 340 + 22	89	0,44
11	P 340 + 24	98,9	0,45
12	P 340 + 26	98	0,50
13	P 340 + 28	78	0,53
14	P 340 + 30	98	0,23
15	P 340 + 32	84	0,24
16	P 340 + 34	66	0,22
17	P 340 + 36	34	0,44
18	P 340 + 38	88	0,41
19	P 340 + 40	76	0,33
20	P 340 + 42	28	0,32
21	P 340 + 44	27	0,32
22	P 340 + 46	24	0,32
23	P 340 + 48	42	0,33
24	P 340 + 50	11	0,13
25	P 340 + 52	14	0,12
26	P 340 + 54	10	0,12
27	P 340 + 56	13	0,11
28	P 340 + 58	7	0,13
29	P 340 + 60	O	0,12
30	P 340 + 62	7	0,08
<b>TOTAL</b>		1576,9	7,95
<b>Potencia Promedio</b>		0.14	
<b>Ley Promedio</b>		61,39	

**ANEXO 16 RESULTADOS DEL MUESTREO DE LA CHIMENEA 2 SUR**

CHIMENEA 2 SUR			
# MUESTRA	COTA	LEY Au / TM	POTENCIA(m)
1	P 341 + 4	48	0,22
2	P 341 + 6	51	0,33
3	P 341 + 8	47	0,32
4	P 341 + 10	91	0,37
5	P 341 + 12	107	0,41
6	P 341 + 14	82	0,34
7	P 341 + 16	101	0,31
8	P 341 + 18	68	0,50
9	P 341 + 20	122	0,44
10	P 341 + 22	143	0,42
11	P 341 + 24	98	0,47
12	P 341 + 26	69	0,20
13	P 341 + 28	87	0,21
14	P 341 + 30	78	0,20
15	P 341 + 32	44	0,15
16	P 341 + 34	65	0,14
17	P 341 + 36	67	0,18
18	P 341 + 38	23	0,17
19	P 341 + 40	98	0,19
20	P 341 + 42	60	0,23
21	P 341 + 44	68	0,24
22	P 341 + 46	89	0,16
23	P 341 + 48	34	0,14
24	P 341 + 50	12	0,11
25	P 341 + 52	12	0,09
26	P 341 + 54	9	0,12
27	P 341 + 56	10	0,09
28	P 341 + 58	6	0,11
29	P 341 + 60	5	0,12
30	P 341 + 62	3	0,09
TOTAL		1797	7,07
<b>Potencia Promedio</b>		0,13m	
<b>Ley Promedio</b>		74,39 gr/ton	

**ANEXO 17 RESULTADOS DEL MUESTREO DE LA GALERÍA MARY NIVEL 0**

MARY GALERIA NIVEL 0			
# MUESTRA	COTA	LEY Au / TM	POTENCIA(m)
1	N0 + 2	6	0,20
2	N0 + 4	20	0,15
3	N0 + 6	54	0,18
4	N0 + 8	12	0,17
5	N0 + 10	8	0,32
6	N0 + 12	6	0,28
7	N0 + 14	18	0,24
8	N0 + 16	44	0,20
9	N0 + 18	10	0,22
10	N0 + 20	22	0,22
11	N0 + 22	20	0,23
12	N0 + 24	81	0,30
13	N0 + 26	35	0,50
14	N0 + 28	40	0,28
15	N0 + 30	32	0,33
16	N0 + 32	46	0,32
17	N0 + 34	55	0,40
18	N0 + 36	54	0,35
19	N0 + 38	63	0,46
20	N0 + 40	33.5	0,26
21	N0 + 42	95	0,44
22	N0 + 44	96	0,25
23	N0 + 46	99	0,15
24	N0 + 48	49	0,38
25	N0 + 50	89	0,24
26	N0 + 52	228	0,42
27	N0 + 54	90	0,29
28	N0 + 56	119	0,35
29	N0 + 58	50	0,23
30	N0 + 60	69	0,33
31	N0 + 62	77	0,41
32	N0 + 64	68	0,32
33	N0 + 66	58	0,40
34	N0 + 68	67,7	0,38
35	N0 + 70	110	0,37
36	N0 + 72	80	0,33
37	N0 + 74	84	0,38
38	N0 + 76	56	0,23
39	N0 + 78	79	0,18
40	N0 + 80	88	0,23
41	N0 + 82	76	0,47
42	N0 + 84	69	0,44

43	N0 + 86	54	0,45
44	N0 + 88	65	0,44
45	N0 + 90	38	0,46
46	N0 + 92	62	0,42
47	N0 + 94	51	0,44
48	N0 + 96	43	0,52
TOTAL		2835,7	15,56

**Potencia Promedio**

0,32m

**Ley Promedio**

62,20 gr/ton

**ANEXO 18 RESULTADO DE LABORATORIO DEL MUESTREO DE LA  
GALERÍA MARY NIVEL 20**

MARY GALERIA SUR NIVEL 20			
# MUESTRA	COTA	LEY Au / TM	POTENCIA(m)
1	N20 + 2	6	0,11
2	N20 + 4	8	0,10
3	N20 + 6	4	0,11
4	N20 + 8	12	0,09
5	N20 + 10	8	0,08
6	N20 + 12	6	0,07
7	N20 + 14	18	0,08
8	N20 + 16	20	0,09
9	N20 + 18	10	0,09
10	N20 + 20	2	0,15
11	N20 + 22	9	0,14
12	N20 + 24	10	0,17
13	N20 + 26	5	0,12
14	N20 + 28	4	0,13
15	N20 + 30	5	0,13
16	N20 + 32	0	0,13
17	N20 + 34	0	0,12
18	N20 + 36	12	0,14
19	N20 + 38	20	0,18
20	N20 + 40	11	0,18
21	N20 + 42	5	0,20
22	N20 + 44	8	0,12
23	N20 + 46	2	0,20
24	N20 + 48	2	0,12
25	N20 + 50	4	0,10
26	N20 + 52	7	0,11
27	N20 + 54	3	0,10
28	N20 + 56	5	0,15
29	N20 + 58	13	0,16
30	N20 + 60	14	0,18
31	N20 + 62	13	0,15
32	N20 + 64	10	0,15
33	N20 + 66	10	0,16
34	N20 + 68	21	0,12
35	N20 + 70	10	0,12
36	N20 + 72	11	0,14
37	N20 + 74	12	0,15
38	N20 + 76	9	0,10
39	N20 + 78	12	0,11
40	N20 + 80	12	0,12
41	N20 + 82	7	0,13
42	N20 + 84	8	0,09

43	N20 + 86	9	0,18
44	N20 + 88	10	0,16
45	N20 + 90	11	0,16
46	N20 + 92	12	0,15
47	N20 + 94	13	0,12
48	N20 + 96	10	0,15
TOTAL		433	6,31

**Potencia Promedio**

0.13 m

**Ley Promedio**

9.10 gr/ton

**ANEXO 19 PRECIOS UNITARIOS DE ACCESORIOS DE VOLADURA**

<b>ACCESORIOS DE VOLADURA</b>				
<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>\$/UND.</b>	<b>UND/CAJA</b>	<b>MTS/ROLLO</b>
FULMINANTE COMUN N°08	Und.	0,25	100	
MECHA DE SEGURIDAD O GUIA	m	0,20	2	500
FANEL	Und.	598,88	180	

**ANEXO 20 COSTO DE AGENTE DE VOLADURA**

<b>AGENTE DE VOLADURA(COLUMNA DE CARGA)</b>			
<b>DESCRIPCION</b>	<b>UND.</b>	<b>UND/QQ</b>	<b>\$/QQ</b>
NO3NH4(33%N)	0,1	320	35

**ANEXO 21 COSTOS DE ACCESORIOS DE PERFORACIÓN**

<b>ACCESORIOS DE PERFORACIÓN</b>		
<b>DESCRIPCION</b>	<b>UND.</b>	<b>PU(\$)</b>
BROCA 38mm	Und.	31
BARRA 1,80 m	Und.	125
BARRA 1,20m	Und.	107,14
ACEITE ISO 150	Ltr	0,24

**ANEXO 22 COSTOS DE OTROS INSUMOS**

<b>OTROS INSUMOS</b>		
<b>DESCRIPCION</b>	<b>UND.</b>	<b>\$</b>
PERIODICO	Lbs.	0,12
CINTA AISLANTE	Und.	1,07
FUNDAS 6 x 12	Paquete	0,84

**ANEXO 23 COSTOS DE INSUMOS PARA LABORES HORIZONTALES**

a) Para Labores horizontales(galerías, subniveles, niveles, tajos)			
Descripción	pu(\$/Und)	Cantidad	Costo por tarea US\$/Tarea
PALA TOMBO .ACT	19,65	2	1,06
Alambre #14	0,89	1	
Pico		1	0,03
Martillo	4,19	1	0,04
Combo 10 Lbs	18,89	1	0,10
Llave Perica	11,94	1	0,08
Barretillas 6' y 8'		1	0,27
Mochila explosivos(CANECAS)		1	0,06
Flexómetro	5,57	1	0,03
Carretilla	100	2	0,41
Atacador		3	0,20
Alambre #14	0,89	0	0,00
botella plástica 1 ltr	0,43	1	0,01
spray blanco act	2,25	1	0,35
Otros % del total		20%	0,53
<b>COSTO DE HERRAMIENTAS</b>		(\$/Tarea)	3,15
		(\$/hr)	0,39

**ANEXO 24 COSTOS PARA LABORES VERTICALES**

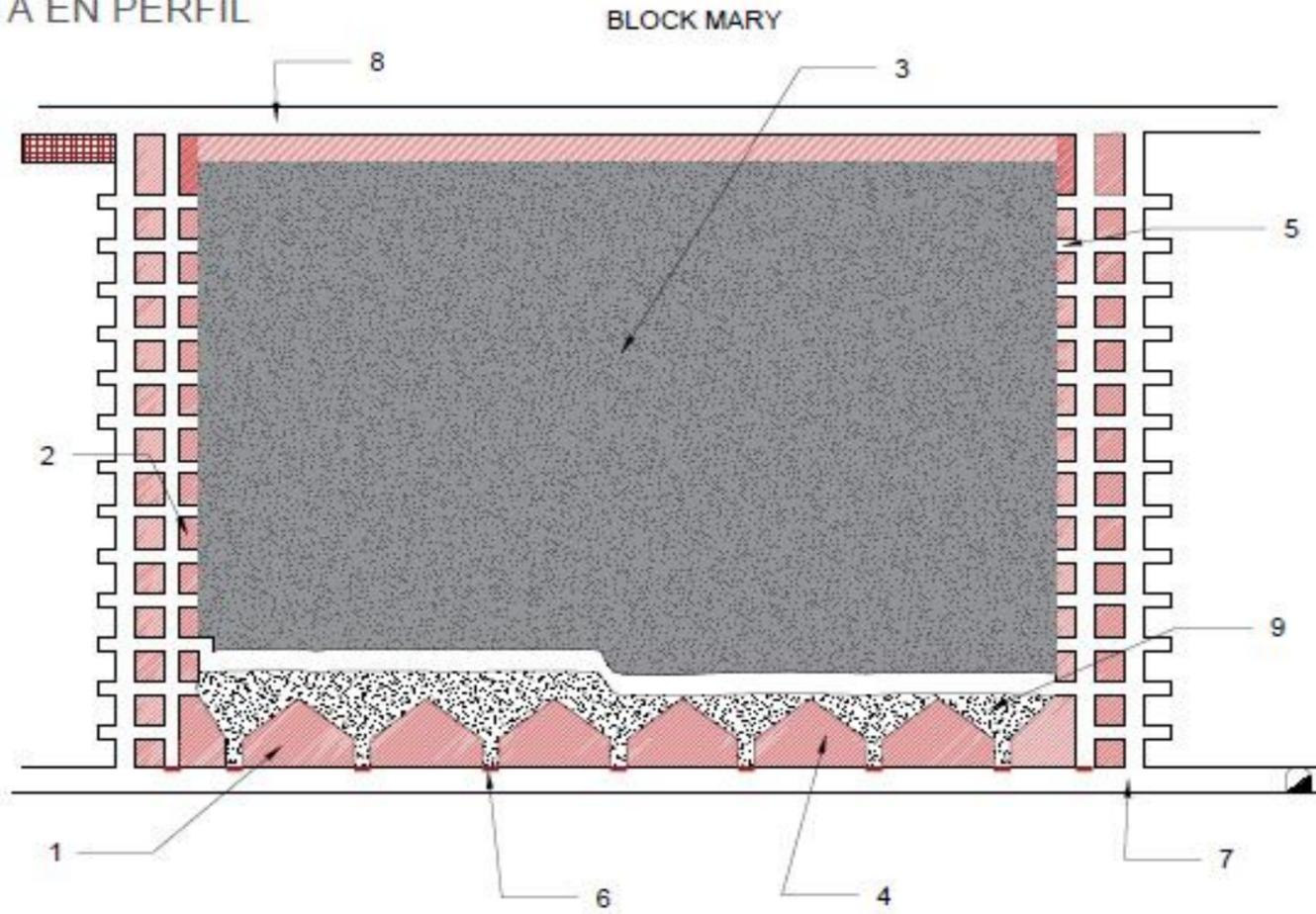
a) Para Labores Verticales(chimeneas, piques)			
Descripción		Cantidad	Costo por tarea
			US\$/Tarea
Pala tombo act	19,65	1	1,06
Alambre #14	0,89	1	
Martillo	5,23	1	0,03
combo 2 lbs	4,98	1	0,10
cobo de 1	234,43	1	0,01
llave perica nº 12	11,94	1	0,08
Barretillas 6' y 8'		1	0,27
Mochila explosivos(CANECAS)		2	0,06
Manguera 3ra vía		0	0,02
Escaleras		1	0,47
Alambre #14	0,89	0	0,81
Spray blanco act	2,24	1	0,35
Alicate de corte jonnesway	9,45	1	0,02
Flexometro 5m stanley act	5,57	1	0,03
Botella plástica 1 ltr	0,42	1	0,01
Atacador		2	0,20
Otros % del total		20%	0,49
<b>COSTO DE HERRAMIENTAS</b>		(\$/Tarea)	2,94
		(\$/hr)	0,37

**ANEXO 25 MAPA DE VENTILACION**



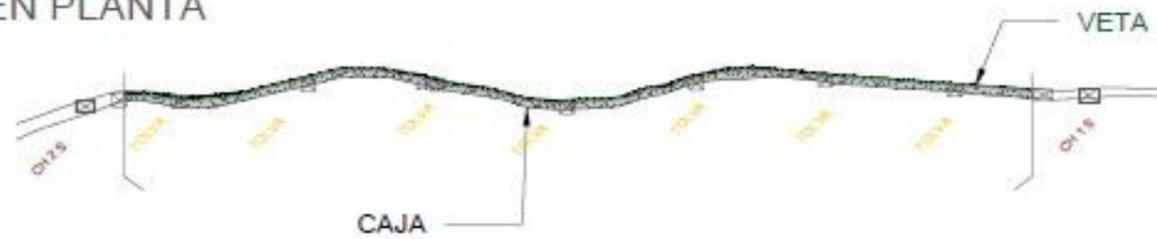
**ANEXO 26** MAPA DE EXPLOTACION POR EL METDOD DE SHRIKAGE STOPING

VISTA EN PERFIL



LEYENDA	
1.	Puerta de seguridad
2.	Pilar de sustentación
3.	Reserva Mixeral
4.	Chimenea cónico
5.	Ventilación
6.	Talve
7.	Galería Mary nivel 0
8.	Galería Mary nivel 30
9.	Miseral arrancado
	Chimenea
	Veta
	Caja
	Pilares

VISTA EN PLANTA



**ESPOCH EXTENSIÓN MORONA SANTIAGO**

TESIS DE GRADO

DIBUJO	J.P.L.L.
REVISADO	H.R.G.
APROBADO	H.R.G.
ESCALA	1:500
	DIC. 2015

PLANO  
METODO DE EXPLOTACION SHRINKAGE STOPING

LÁMINA Nº  
**06**