



**UNIVERSIDAD DEL AZUAY**  
**FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGIA**  
**ESCUELA DE INGENIERIA EN MINAS**

**“Análisis del diseño de explotación mediante el sistema  
Long Hole Stopping para el proyecto minero Loma Larga,  
Azuay-Ecuador”**

**Trabajo de graduación previo a la obtención del Título de:**

**INGENIERO EN MINAS**

**Autores:**

**HÉCTOR MAURICIO CÁRDENAS CAMPOVERDE**

**ESTEBAN XAVIER VÉLEZ REIBÁN**

**Director:**

**LEONARDO ANÍBAL NÚÑEZ RODAS**

**CUENCA-ECUADOR**

**2019**

“Nunca consideres el estudio como una obligación, sino como una oportunidad para penetrar en el bello y maravilloso mundo del saber”

**Albert Einstein**

## **DEDICATORIA**

### **A mis padres,**

Forjadores de mi camino, sin ellos jamás hubiese podido alcanzar esta meta, gracias por estar siempre a mi lado impulsándome y alentándome para que siga adelante.

### **A mi esposa e hija,**

Por ser la inspiración necesaria para tratar cada día con más fuerza de llegar a mis metas.

### **A mis hermanos,**

Por ser esos pilares fundamentales de mi vida, en los que siempre me pude apoyar.

**Mauricio Cárdenas Campoverde**

## **DEDICATORIA**

Este trabajo de grado va dedicado para la gente más importante en mi vida.

A mis queridos padres, Luis y Maritza, que gracias a su apoyo y grandes consejos, me han guiado por el camino correcto, para lograr esta meta, haciéndome dar cuenta que para obtener algo en la vida se necesita sacrificio.

A mi hermano Paúl, que es un gran ejemplo a seguir inculcándome las cosas buenas que tiene la vida y que las cosas malas, hay que hacerlas al lado.

A mis 4 abuelitos, Luis, Luz, Saúl y Laura, aunque tres de ellos ya no estén en este mundo yo sé que es lo que querían para cada uno de sus nietos, verles triunfar en esta vida.

A mi novia y madre de mi hijo Vanessa, que al igual que yo, salimos adelante para cumplir la meta de ser profesionales y padres a la vez

A José Miguel, mi hijo que fue y será el motor que me impulsa a prepararme cada vez más en el ámbito profesional, sin descuidar jamás los valores, aquellos que, sin duda alguna, hoy me permiten la culminación de este trabajo de grado.

**Esteban Vélez Reibán**

## **AGRADECIMIENTOS**

En primera instancia a Dios, por habernos permitido alcanzar nuestra meta.

A la Escuela de Ingeniería en Minas de la Universidad del Azuay que nos acogió durante todo este tiempo de formación.

A nuestros docentes, que contribuyeron con sus capacidades y tiempo durante este largo camino, para formarnos como profesionales y más importante aún como seres humanos.

Al Ingeniero Leonardo Núñez, por brindarnos sus conocimientos y ser nuestro guía durante la realización de este documento.

Al Ingeniero Jorge Barreno, por darnos la oportunidad y facilidad de realizar nuestro trabajo de titulación en el proyecto Loma Larga.

**Mauricio Cárdenas y Esteban Vélez**

## ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTOS .....	v
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	vi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
ÍNDICE DE TABLAS .....	xii
RESUMEN.....	xiii
ABSTRACT .....	xiv
INTRODUCCIÓN.....	1
<b>CAPÍTULO I: DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO.....</b>	<b>2</b>
1.1 Ubicación y accesibilidad .....	2
1.2 Clima.....	3
1.3 Morfología .....	4
1.4 Geología local .....	5
1.4.1 Geología estructural .....	9
1.5 Geología regional .....	11
1.6 Génesis del yacimiento .....	12
1.7 Modelamiento del yacimiento.....	13
<b>CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO.....</b>	<b>18</b>
2.1 Sistemas de explotación subterráneos .....	18
2.1.1 Métodos; Sublevel Stoping y Long Hole Stoping .....	20
2.1.2 Método de Cámaras y Pilares .....	21
2.1.3 Método de Cámaras con Relleno .....	22
2.1.4 Método de Hundimientos por Bloques.....	23

2.2 Análisis del sistema de explotación Long Hole Stopping .....	25
2.2.1 Diseño del Método .....	28
2.2.2 Disposición transversal.....	28
2.2.3 Disposición longitudinal.....	36
2.2.4 Diferencia entre el método Transversal y Longitudinal.....	47
2.2.5 Tipos de perforación.....	48
2.3 Aplicabilidad del sistema en el proyecto .....	51
<b>CAPÍTULO III: ANÁLISIS DE ESTUDIOS ANTERIORES .....</b>	<b>53</b>
3.1 Ubicación de testigos.....	53
3.2 Análisis de estudios geo-mecánicos .....	56
3.2.1 RMR de Bieniawski .....	57
3.2.2 Índice “Q” de Barton.....	58
3.2.3 Resultados.....	60
3.3 Análisis del cálculo de reservas .....	62
3.3.1 Estimación de recursos minerales de alta ley .....	67
3.3.2 Estimación de reservas minerales de alta ley. ....	68
<b>CAPÍTULO IV: SISTEMA DE EXPLOTACIÓN .....</b>	<b>70</b>
4.1 Aplicación del método Long Hole Stopping en el yacimiento Loma Larga .	70
4.1.1 Sostenimiento .....	73
4.2 Análisis y recomendación del tipo de maquinaria y equipos.....	74
4.2.1 Jumbo - Boomer 282.....	75
4.2.2 Scoop - LHD: R2900G.....	77
4.2.3 Camión Minero - AD45B.....	79
4.2.4 RoboShot (SS2) .....	81
4.2.5 Transmixer (TM3).....	84
4.2.6 Empernador - Boltec M.....	87
4.2.7 Simba M4 .....	89
4.2.8 Cargador de ANFO .....	91

4.3 Nivel de producción y tiempo de vida útil de la mina .....	93
4.4 Modelamiento del sistema de explotación .....	95
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....</b>	<b>103</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA .....</b>	<b>105</b>

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Ubicación del Proyecto Loma Larga .....	2
Figura 1.2: Ubicación de las Concesiones del Proyecto Loma Larga. ....	3
Figura 1.3: Mapa Geomorfológico e hidrográfico.....	5
Figura 1.4: Mapa de la Geología Local, Proyecto Loma Larga. ....	6
Figura 1.5: Corte Geológico, Proyecto Loma Larga. ....	7
Figura 1.6: Geología Regional .....	8
Figura 1.7: Mapa de la Geología estructural del Proyecto Loma Larga .....	10
Figura 1.8: Provincias fisiográficas .....	12
Figura 1.9: Pantalla de bienvenida Surpac 6.6.2 .....	14
Figura 1.10: Taladros perforados en el Yacimiento Loma Larga.....	14
Figura 1.11: Secciones generadas en la Zona de Alta Ley 3g/t Au.....	15
Figura 1.12: Sólido de la Zona de Alta Ley 3g/t Au.....	15
Figura 1.13: Secciones generadas en la Zona de Baja Ley 0.8g/t Au.....	16
Figura 1.14: Sólido de la zona de Baja Ley 0.8 g/t Au. ....	16
Figura 1.15: Secciones de las Zonas Mineralizadas Alta y Baja.....	17
Figura 1.16: Sólido de las Zonas Mineralizadas Alta y Baja. ....	17
Figura 2.1: Métodos de explotación .....	18
Figura 2.2: Sublevel Stoping .....	20
Figura 2.3: Long Hole Stoping .....	21
Figura 2.4: Método de cámaras y pilares. ....	22
Figura 2.5: Método de cámaras con relleno .....	22
Figura 2.6: Método de cámaras con relleno. ....	23
Figura 2.7: Hundimiento por bloques. ....	24
Figura 2.8: Hundimiento por Pisos. ....	24
Figura 2.9: Long Hole Stoping .....	25
Figura 2.10: Desarrollo característico método Sublevel Stoping .....	28
Figura 2.11: Disposición transversal .....	29
Figura 2.12: Sistema Transversal .....	31
Figura 2.13: Secuencia 1-5-9.....	34
Figura 2.14: Disposición longitudinal.....	37
Figura 2.15: Sistema Longitudinal.....	38
Figura 2.16: Secuencia de minado del método longitudinal. ....	39

Figura 2.17: Secuencia de extracción con dos puntos de acceso.....	40
Figura 2.18: Relleno hidráulico con recuperación de pilar. ....	41
Figura 2.19: Minería longitudinal avoca. ....	42
Figura 2.20: Relleno hidráulico con recuperación de pilar. ....	42
Figura 2.21: A) Dilución planificada y no planificada; B) Distribución de tensiones. ....	43
Figura 2.22: Secuencia minera Avoca. ....	45
Figura 2.23: Secuencia minera Eureka. ....	46
Figura 2.24: Vista de planta de la Disposición Transversal y Longitudinal. ....	47
Figura 2.25: Patrón de perforación en Abanico.....	48
Figura 2.26: Perforación en anillo. ....	49
Figura 2.27: Patrón de perforación en paralelo. ....	50
Figura 2.28: Desarrollo minero del Proyecto Loma Larga .....	52
Figura 2.29: Tamaño de los bloques de explotación en metros .....	52
Figura 3.1: Perforaciones en el proyecto Loma Larga hasta el 2013. ....	54
Figura 3.2: Grados de oro intersectados en el agujero de perforación LLD-367 y LLD-368.....	56
Figura 3.3: Fórmula para calcular la Q de Barton .....	59
Figura 3.4: Categorización de Recursos y Reservas.....	63
Figura 3.5: Modelo de Bloques para el Au .....	64
Figura 3.6: Modelo de bloques para la Ag .....	65
Figura 3.7: Modelo de Bloques para el Cu.....	66
Figura 3.8: Zonas Mineralizadas .....	67
Figura 3.9: Reserva de Alto Grado .....	68
Figura 4.1: Dimensiones de los bloques de explotación en metros.....	71
Figura 4.2: Patrón de empernado para el proyecto Loma Larga en metros. ....	74
Figura 4.3: Jumbo Boomer 282 .....	75
Figura 4.4: Vista lateral del Jumbo Boomer 282.....	76
Figura 4.5: Cargadora LHD R2900G.....	77
Figura 4.6: Camión Minero AD45B .....	79
Figura 4.7: Lanzador de hormigón SS2 .....	81
Figura 4.8: Vista superior del Roboshot SS2 .....	83
Figura 4.9: Vista lateral del Roboshot SS2 .....	83
Figura 4.10: Transmixer TM3 .....	84

Figura 4.11: Vista Superior del Mixer TM3 .....	86
Figura 4.12: Vista Lateral del Mixer TM3 .....	86
Figura 4.13: Boltec M .....	87
Figura 4.14: Vista Lateral Boltec M .....	88
Figura 4.15: Perforadora Simba M4 .....	89
Figura 4.16: Vista lateral de la perforadora Simba M4.....	90
Figura 4.17: Cargador de ANFO Titán .....	91
Figura 4.18: Vista lateral del cargador de ANFO Titán.....	93
Figura 4.19: Diseño de la Mina. ....	93
Figura 4.20: Grafico de producción durante los doce años de vida del proyecto .	94
Figura 4.21: Sólido del cuerpo mineralizado; zonas alta y baja ley. ....	96
Figura 4.22: Medidas de los bloques de extracción en metros.....	97
Figura 4.23: Secuencia 1-5-9.....	98
Figura 4.24: Secuencia 1-5-9.....	99
Figura 4.25: Secuencia 1-5-9.....	99
Figura 4.26: Diseño de los bloques de explotación. ....	100
Figura 4.27: Dimensiones de la sección en metros.....	100
Figura 4.28: Disposición de las tres rampas. ....	101
Figura 4.29: Dimensiones de los estribos de producción y del umbral de perforación en metros.....	102

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 3.1: Clases de macizos rocos según el RMR de Bieniawski. ....	57
Tabla 3.2: Valoración de la Q de Barton.....	59
Tabla 3.3: Tabla para la estimación de la resistencia de las rocas de Brown.....	60
Tabla 3.4: Recursos Minerales .....	68
Tabla 3.5: Reservas de Minerales .....	69
Tabla 3.6: Reserva de Mineral en el Yacimiento .....	69
Tabla 4.1: Especificaciones Técnicas (Boomer 282).....	75
Tabla 4.2: Especificaciones Técnicas del LHD: R2900G.....	77
Tabla 4.3: Especificaciones Técnicas del Camión minero AD45B.....	79
Tabla 4.4: Especificaciones Técnicas (Roboshot SS2).....	81
Tabla 4.5: Especificaciones Técnicas TransMixer TM3 .....	84
Tabla 4.6: Especificaciones Técnicas del Empernador - Boltec M.....	87
Tabla 4.7: Especificaciones Técnicas de la perforadora Simba M4.....	89
Tabla 4.8: Especificaciones Técnicas del cargador de ANFO Titán .....	91
Tabla 4.9: Producción durante los doce años de Vida Útil del Proyecto.....	95
Tabla 4.10: Volúmenes de las zonas mineralizadas en metros. ....	96
Tabla 4.11: Tonelaje extraído y total del yacimiento .....	96
Tabla 4.12: Numero de bloques requeridos para la extracción en el yacimiento Loma Larga. ....	97
Tabla 4.13: Disposición de los bloques de explotación. ....	98
Tabla 4.14: Especificaciones de las galerías principales .....	101

**ANÁLISIS DEL DISEÑO DE EXPLOTACIÓN MEDIANTE EL SISTEMA  
LONG HOLE STOPING PARA EL PROYECTO MINERO LOMA  
LARGA, AZUAY-ECUADOR**

**RESUMEN**

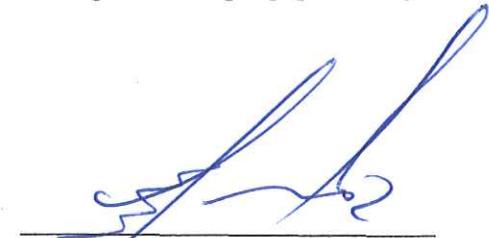
El proyecto Loma Larga está ubicado dentro de la parroquia rural de San Gerardo, en la provincia del Azuay. Presenta un cuerpo mineralizado de grandes dimensiones, con tres minerales de interés, Au, Ag, Cu; teniendo como metal principal al Au. En este proyecto se plantea utilizar como método de explotación el sistema Long Hole Stopping Transversal. Mismo que nos asegura ser el sistema que más se acopla al yacimiento. Esto gracias a las condiciones mecánicas y físicas de la roca presente en el cuerpo mineralizado. La implementación del sistema de taladros largos transversales, nos asegura un alto porcentaje de recuperación en un tiempo corto de vida útil; que para el proyecto se calcula que serán 12 años, con una explotación de 3,000 toneladas por día.

**Palabras Clave:** Cuerpo Mineralizado, Sistema, Long Hole Stopping, porcentaje de recuperación, vida útil.



Leonardo Aníbal Núñez Rodas

**Director del Trabajo de Titulación**



Leonardo Aníbal Núñez Rodas

**Coordinador de Escuela**



Héctor Mauricio Cárdenas Campoverde

**Autor**



Esteban Xavier Vélez Reibán

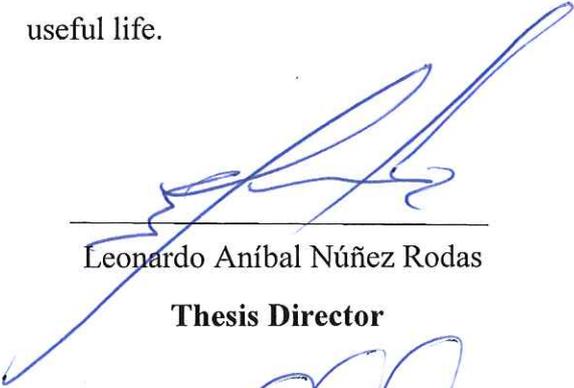
**Autor**

**ANALYSIS OF THE EXPLOITATION DESIGN THROUGH THE LONG HOLE STOPPING SYSTEM FOR THE LOMA LARGA MINING PROJECT, AZUAY-ECUADOR**

**ABSTRACT**

The Loma Larga project is located within the rural parish of San Gerardo, Azuay. This area has a large mineralized body with three minerals of interest: Au, Ag and Cu; having Au as the main metal. This project proposes to use the Long Hole Stopping Transversal system as an exploitation method as it assures the researchers to be the best method for the site due to the mechanical and physical conditions of the rock in the mineralized body. The implementation of the system of transversal long drills ensures a high percentage of recovery in a short time of useful life which, for this project, is estimated to be 12 years with an exploitation of 3,000 tons per day.

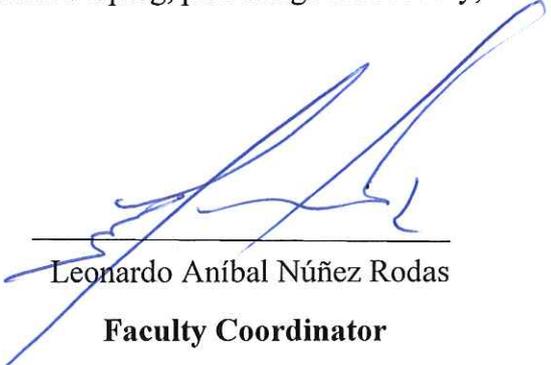
**Keywords:** Mineralized body, system, Long Hole Stopping, percentage of recovery, useful life.



---

Leonardo Aníbal Núñez Rodas

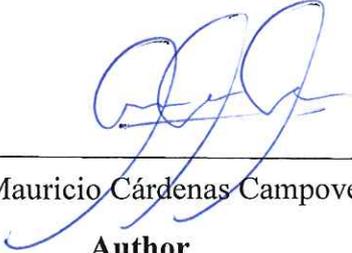
**Thesis Director**



---

Leonardo Aníbal Núñez Rodas

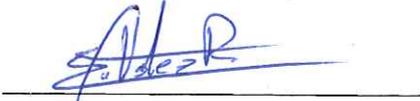
**Faculty Coordinator**



---

Héctor Mauricio Cárdenas Campoverde

**Author**



---

Esteban Xavier Vélez Reibán

**Author**



Translated by  
Ing. Paúl Arpi

Héctor Mauricio Cárdenas Campoverde

Esteban Xavier Vélez Reibán

Trabajo de Titulación

Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Abril, 2019

**ANÁLISIS DEL DISEÑO DE EXPLOTACIÓN MEDIANTE EL SISTEMA  
LONG HOLE STOPPING PARA EL PROYECTO MINERO LOMA  
LARGA, AZUAY-ECUADOR**

**INTRODUCCIÓN**

La minería en el Ecuador se encuentra presente desde hace mucho tiempo, impulsando con un mínimo porcentaje a la economía interna. Pero gracias a la reforma de la Ley Minera, y a las alianzas estratégicas realizadas por el gobierno, este sector inyectará a la economía de nuestro país grandes cantidades de capital; generando desarrollo en las zonas aledañas a los proyectos como al país en general. Gracias a la creación de cinco proyectos estratégicos mineros a gran y mediana escala el Ecuador se incluye como un país minero industrial, y deja atrás la minería artesanal. El proyecto Loma Larga es uno de los cinco proyectos estratégicos con los que cuenta el Ecuador. Por sus dimensiones y su alta tasa de retorno, el proyecto está ubicado como explotación a gran escala y en la actualidad se encuentra en fase de factibilidad económica; se espera que, para finales de año se pueda arrancar con la construcción de la mina.

## CAPÍTULO I

### DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

#### 1.1 Ubicación y accesibilidad

El proyecto Loma Larga está ubicado al sur del Ecuador, en la provincia del Azuay, a una distancia de 30 km al suroeste de Cuenca; el proyecto se sitúa en la Cordillera Occidental de los Andes. La propiedad se compone de tres concesiones mineras (Cerro Casco, Río Falso y Cristal) que cubren un área de 8 000 hectáreas (INVMetals, 2015).

Se puede acceder al proyecto; a través de 40 km de vía pavimentada desde la ciudad de Cuenca hasta la población de San Gerardo, para luego continuar con 18 km de camino empedrado. La altitud del proyecto Loma Larga va desde los 3500 hasta los 3900 m.s.n.m., (INVMetals, 2015).

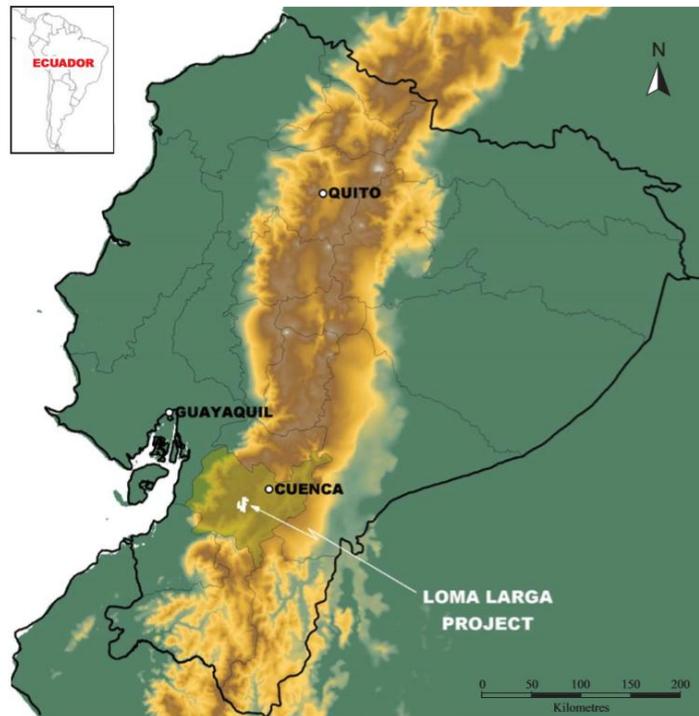


Figura 1.1: Ubicación del Proyecto Loma Larga

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016)

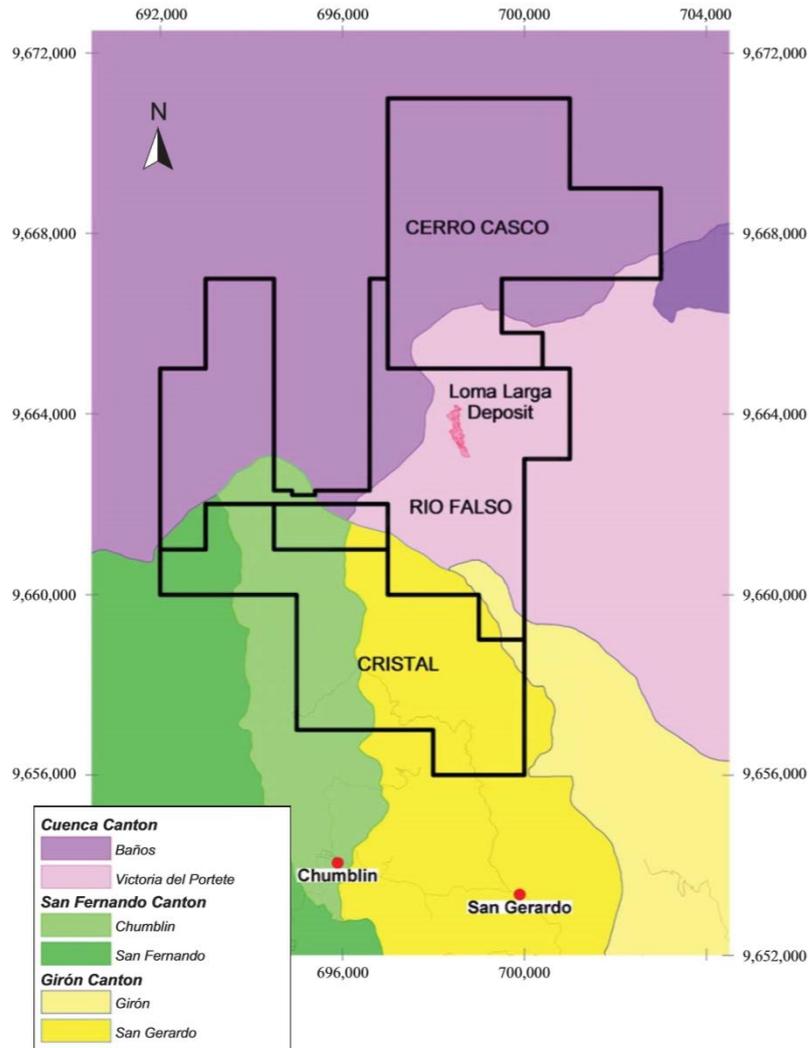


Figura 1.2: Ubicación de las Concesiones del Proyecto Loma Larga.

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016)

## 1.2 Clima

Los meses que presentan lluvias más intensas durante el año son los meses de marzo y noviembre, el resto del año las precipitaciones son uniformes. Las variaciones de lluvia van desde 1,060 mm a 1,600 mm; y de temperatura desde 2.2°C a 17.1°C, siendo el mes más cálido diciembre y el mes más frío agosto. La nieve es rara, pero en los meses más fríos las temperaturas pueden caer bajo los 0°C. La temperatura más alta se la alcanza después de mediodía, desde las 12:00pm hasta las 15:00pm; y la temperatura mínima llega al amanecer, desde las 3:00am hasta las 6:00am.

Según los datos obtenidos en la base meteorológica Loma Larga, en el periodo de tiempo 2009-2010; se registró que la velocidad promedio diaria oscila entre los 2,5m/s a 4,75m/s, además se encontró que, las velocidades de viento más altas se producen entre los meses de julio a septiembre, llegando al pico más alto en el mes de julio del 2009 con un registro de 7m/s, y con una dirección predominante del viento hacia el oeste (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

### **1.3 Morfología**

El proyecto Loma Larga presenta una morfología regular, de colinas alargadas, con elevaciones que varían entre los 3700 y 3800 m.s.n.m.; el punto más elevado en el proyecto, es la montaña llamada Cerro Casco, con una altura de 3969 m.s.n.m.

Dentro del proyecto, y hacia el oeste de la zona de interés se encuentra una caldera volcánica, perteneciente a un antiguo volcán ahora ya extinto; con un diámetro aproximado a los 4 km, y a una altura que va desde los 3650 hasta los 3850 m.s.n.m.; los bordes de la caldera están constituidos por flujos de lava radiales de composición andesítica; dentro de estos bordes se forma una planicie pantanosa no mayor a 5° de inclinación, y con pequeñas elevaciones en la parte central de hasta 3770 m.s.n.m. Hacia el norte de la caldera se encuentra el Cerro Casco anteriormente ya mencionado; por lo que, se puede decir que la zona sur está a menor elevación que la zona norte (Morán Reascos, 2017).

En el sector “D1”, Loma Larga, se mantiene la morfología regular con colinas alargadas, mientras que en las zonas como: Cerro Casco y Loma Costillas, se puede observar pendientes casi verticales, incluso escarpes, con gran incidencia de depósitos de tipo morrénico. El sistema hidrográfico está formado por un conjunto de lagunas originadas por la glaciación, que forman ríos que corren hacia abajo por una corriente principal para circular alrededor de la base de la elevación, formando una cuenca de drenaje radial. Esta red de drenajes, está compuesta por las quebradas Sayacu y Gulag, que descienden en dirección Noreste para unirse con otros ríos y formar parte del Yanuncay. Las quebradas de Aguarongopamba (NW-SE), Quinuahuayco (NW-SE), Calloancay (NW-SE), Cristal (N-S), Rio Falso (N-S), Zhurucay (N-S) y Lluchir (N-S) pasan a formar parte de la corriente colectora

principal conformada por el río Girón-Tarqui. Esto forma una topografía predominante ondulada con pendientes entre  $30^{\circ}$  –  $35^{\circ}$  y valles en forma de “U” (Morán Reascos, 2017).

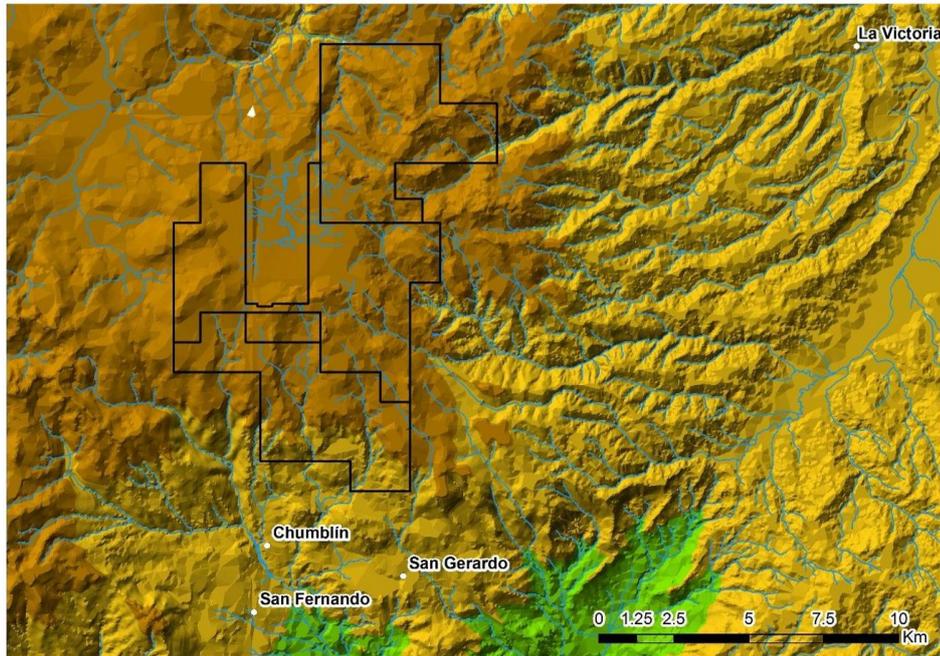


Figura 1.3: Mapa Geomorfológico e Hidrográfico

Fuente: (Morán Reascos, 2017)

#### 1.4 Geología local

El proyecto Loma Larga está ubicado entre las fallas; Gañarín al Nor-Este y la falla Girón al Sur-Este. En esta zona existe una caldera colapsada de 4 km de diámetro (remanente de un estratovolcán erosionado), que está situada y controlada por la falla Gañarín a unos 400 m al oeste del cuerpo principal mineralizado del Proyecto Loma Larga.

La falla río Falso tiene una orientación N-S, parece ser una falla que enlaza las fallas Gañarín y Girón, es el punto de origen para la alteración y los fluidos mineralizantes.

El proyecto y el área circundante inmediata, están en su mayoría subyacentes por rocas volcánicas y volcanoclásticas del Mioceno Superior, de las formaciones Turi, Turupamba, Quimsacocha y Tarqui. Estas formaciones tienen un suave buzamiento casi horizontal y por lo general no afloran. Los pocos afloramientos que se

encuentran expuestos están presentes alrededor de la caldera (Zúñiga Valencia , 2018).

Cuando colapsó la caldera se produjo la intrusión volcánica post-mineralización, dando paso a la formación de domos dacíticos, a riolíticos y criptódomos porfídicos de cuarzo y feldespato localizado alrededor y en la parte interna de la caldera en la época del Plioceno.

Con el colapso de la caldera también se formaron brechas, las cuales contienen clastos mineralizados.

El depósito Loma Larga contiene zonas de alteración, texturas minerales y mineralogía típica de un depósito epitermal de alta sulfuración. Además, contiene asociaciones argílicas avanzadas, principalmente de; cuarzo, alunita, pirofilita, dickita, caolinita. La mineralización en el proyecto Loma Larga se relaciona directamente con el desarrollo de una caldera, que fue emplazada por fallas, fracturas y varios cuerpos de brecha de origen tectónico e hidrotermal (Morán Reascos, 2017).

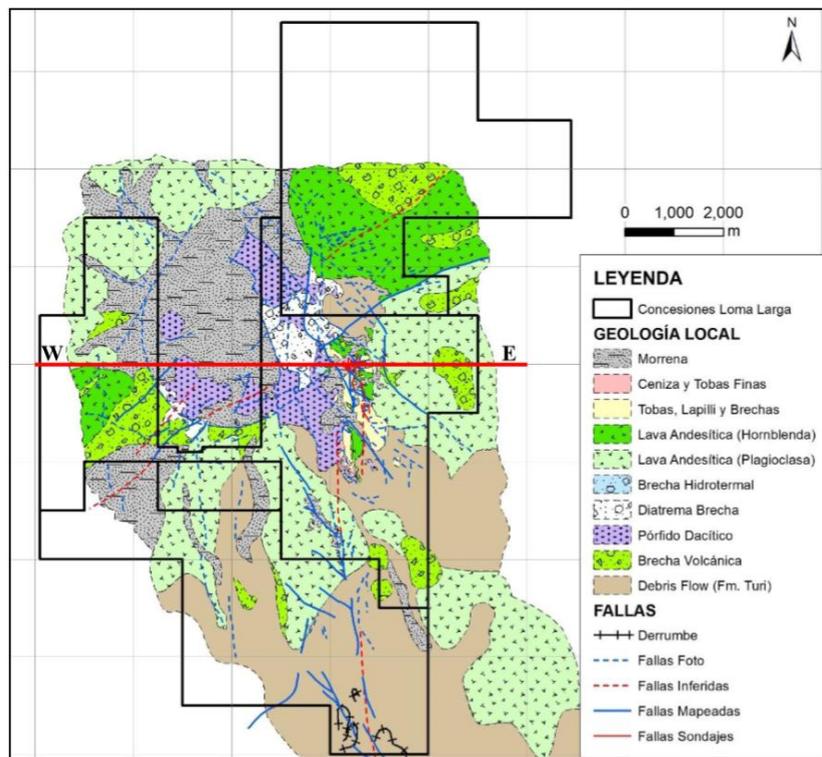


Figura 1.4: Mapa de la Geología Local, Proyecto Loma Larga.

Fuente: (Morán Reascos, 2017)

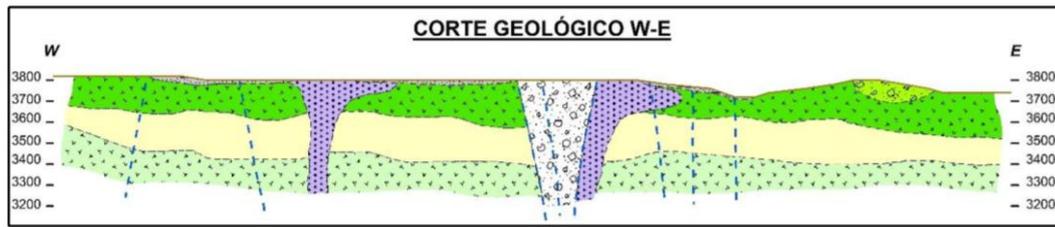


Figura 1.5: Corte Geológico, Proyecto Loma Larga.

Fuente: (Morán Reascos, 2017)

El yacimiento minero Loma Larga, es un sistema epitermal de alta sulfuración, con mineralización de oro, plata y cobre (Quinto, 2018), y está compuesto por las siguientes formaciones geológicas:

**Formación Turi (Mt):** Esta formación está compuesta por rocas sedimentarias fluviales confinadas en la cuenca de Cuenca y sus alrededores. Al SW de Turi, se presentan conglomerados andesíticos gruesos y brechosos, pobremente litificados y horizontalmente estratificados, de más de 300 m de espesor, intercalados con areniscas tobáceas de color pálido y limolitas tobáceas. Mientras que, en la zona de Suscal–Cañar, se observa conglomerados subhorizontales, conglomerados brechosos, discordantemente sobre el Grupo Saraguro y está cubierta por la Formación Quimsacocha. En un principio se consideró que su formación iniciaba en el Plioceno, pero nuevas dataciones de trazas de fisión indican una edad del Mioceno Tardío (8-9 Ma) (Morán Reascos, 2017).

**Formación Turupamba (MTU):** Aflora únicamente en la esquina suroeste del proyecto, y está compuesta por tobas riolíticas y dacíticas con una menor cantidad de tobas lapilli. El origen de esta formación es por la acumulación de numerosas caídas de ceniza con periodos de sedimentación fluvial y lacustre. Esta formación está por debajo de la formación Turi (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

**Formación Quimsacocha (MQ):** El proyecto Loma Larga se encuentra asentado en gran parte sobre la formación Quimsacocha, y por lo tanto esta alberga el depósito de interés. Esta formación está compuesta por flujos de lavas porfiríticas andesíticas, con fenocristales de plagioclasa frescos, al igual que, tobas y brechas de andesita distribuidas radialmente alrededor del exterior de la caldera. La edad es

incierta, pero debe ser Mioceno Tardío o más joven. (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

**Formación Tarqui (MTq):** Aflora principalmente en el flanco oriental de la caldera donde se encuentra la formación Turi. Esta formación se superpone a todas las formaciones más antiguas, y está compuesta por tobas ácidas blancas y rojas de cuarzo, intensamente meteorizadas y caolinizadas con una potencia máxima de 400 m. hacia el norte cambia su composición principalmente a tobas más finas, areniscas tifáceas y conglomerados. Los restos vegetales y carbón también están presentes en la zona con bastante intensidad (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

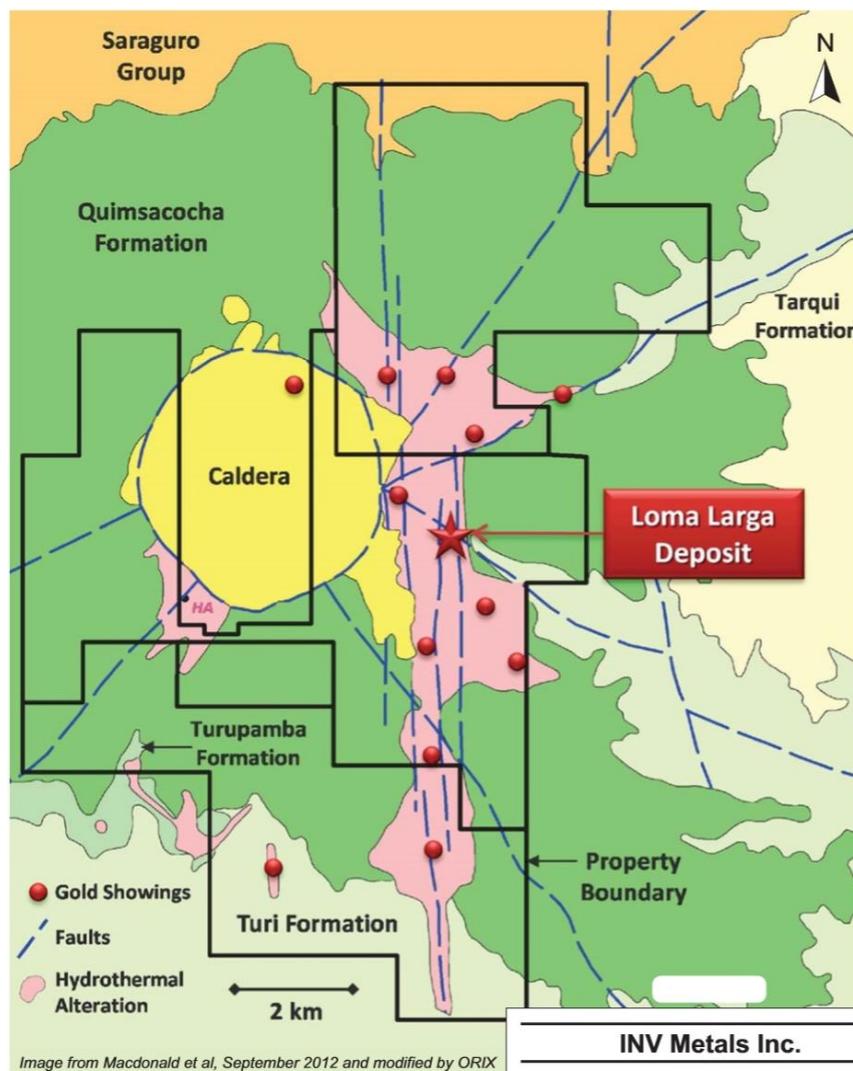


Figura 1.6: Geología Regional

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016)

### 1.4.1 Geología estructural

Según sus estructuras el depósito se encuentra a un régimen tectónico con dirección Norte-Sur, con desplazamiento normal, este es el sistema de fallas río Falso, este lineamiento es posterior a la mineralización por lo cual se encuentran segmentando los cuerpos de interés. Superficialmente aparecen afloramientos que corresponderían a diferentes cuerpos, pero las perforaciones realizadas no cortaron más de una zona de las mismas características en cada sondaje, concluyéndose que las fallas tienen una componente normal. Otro sistema de fallas que tiene dirección SE-NO, probablemente segmenta los cuerpos mineralizados y los desplaza dificultando la planificación de sondajes que den continuidad a los cuerpos respectivos (Zúñiga Valencia , 2018).

Como ya antes se mencionó, el Proyecto Loma Larga está situada entre dos sistemas de fallas regionales subparalelas que se encuentran aún activas: Gañarín al NO y Girón al SE, que tienen una orientación entre 30 y 40 grados al NE.

Los dos sistemas de fallas mencionados tienen movimiento dextral, es decir que se desplazan por la falla hacia la derecha, y esta actividad origina el sistema de fallamiento subordinado río Falso de dirección N-S. Otro elemento estructural importante es el anillo de la caldera de Quimsacocha. La interacción de estos elementos da origen al desarrollo de algunas estructuras tipo dúplex que generan zonas de extensión favorables para el emplazamiento del mineral (Morán Reascos, 2017).

El **Sistema de Fallas Girón**, comprende pliegues cerrados, fallas inversas y cabalgamientos con rumbo NNE - N. Se caracteriza por ser una falla normal, en muchos lugares este sistema tiene una pronunciada convergencia hacia el noroeste y un carácter inverso. El tectonismo principal del Sistema de Fallas Girón puede datarse en forma precisa porque en la Formación Uchucay se truncan pliegues relacionados con cabalgamiento dentro del Grupo Ayancay con una fuerte discordancia angular.

El **Sistema de Fallas Girón** al Sur se une con el **Sistema de Fallas Jubones**. Más al oeste, hacia Uzhcurrumi, una falla principal del Sistema de Fallas Jubones, probablemente con movimiento inverso, lleva rocas metamórficas sobre los estratos de la Formación Santa Isabel y el Grupo Saraguro (Zúñiga Valencia , 2018).

El **Sistema de fallas Gañarín**, con rumbo N-NE tiene sus primeras apariciones en la zona de Zaruma y termina en Quimsacocha, comprende fallas sin-deposicionales, áreas de alteración hidrotermal y una concentración de intrusiones subvolcánicas de riolita y andesita. Se reconocen dos calderas (Jubones y Quimsacocha) a lo largo del cinturón. Es paralelo al sistema de fallas Girón en el denominado segmento Cuenca – El Cisne. En el proyecto se observa pequeños desplazamientos y fracturas que reflejan estos movimientos regionales apareciendo localmente desplazamientos de tipo normal y algunos de tipo sinistral (Morán Reascos, 2017).

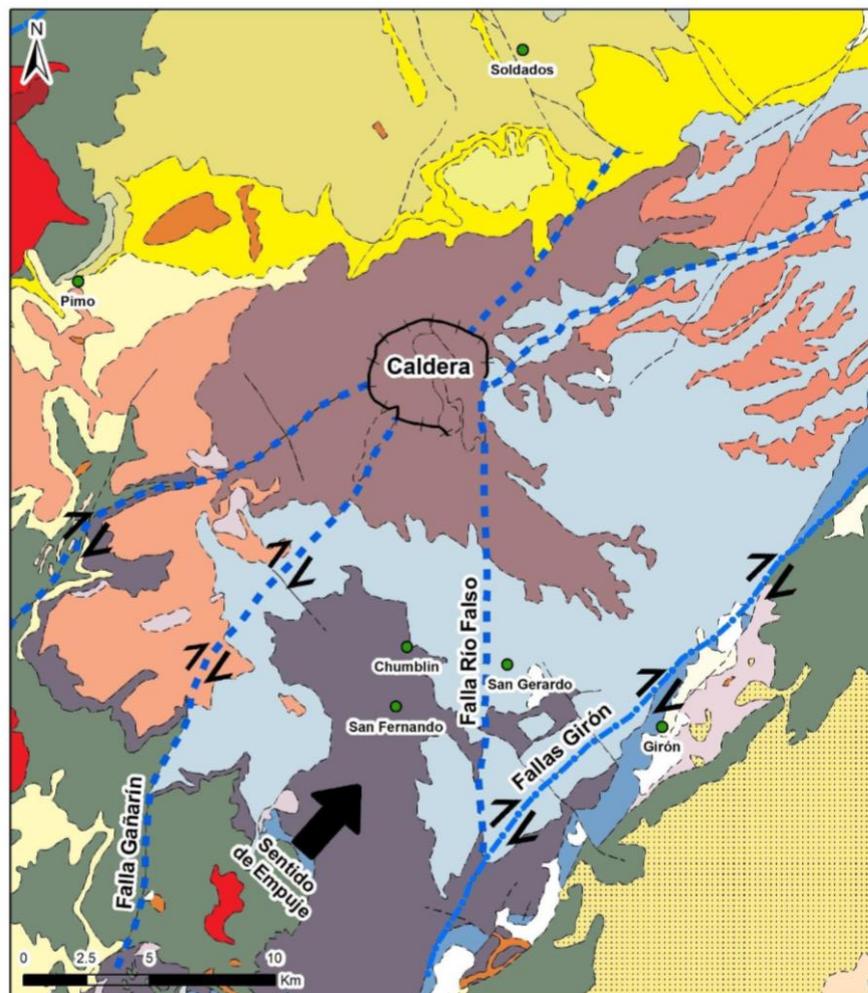


Figura 1.7: Mapa de la Geología Estructural del Proyecto Loma Larga

Fuente: (Morán Reascos, 2017)

## 1.5 Geología regional

El proyecto Loma Larga está ubicado dentro de la Cordillera Occidental de los Andes (Figura 1.8), y se encuentra subdividido en distintas provincias fisiográficas, formadas durante la separación de la placa de América Central y Sudamericana, acumulándose en el cratón Amazónico desde el Jurásico tardío hasta el Eoceno. Estos terrenos estrechos se extienden por varios cientos de kilómetros con una dirección norte-noreste, separados por profundas fallas. Se atribuye su formación al terciario y el cuaternario, producto de la subducción relacionada con el magnetismo en el arco continental y la reactivación de las fallas que limitan los mismos (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

El proyecto está ubicado al sur del territorio Chaucha, dentro de la provincia fisiográfica Occidental, en esta zona se encuentran presentes dos sistemas de fallas; la falla Bulubulu con dirección noreste, y la falla de Girón con dirección sureste, activas durante toda la evolución de la cuenca (Zúñiga Valencia , 2018).

Debido a los movimientos producidos por la reactivación de las fallas, se produjeron cuerpos intrusivos y subvolcánicos, mientras que otros actuaron como canales para la infiltración de fluidos hidrotermales con minerales.

El terreno de Chaucha está formado por rocas volcánicas del arco continental terciario depositados sobre las rocas fluviales sedimentarias marinas del cretácico, que a su vez se depositaron en las rocas metamórficas paleozoicas del basamento (Morán Reascos, 2017).

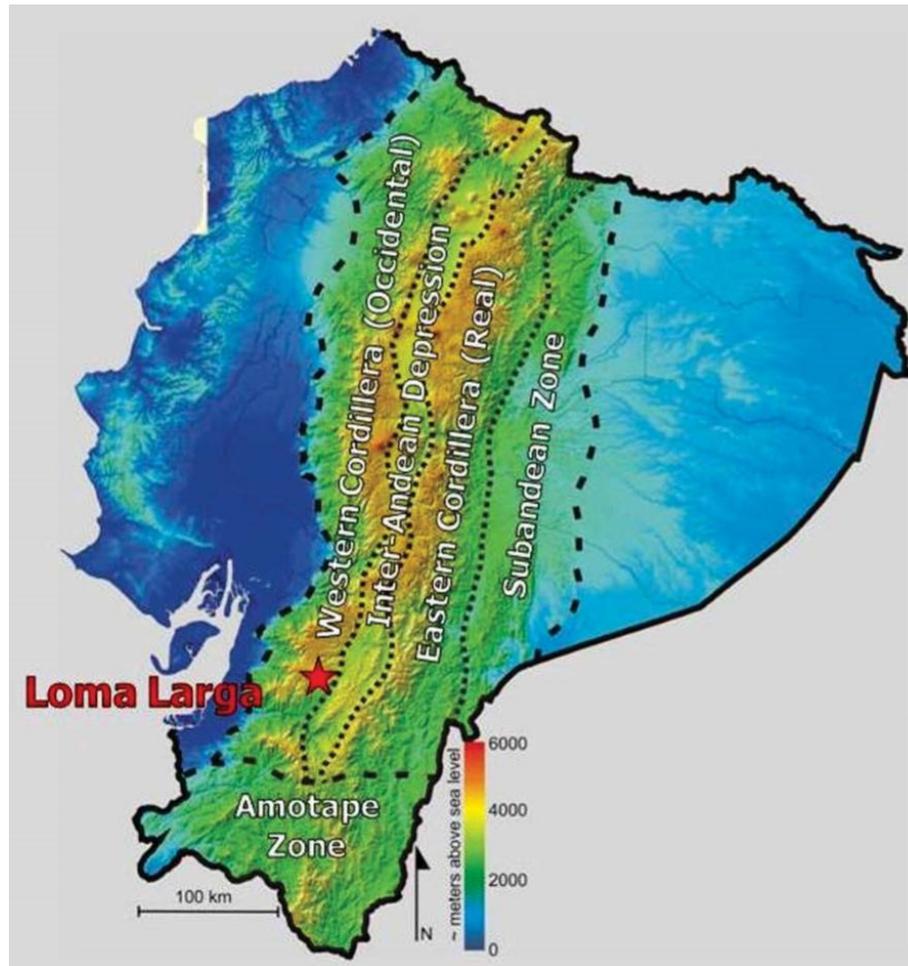


Figura 1.8: Provincias fisiográficas

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016)

## 1.6 Génesis del yacimiento

En el proyecto Loma Larga; como en los sistemas epitermales de alta sulfuración habitual, la alteración se caracteriza por inyecciones de varios fluidos hidrotermales. El evento de alteración y mineralización se caracteriza por una fase temprana de alteración causada por fluidos ácidos volátiles que se enfriaron progresivamente y se neutralizaron por su reacción con la roca de caja, formando capas silicificadas rodeadas de halos de alteración de minerales arcillosos, mientras los sulfuros y los minerales de ganga asociados con la mineralización habrían sido depositados por fluidos posteriores dentro de los cuerpos de sílice (Zúñiga Valencia, 2018).

Se puede ver que la alteración está controlada estructuralmente, ya que típicamente se produce como alineaciones paralelas de sílice imitando localizaciones y orientaciones de falla. La zona de alteración más importante, que alberga el depósito, coincide con la falla de Río Falso, que se extiende hasta más de ocho kilómetros al Norte, a lo largo del borde oriental de la caldera colapsada. Esta zona larga y lineal contiene múltiples zonas de alteración de sílice que pueden alcanzar hasta dos kilómetros de ancho de Este a Oeste. La alteración de sílice está rodeada por halos de alteración argílica de espesores variables, clasificándolos desde conjuntos minerales de mayor a menor temperatura incluyendo pirofilita, alunita, dickita, caolinita, illita y esmectita. El sistema epitermal de alta sulfuración Au-Ag-Cu en el depósito de Loma Larga también está controlado estratigráficamente, como ocurre en los contactos litológicos entre la Formación Quimsacocha (lavas y tobas), y alcanza un mayor espesor en las tobas más permeables. El depósito es un cuerpo plano que buza suavemente hacia el Oeste ( $< 10^\circ$ ), es alargado, tiene una longitud de aproximadamente 1200 m en dirección Norte-Sur y de 120 m a 400 m en dirección Este-Oeste, y una potencia de hasta 60 m, a aproximadamente 120 m de profundidad. Las zonas mineralizadas se caracterizan por múltiples brechas, espacios abiertos rellenos por sulfuros (pirita, enargita, covelina, calcopirita y luzonita), o en estados de sulfuración más bajos, tenantita y tetraedrita (Zúñiga Valencia, 2018).

### **1.7 Modelamiento del yacimiento**

Para el modelamiento del cuerpo mineralizado en el proyecto Loma Larga se han considerado dos zonas; la Zona de Alta Ley con 3 g/t Au y la Zona de Baja Ley con 0.8 g/t Au. Se necesitó perforar un total de 65,117 m en 280 hoyos, para poder definir la forma del yacimiento (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

El programa que se utilizó para modelar el yacimiento es el software Surpac 6.6.2; un programa diseñado para realizar tareas de exploración, modelado, planificación a largo plazo y planificación de la producción. También se debe aclarar, que para poder ubicarse en las futuras imágenes que van a ser generadas con el programa, se debe de tomar al cuadrante Y del panel como nuestro Norte referencial.

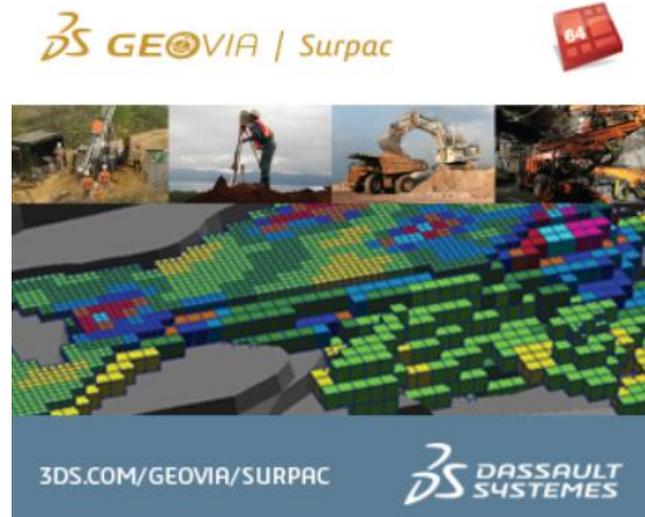


Figura 1.9: Pantalla de bienvenida Surpac 6.6.2

El primer paso es importar hacia el programa la información de los sondajes, obtenidos mediante el logueo de los testigos recuperados en las distintas compañías de exploración. Estos datos nos facilitaron la empresa INVMetals Ecuador S.A.

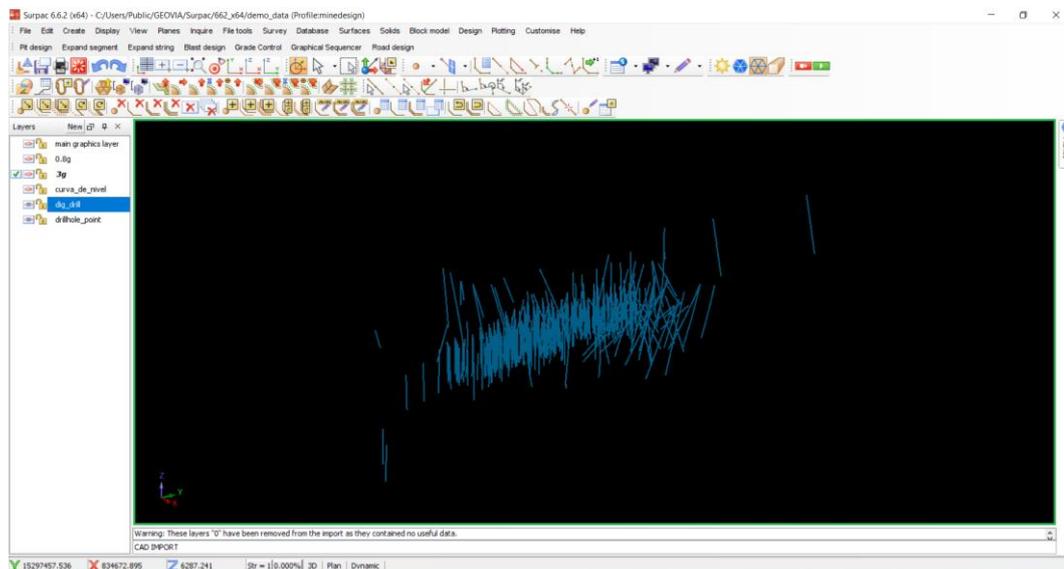


Figura 1.10: Taladros perforados en el Yacimiento Loma Larga.

La estimación de reservas la empresa INVMetals Ecuador S.A la realizó con el método de los bloques, y para fines de este ejercicio; el modelamiento del yacimiento en la Zona de Alta Ley (3 g/t Au), se realizó, generando secciones a una distancia de 50 metros de separación entre sí, (figura 1.11); para por consiguiente crear el sólido de la zona mineralizada, (figura 1.12).





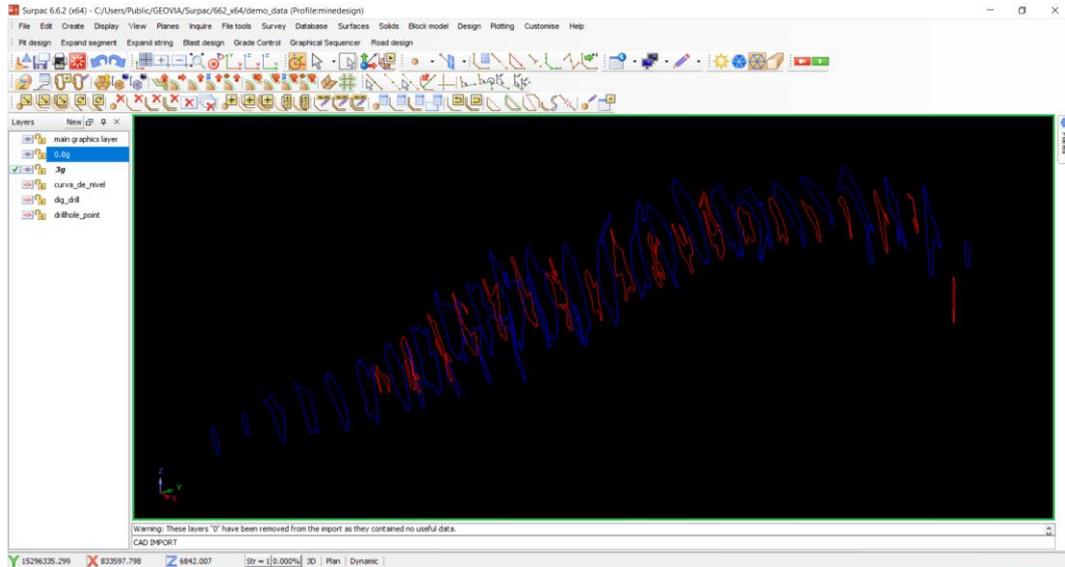


Figura 1.15: Secciones de las Zonas Mineralizadas Alta y Baja Ley

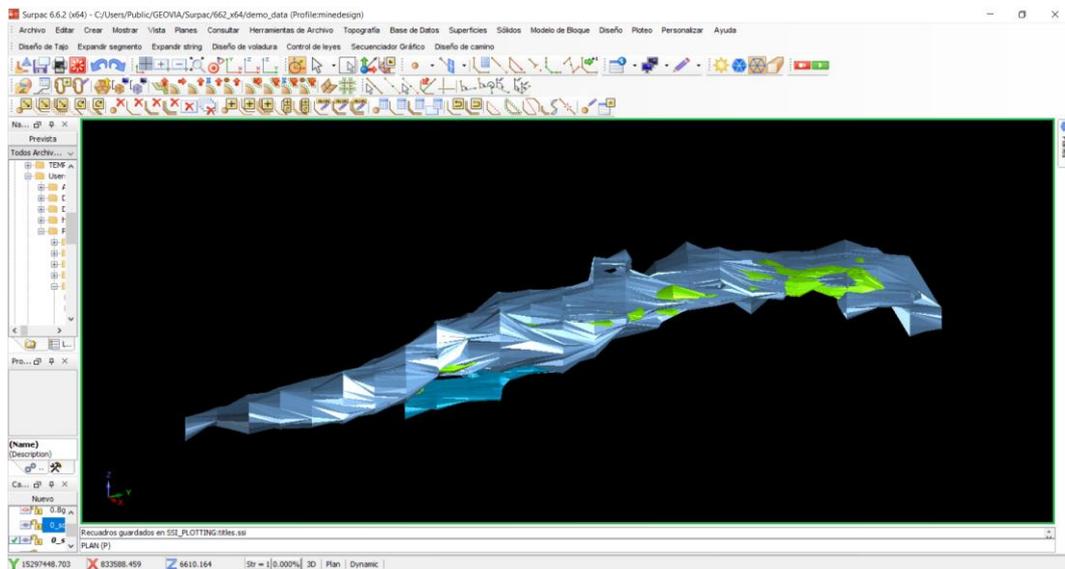


Figura 1.16: Sólido de las Zonas Mineralizadas Alta y Baja Ley

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1 Sistemas de explotación subterráneos

En minería subterránea existen varios sistemas de explotación y todos se resumen en una palabra "stopping", que se conoce como "hacer cámaras subterráneas". La siguiente figura nos muestra algunos de los métodos más utilizados con algunas de sus variantes.

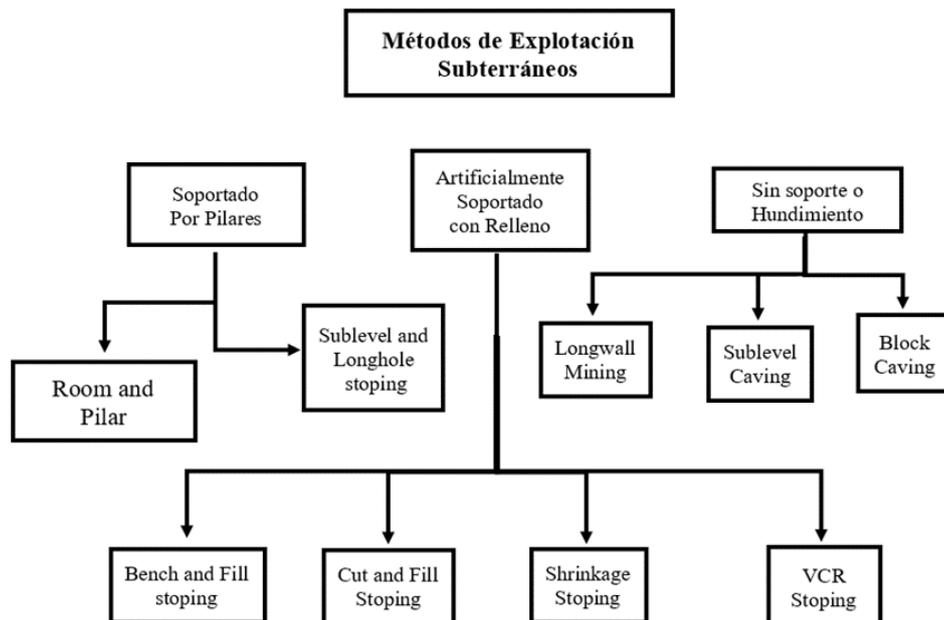


Figura 2.1: Métodos de explotación

Fuente: (Brady & Brown, 2004)

La minería subterránea presenta mayores costos de explotación que a cielo abierto. También hay que añadir las complicaciones asociadas a una menor capacidad de extracción del mineral económico y mayores riesgos de accidentes que pueda suceder al personal que se encuentre dentro del túnel. Se recurre a la explotación subterránea cuando la sobrecarga de estéril sobre la masa mineralizada es tal que su remoción hace inviable un proyecto minero. Sobre la parte ambiental, se puede

decir que la minería subterránea suele crear un impacto menor que una mina a cielo abierto.

Hay que entender que la minería subterránea no es algo que quedo en el pasado, ya que yacimientos muy importantes en el mundo se explotan en la actualidad a través de este procedimiento. Se puede mencionar ejemplos de minas subterráneas como son: de oro del Witwatersrand (Sudáfrica; la más profunda del mundo), El Teniente (Chile; la mina subterránea más grande del mundo) (Crespo, 2007).

Entre los métodos más comunes de explotación existen variantes de los mismos, estos son los siguientes:

**Hundimiento por subniveles:**

- Sublevel stoping.
- Long Hole Stopping.

**Cámaras con soporte de pilares:**

- Room and Pillar.
- Cámaras artificialmente sostenidas.

**Cámaras con relleno:**

- Cut and Fill

**Método Hundimiento de bloques:**

- Hundimiento de bloques (block caving).
- Pisos de hundimiento (sublevel caving).

(Crespo, 2007).

### 2.1.1 Métodos; Sublevel Stoping y Long Hole Stoping

El hundimiento por subniveles (Sublevel Stoping) es el método indicado para cuerpos mineralizados con fuerte buzamiento (normalmente filones). El ancho de galería puede o no coincidir con el del cuerpo mineralizado. El disparo se prepara mediante perforaciones verticales en malla.

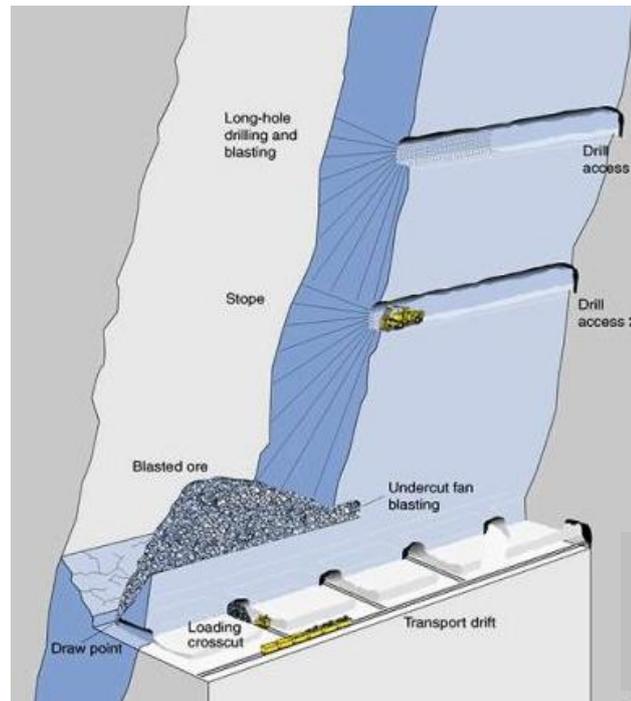


Figura 2.2: Sublevel Stoping

Fuente: (Crespo, 2007)

La mejora en los sistemas de perforación permitió alcanzar distancias cada vez mayores (30 o más metros), lo que a su vez posibilitó la implementación del método Long Hole Stoping, para cuerpos mineralizados de gran potencia y fuerte buzamiento. Este método permite generar cámaras a más de 50 m de altura. A diferencia del método de hundimiento por subniveles, aquí se saca una tajada completa del cuerpo a la vez. El disparo se realiza perforando desde varios subniveles, en abanico o en diagrama radial (Crespo, 2007).

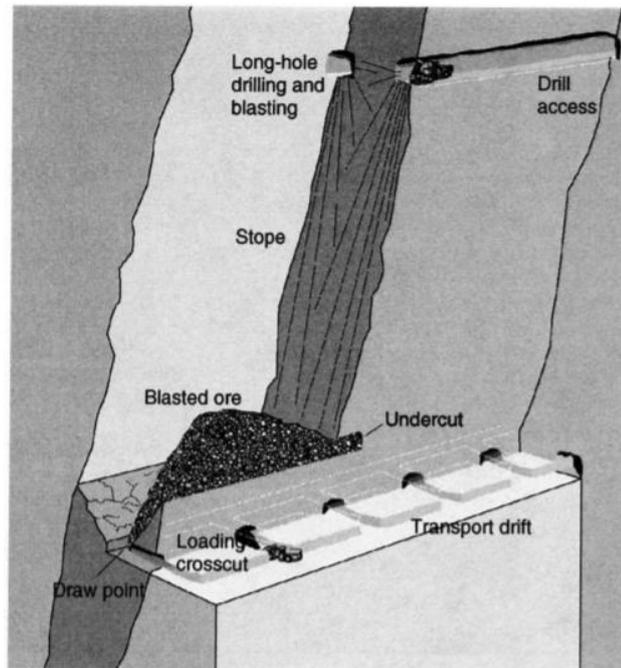


Figura 2.3: Long Hole Stopping

Fuente: (Hustrulid & Bullock, 2001)

Long Hole Stopping es una variante de sublevel stopping, la principal diferencia entre estos dos es la diferencia de alturas y de diámetros de perforación, en el método Long Hole Stopping se usan taladros largos con grandes diámetros (140 a 165 mm), con subniveles de perforación de hasta 100 m. (Hustrulid & Bullock, 2001).

### 2.1.2 Método de Cámaras y Pilares

El método de cámaras y pilares (room and pillar) se utiliza en cuerpos horizontales o con poco buzamiento. Se dejan pilares de roca para sostener el techo de la cámara. Estos pueden disponerse de una manera regular o irregular. En el caso de la figura 2.4, los pilares siguen un espaciado regular (Crespo, 2007).

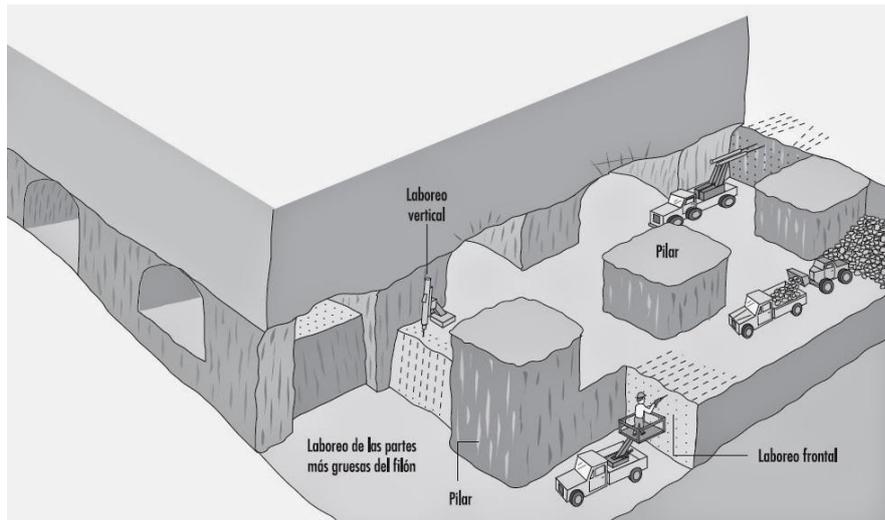


Figura 2.4: Método de cámaras y pilares.

Fuente: (Crespo, 2007)

### 2.1.3 Método de Cámaras con Relleno

En la figura 19, podemos observar que a medida que se avanza hacia arriba, se va extrayendo el mineral arrancado por los buzones ubicados en la zona inferior.

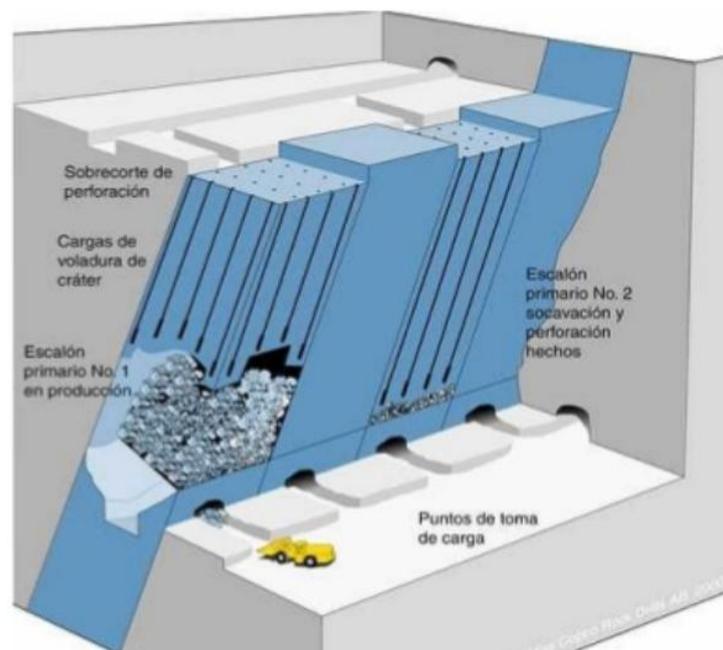


Figura 2.5: Método de cámaras con relleno

Fuente: (Crespo, 2007)

El método de cámaras con relleno (cut and fill) opera con un sistema similar al de almacenamiento de escombros, con la diferencia substancial que el relleno no se realiza con el mismo mineral arrancado, sino con materiales que son traídos desde afuera, por ejemplo: limos o arenas. También pueden utilizarse a estos efectos los estériles de la planta de flotación, lo cual tiene innumerables ventajas ambientales. El método de entibación cuadrada es muy laborioso y hoy en día prácticamente no se emplea. Es similar al proceso de cámaras con relleno, pero además utiliza un esqueleto de cuadros rectangulares. Ahora bien, a diferencia del método anterior, la imagen nos mostrará que el relleno se realiza aquí con materiales traídos desde afuera de la mina (Crespo, 2007).

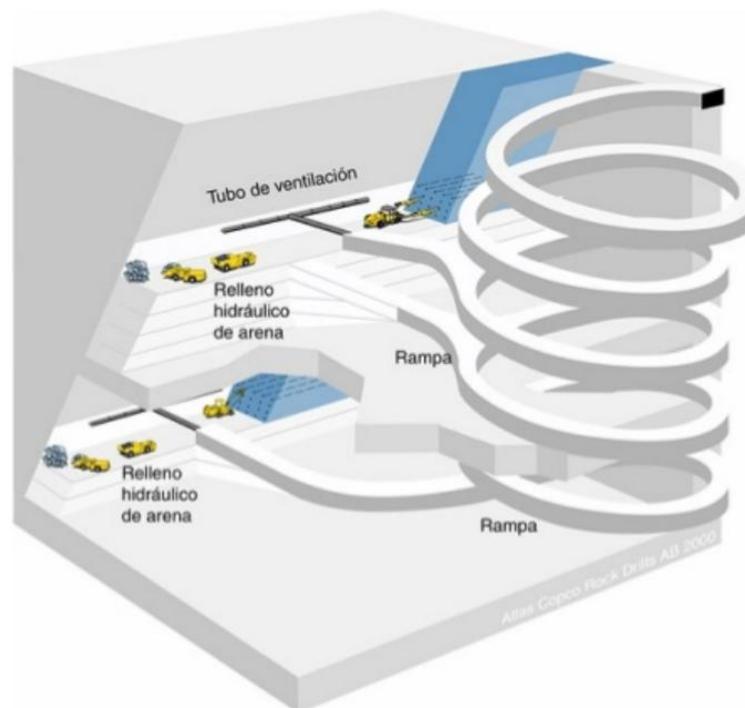


Figura 2.6: Método de cámaras con relleno.

Fuente: (Crespo, 2007)

#### 2.1.4 Método de Hundimientos por Bloques

El método de hundimiento de bloques (block caving) resulta ideal en cuerpos irregulares de grandes dimensiones como son los yacimientos tipo pórfido cuprífero. El requisito técnico es que la roca a hundir sea fácilmente fragmentable (Crespo, 2007).

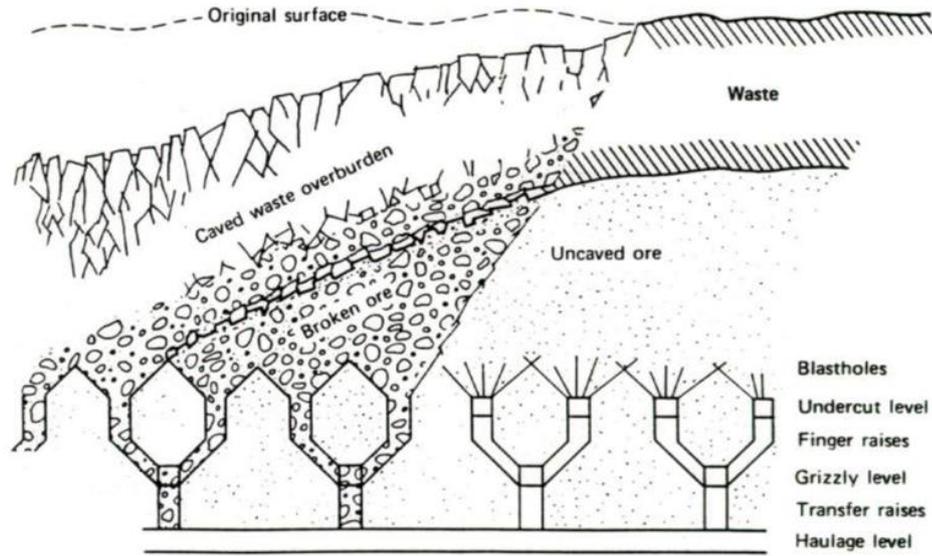


Figura 2.7: Hundimiento por bloques.

Fuente: (Crespo, 2007).

Finalmente, el método de hundimiento por pisos (sublevel caving) es utilizado cuando la roca no es fácilmente fragmentable. En cierta manera recuerda al método de sublevel stopping con la salvedad de que las paredes son el mismo cuerpo mineralizado, y éstas se hacen colapsar.

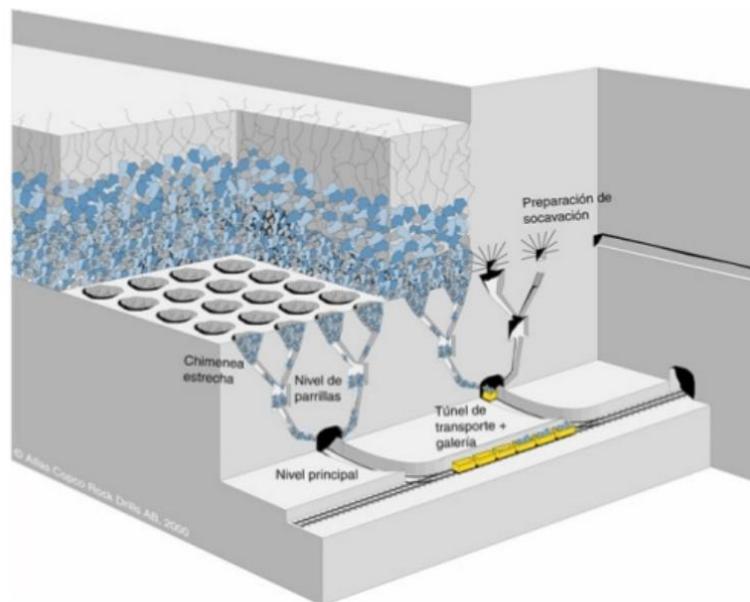


Figura 2.8: Hundimiento por Pisos.

Fuente: (Crespo, 2007).

## 2.2 Análisis del sistema de explotación Long Hole Stopping

Long Hole Stopping es una variante de sublevel stopping, la principal diferencia entre estos dos es la diferencia de alturas y de diámetros de perforación, en el método Long Hole Stopping se usan taladros largos con grandes diámetros (140 a 165 mm), con subniveles de perforación de 60 a 100 m, aplicando la técnica de perforación, In-The-Hole ITH, esta técnica se basa en la perforación de taladros largos (100 m), mientras que en sublevel stopping se usan diámetros de perforación de (50 a 200 mm) con subniveles de perforación máximos de 30 m de altura.

La ventaja del Long Hole Stopping comparado con el sublevel stopping es el factor de escala. Los ITH-taladros perforados son rectos, y la perforación con precisión puede ser aprovechada originando un beneficio ante el método sublevel stopping, ya que en la explotación se van a necesitar construir menos rampas de acceso para la perforación, minimizando el costo de construcción (Hustrulid & Bullock, 2001).

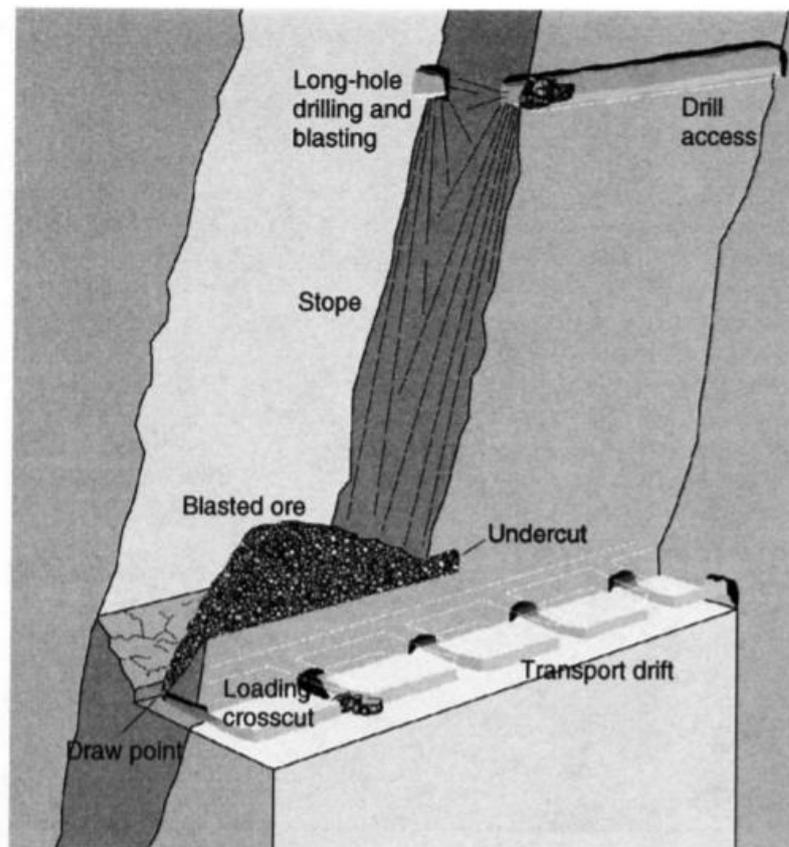


Figura 2.9: Long Hole Stopping

Fuente: (Hustrulid & Bullock, 2001)

Este método se lo utiliza con más frecuencia en cuerpos tabulares o masivos (verticales y regulares), en los que su bloque mineralizado tenga un ángulo de buzamiento superior al ángulo de reposo del material, la roca de caja y las masas mineralizadas deben ser competentes y resistentes, para evitar fracturas y por consiguiente una dilución del mineral (Darlin, 2011).

El método Long Hole stoping se lo ejecuta excavando porciones de tajadas verticales de grandes dimensiones, que pueden ser rellenadas con material estéril en mezclas de hormigón. El mineral arrancado se lo recolecta en los llamados embudos que están ubicados en la base del tajeo, para luego ser transportado. La recuperación va a depender directamente de los muros y losas que componen el tajeo, la misma que oscila entre el 60 % y 80 % de eficiencia, mientras que, la dilución se ve afectada por la pared colgante y el techo, que va desde el 3% hasta el 10%. Este método implica una gran cantidad de labores mineras, que por lo general son construidas dentro del cuerpo mineralizado (Castillo Anyosa, 2015).

El método Long Hole Stopping resulta más eficiente en cuerpos que superen el ángulo de reposo del material fragmentado (mayor a  $45^\circ$ ), esto ayuda a que el material pueda ser transportado por gravedad, al igual que, las paredes colgantes con ángulos de buzamiento menores al ángulo de reposo del material, puede sufrir desprendimientos, ocasionando dilución del mineral (Castillo Anyosa, 2015).

La secuencia del sistema consiste en perforar hacia abajo hasta romper en el corte inferior, por consiguiente, se mide la profundidad de los agujeros para bloquear a la altura adecuada y cargarlos con cargas potentes contenidas en una sección corta del agujero de explosión. Las cargas son reducidas y el agujero se deriva con arena y agua colocada encima de la carga, normalmente soltando un trozo de mineral de 3 m que cae al vacío. La complejidad en la recuperación de rebajes secundarios requiere un equipo capacitado, para obtener un resultado exitoso de voladura, las cargas en los barrenos deben ser precisas por lo que se vuelven complejas, como también se debe llevar un registro de la voladura de cada hoyo para realizar un seguimiento del proceso (Hustrulid & Bullock, 2001).

Para implementar el sistema Long Hole Stopping se debe considerar algunos parámetros y características:

- **Tamaño:** La potencia del cuerpo mineralizado debe ser mayor de 10 m y no menor de 3 m.
- **Forma del cuerpo mineralizado:** Debe ser de preferencia tabular y uniforme.
- **Buzamiento (Dip):** Debe ser mayor al ángulo de reposo del material, es decir, mayor a 50 grados.
- **Geotecnia:** La resistencia del cuerpo mineralizado debe estar entre moderada a competente, mientras que la roca de caja debe de ser competente para evitar la dilución dentro del cuerpo mineralizado, de estos dos parámetros dependerá el tamaño de los pilares.
- **Tamaño de pilares:** Los pilares sirven para soportar y dividir los caserones, y estos dependen directamente de los esfuerzos inducidos, estructuras, calidad del macizo rocoso y condiciones operacionales.
- **Luz del caserón:** Está diseñada para prevenir la dilución externa y colapsos en los caserones o “air blast”. La longitud de la luz es directamente proporcional a la calidad de la pared colgante.
- **Selectividad:** Está dada por zonas con material estéril, y estos pueden servir como pilares.

(Muruaga, 2016)

Para comenzar con la fase de producción del mineral, se debe contar con algunos avances de desarrollo:

- Nivel de producción.
- Zanjas recolectoras de mineral.
- Galerías o subniveles de perforación.
- Galería de acceso a los subniveles.
- Una chimenea, que sirve como cara libre.

(Muruaga, 2016)

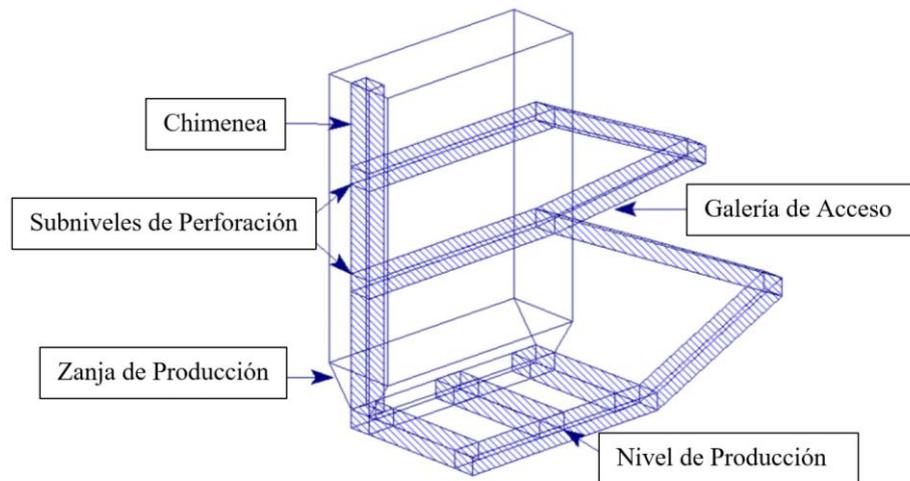


Figura 2.10: Desarrollo característico método Sublevel Stopping

Fuente: (Muruaga, 2016)

### 2.2.1 Diseño del Método

Para elegir la variante apropiada de este método, se deben conocer las condiciones geotécnicas y los requisitos operacionales de la mina, que varían para cada mina. Esto incluye fallas, grado de unión y el método de falla de estas uniones. La fuerza de la roca intacta y las condiciones locales de estrés también son importantes (Queens, 2018).

### 2.2.2 Disposición transversal.

En el sistema transversal, las galerías de producción son perpendiculares a las galerías principales. Las perforaciones son descendentes y perpendiculares a la pared colgante. Por lo general, los puntos de extracción se ubican debajo de la cámara de producción, la cara libre se extrae en una retirada horizontal desde la pared colgante hasta la pared del pie. En general, el sistema transversal de pozo largo se utiliza donde la calidad de la masa rocosa del muro colgante limita la longitud del tramo de extracción abierto. Esta metodología requiere un mayor desarrollo de galerías de estribo, ya que cada paso tiene un acceso independiente, tiene más flexibilidad con respecto a la secuenciación y la programación. Una disposición transversal estándar se puede ver a continuación (Queens, 2018).

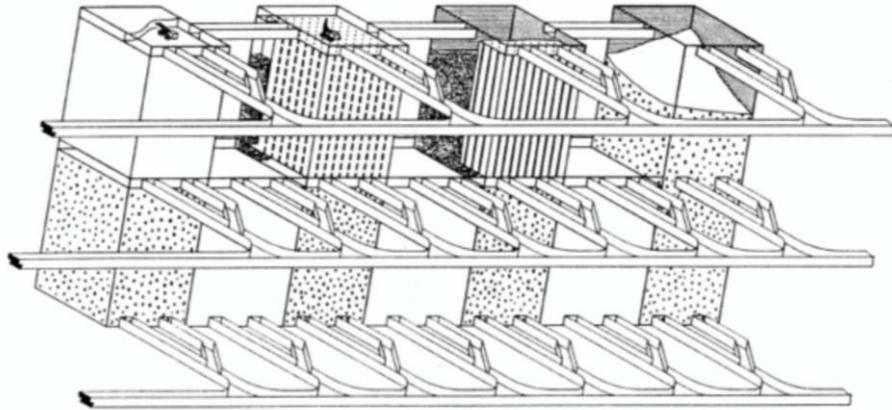


Figura 2.11: Disposición transversal

Fuente: (Queens, 2018)

### **Ventajas**

- Método de minería de alto tonelaje.
- Facilita la secuenciación y permite flexibilidad en la planificación.
- Los tamaños de pendientes grandes pueden resultar en una alta productividad y menores costos de perforación
- Fácilmente mecanizado.
- Múltiples paradas pueden ser minadas simultáneamente.
- Las técnicas repetitivas ayudan a facilitar la planificación, capacitación, minería y seguridad
- Recuperación relativamente alta

### **Desventajas**

- Los altos requerimientos de desarrollo resultan en un alto costo de capital
- Desarrollo principalmente en residuos.
- Pobre selectividad.
- Mal adaptado a estructuras de vena estrecha única
- Dilución moderada, especialmente cuando se utiliza relleno.
- Necesidades de ventilación considerables debido al equipo activo en los umbrales superior e inferior.

(Queens, 2018).

### **Consideraciones de selección**

Se deben tener en cuenta varios factores al seleccionar el sistema transversal de pozo largo, como método de extracción. La geometría tiene un gran impacto en la idoneidad y eficacia de los métodos transversales. El ancho debe ser lo suficientemente grueso como para justificar el costo de la deriva de acceso y el desarrollo transversal a lo largo del umbral superior e inferior del horizonte minero. Las condiciones de tensión in situ, así como las tensiones inducidas por la minería, determinarán los requisitos de apoyo en tierra. Los pilares pueden o no ser necesarios, dependiendo de la competencia del mineral y la roca hospedadora, así como de las dimensiones de las pendientes planeadas. Al considerar los métodos transversales, los anchos de extracción, así como la altura de la pendiente, deben analizarse con respecto a las condiciones de estabilidad para determinar los tamaños máximos de inclinación. La disponibilidad del relleno, en conjunción con el alcance de extracción máximo permitido (según lo determinado por las condiciones de estabilidad) determinará la idoneidad de los métodos transversales (Queens, 2018).

La detención transversal de pozos largos requiere un ancho de extracción relativamente amplio para minimizar los costos de desarrollo y maximizar la productividad. En Canadá, no hay casos de métodos transversales que utilicen anchos de minería inferiores a 15 metros (se reconoce que 18 metros es un ancho de extracción aceptable para usar los métodos transversales). El ángulo del cuerpo mineralizado tendrá una inmersión mayor que el ángulo de reposo del mineral, o simplemente lo suficientemente inclinado como para permitir que el mineral caiga fácilmente en la plataforma abierta. Por lo general, la inmersión dirigida para este método es entre 60 y 90 grados, aunque cualquier ángulo de más de 45 grados sería suficiente. Los ángulos de inmersión más pronunciados ayudan a minimizar la dilución en los anillos que intersectan el muro colgante. La calidad de la masa rocosa debe estar entre pobres a muy buenas como se ve en la siguiente figura. Los anchos de minería varían drásticamente, pero generalmente son más anchos que 15 metros.

En la figura siguiente se puede observar que el sistema transversal se adapta bien a los cuerpos con una anchura de minería menor o igual a 20 m, excepto en algunos casos raros (Queens, 2018).

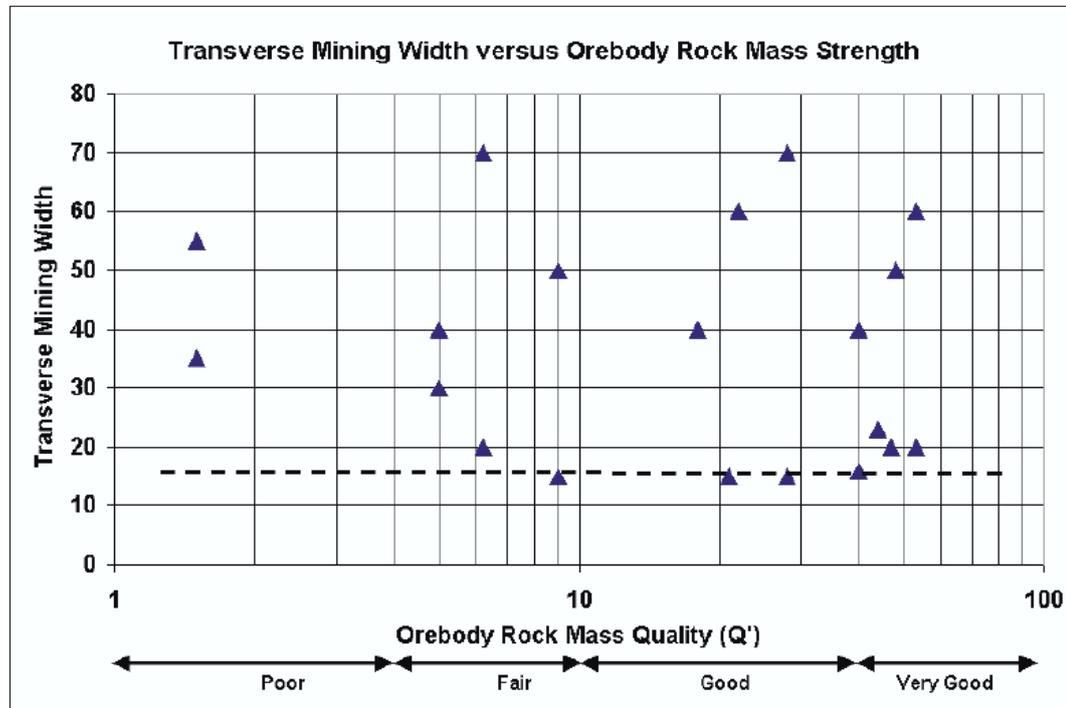


Figura 2.12: Sistema Transversal

Fuente: (Queens, 2018).

### Umbral Superior

El desarrollo del umbral superior se lleva a cabo con el fin de proporcionar una plataforma desde la cual se puedan realizar de manera efectiva la perforación y carga de pozos. La disposición del umbral superior es generalmente muy similar a la del umbral inferior (Queens, 2018).

### Umbral Inferior

Este se lo construye con el fin de proporcionar acceso a los vehículos de carga y descarga; para la recolección y limpieza del material suelto producido por la voladura, por lo general los diseños constructivos tanto del umbral superior como del umbral inferior son muy parecidos, ya que las desviaciones de acceso del umbral

inferior se utilizan para eliminar la roca volada de su correspondiente umbral superior (Queens, 2018).

### **Aumento de ranura**

El sistema transversal de pozo largo utiliza anillos verticales de barrenos largos para extraer topes, normalmente el primer tramo a extraer siempre va a ser el más próximo a la pared colgante, pero para su extracción es necesario generar una cara libre, que no es más que una ranura que permite la expansión de la roca volada, para lograr esto se necesita hacer aumentos de ranura y esto se lo puede desarrollar de varias maneras, siendo la más común con un escariador; consiste en introducir un bit de mayor diámetro en el barreno ya generado con anticipación que conecta el umbral inferior con el umbral superior. Después de la extracción de la primera rampa, la roca se puede soplar al vacío creado por la rampa anterior, sin embargo, en algunos casos en los que se utiliza relleno para completar la rampa anterior, se deben crear aumentos de ranura en cada tramo. Estos aumentos de ranura también pueden servir para disminuir la tensión que actúa en los topes; como también a disminuir el estrés principal que ayuda a mantener los bloques en su lugar, proporcionando protección contra las tensiones in situ (Queens, 2018).

### **Desarrollo Inter-nivel**

Se los construye por la necesidad existente de acceder a los niveles superior e inferior, esta proporciona movilidad de los equipos entre niveles, como también proporcionan ventilación entre los niveles (Queens, 2018).

### **Pilares**

Bajo ciertas condiciones de estrés, el uso de pilares puede ser necesario cuando se utilizan métodos de tope transversal de orificio largo. Si bien es posible minar los topes adyacentes entre sí cuando se utiliza el relleno, las condiciones de estrés a veces pueden requerir que se dejen pilares en su lugar para proteger los trabajos

mineros cercanos. Los pilares de las costillas se pueden usar para separar topes adyacentes horizontalmente, y en el caso de topes transversales de orificio largo, se pueden crear dejando topes estrechos sin minar entre topes que de lo contrario serían adyacentes entre sí. Los pilares del alféizar (galerías de transporte), se pueden usar para separar los topes adyacentes verticalmente. Los pilares de las costillas y el alféizar pueden ser útiles para controlar las condiciones de estrés en trabajos adyacentes y para prevenir comportamientos peligrosos de rocas tales como estallidos de rocas y caídas de tierra. Los pilares de la corona deben usarse cuando la actividad minera se acerca a la superficie del suelo para evitar el hundimiento de la superficie. Los postpilares son un método eficaz para proporcionar apoyo adicional en paradas adyacentes durante la detención transversal de pozo largo, sin embargo, requieren una planificación; como también, minería cuidadosa para mantener la forma y la eficacia de los pilares (Queens, 2018).

### **Relleno**

Cuando existe la necesidad de utilizar relleno, los topes se extraen y se limpian, posteriormente se llenan con relleno consolidado que normalmente está compuesto por una pasta o roca cementada, que se lo aplica de forma hidráulica. El relleno no consolidado no se considera para estas operaciones de tope transversal ya que este relleno no proporciona la suficiente dureza y apoyo que se necesita, repercutiendo en un aumento de la dilución. Por lo general, una vez que los topes primarios se rellenan, la extracción de los topes secundarios logra una resistencia que generará una dilución mínima. En general, la relación aglomerante: contenido de relleno es de 30: 1 a 20: 1 (relleno: cemento por volumen). Alternativamente, se puede dejar un pilar permanente para confinar el relleno no consolidado con solo las paradas primarias que se extraen a lo largo del golpe. Con esta variación, las paradas secundarias son actualmente pilares estrechos dejados atrás (aproximadamente 3–5 m) (Queens, 2018).

### **Secuencia**

La secuencia de explotación se debe principalmente a la ley del mineral presente en el yacimiento, segundo a las características geomecánicas de la roca, y por último

a las restricciones operativas como: ventilación, acceso, relleno y demás. La correcta secuencia de producción nos asegura un flujo constante de materiales hacia el molino, lo que nos proporciona una base excelente para el éxito de la mina. El tonelaje constante se lo puede lograr a través de una gestión rigurosa del riesgo geotécnico y las condiciones del terreno. A su vez, la correcta elección de la secuencia nos puede ayudar en la mitigación de los efectos de estrés inducido por la minería al crear una sombra de estrés activa. La mayoría de las minas que practican paradas de pozo transversal de pozo largo utilizan una secuencia en particular conocida como la secuencia de mina 1-5-9 que se la puede observar en la siguiente imagen (Queens, 2018).

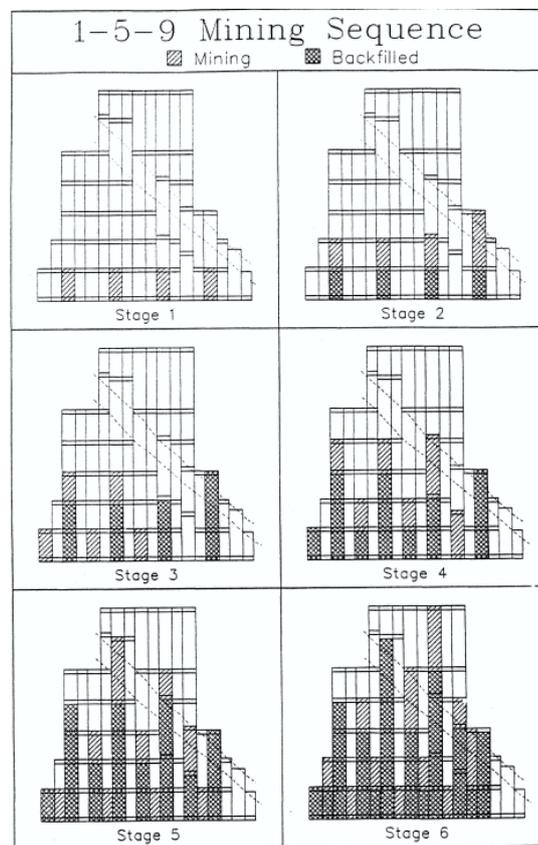


Figura 2.13: Secuencia de minado 1-5-9

Fuente: (Queens, 2018).

## **Perforación**

En este método por lo general se utilizan taladros de orificio ITH o martillo superior, capaces de crear orificios de 75 mm a 200 mm de diámetro. La perforación generalmente se la realiza desde el umbral superior hacia el umbral inferior en una perforación de anillo o patrón de perforación paralelo. Tanto la perforación de anillo como la perforación paralela requieren que los orificios de perforación estén alineados en una orientación plana para separar efectivamente la roca y el mineral de la cara activa. La desviación de la perforación debe reducirse al mínimo debido a la naturaleza de la detención transversal, ya que las alturas de las pendientes suelen ser lo suficientemente cortas para minimizar los efectos de la desviación de la perforación. Los aumentos de ranura se crean mediante el uso de un orificio de elevación, que requiere de un orificio piloto, generalmente desde el umbral superior hacia el umbral inferior. El aumento de ranura sirve para generar una cara libre que proporciona el espacio necesario para la expansión de la roca durante la voladura (Queens, 2018).

## **Voladura**

El diseño del patrón correcto de perforación y voladura va a depender directamente del tipo de roca, ya que el factor de generación de gases requerido para lograr una adecuada ruptura de la roca y su correcta fragmentación va anexo con el tipo de roca que se requiere volar. El tipo de explosivos generalmente depende de la economía de la mina mas no del método de explotación que se esté utilizando, aunque los diferentes tipos de explosivos tendrán diferentes requisitos de perforación. La carga de explosivos se lo realiza desde el umbral superior por comodidad y agilidad, ya que los orificios pueden ser alimentados con explosivos por gravedad. Las explosiones de anillo requieren que cada orificio dentro de un anillo específico se dispare uno a la vez para propagar la fractura y la fuerza necesaria para expulsar el panel especificado de mineral lejos de la cara libre. Cuando se utilizan elevaciones de ranuras, se debe realizar una secuenciación para detonar primero los pozos más cercanos a la ranura, ampliando la apertura disponible para los orificios posteriores (Queens, 2018).

## **Equipo**

Este método permite un alto grado de mecanización en las operaciones de desarrollo de mina. El desarrollo generalmente requiere de jumbos de perforación, camiones cargadores de ANFO, Boltec para colocar pernos de anclaje, LHD para la carga de material y Dumpers para el transporte del mismo, estos dos últimos dependerán directamente de la tasa de producción de la mina, mientras que la perforación de los taladros se la realiza generalmente por medio de ITH o taladros de martillo superior (Queens, 2018).

## **Seguridad**

El método transversal de pozo largo presenta un conjunto de riesgos similares a los presentes en otros métodos de detención abierta. La perforación desde el umbral superior requiere que no haya trabajadores presentes en la deriva de acceso del umbral inferior correspondiente, por posibles desprendimientos de roca hacia el umbral inferior. En ocasiones, es necesario realizar perforaciones remotas cuando existe la posibilidad de intersectar pernos o mallas de roca en la perforación. Una voladura deficiente puede generar peligros adicionales en el umbral inferior, ya que la cantidad de material suelto se puede aumentar en cualquier momento, debido a todos estos peligros que se pueden generar se emplea la separación de control remoto (Queens, 2018).

### **2.2.3 Disposición longitudinal**

El método longitudinal opera a lo largo del cuerpo mineralizado, con galerías en paralelo. Este método es más favorable que el sistema transversal en áreas donde el espesor del mineral disminuye, o donde hay venas estrechas de mineral. La orientación del método longitudinal significa que la pared colgante y las galerías de estribo probablemente formarán las paredes laterales de la cámara. En general, los métodos longitudinales se utilizan cuando la calidad de la masa rocosa de la pared colgante es lo suficientemente competente como para permitir el desarrollo de una abertura sustancial en la pared colgante o el pie. Si el cuerpo mineralizado cumple

con las características necesarias que se mencionaron en los puntos anteriores, los métodos longitudinales se acoplan de manera muy eficiente para la extracción del mineral, y pueden planearse de tal manera que el desarrollo ocurra dentro del propio mineral, generando una recuperación temprana y así reduciendo los costos de desarrollo. Si bien estos métodos son lo bastante limitados en su capacidad para apartarse de una secuencia minera establecida, las operaciones de minería comienzan en un extremo de un bloque y funcionan secuencialmente hacia el otro extremo del bloque. Un diseño longitudinal típico se puede observar en la imagen siguiente (Queens, 2018).

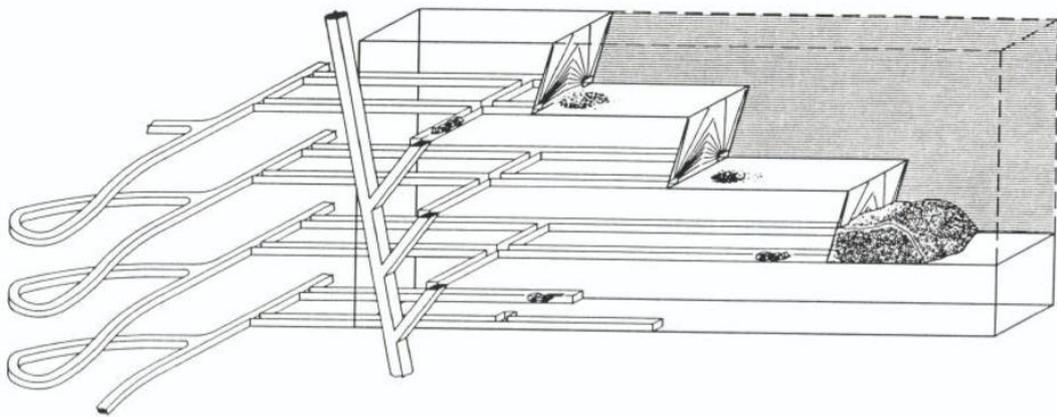


Figura 2.14: Disposición longitudinal

Fuente: (Queens, 2018)

### Consideraciones de selección

El sistema longitudinal de pozos largos se puede usar cuando hay una inmersión abrupta con una inclinación mayor que la del ángulo de reposo del material destruido. Además, la pared colgante y el muro de apoyo deben ser bastante resistentes. Se debe instalar un soporte de grupo en forma de pernos cable, y la zona mineralizada debe tener límites regulares de mineral. El tamaño y la forma del bloque de extracción pueden modificarse para adaptarse a la geometría e infraestructura de la mina. Cualquier abertura creada durante este proceso puede llenarse o dejarse sin llenar. Cuando se utiliza la minería longitudinal, la mayor parte del desarrollo necesario para este método de minería se lo puede generar en el cuerpo mineralizado, creando una temprana recuperación. La calidad de la masa rocosa es otra variable que se debe tener en cuenta al diseñar una pendiente. Hay

muy pocas operaciones en Canadá que hayan podido utilizar con éxito un ancho superior a 20 m en su diseño. En la siguiente figura se puede observar las dimensiones que pueden tener los bloques de explotación; claro está, este ancho depende de la calidad de la masa de roca. Los valores presentes en la siguiente tabla logarítmica se obtuvieron de un estudio realizado en múltiples minas de Canadá (Queens, 2018).

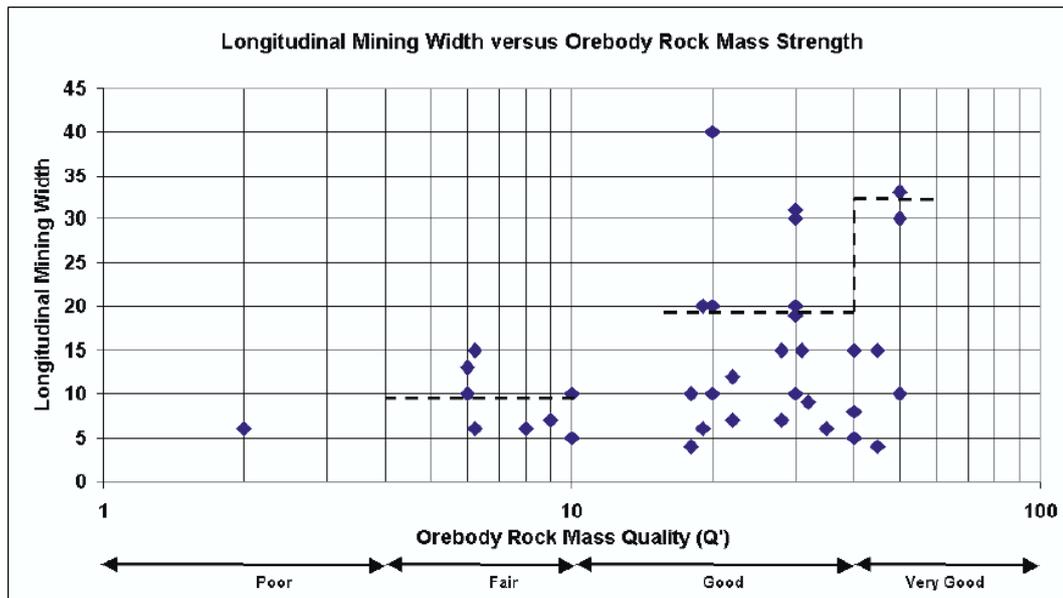


Figura 2.15: Sistema Longitudinal.

Fuente: (Queens, 2018).

## Perforación y Voladura

El método longitudinal utiliza dos sistemas principales de perforación: los taladros de martillo en el orificio (ITH) y martillo superior, donde el primero se utiliza en aplicaciones de pozo largo con diámetros de perforación que van desde los 75 mm hasta los 150 mm. Es muy importante determinar una longitud de tramo estable para cada banco. Este intervalo determina cuantos anillos de producción pueden ser volados antes del inicio de cualquier proceso de relleno. También es muy importante asegurarse del daño por explosión este bajo control. El daño inducido por la explosión debilita la masa rocosa y da lugar a problemas de estabilidad y más aún cuando se aumenta el tamaño de la excavación. Para prevenir este resultado se debe cargar los orificios de contorno con cargas más ligeras, los mismos que deben ser los últimos en detonar, esto ayuda a reducir las vibraciones de la explosión en

la pared. Cuando se necesite disparar varios anillos en una explosión, se permite una limpieza continua y se reduce el número de explosiones necesarias en un banco, ya que esto ayuda a reducir el efecto de la vibración en el muro colgante no soportado (Queens, 2018).

### Seguridad y rendimiento

Un peligro latente en minería es el desprendimiento de rocas, mantener al operador alejado del área de limpieza minimiza este riesgo de accidentabilidad. Las operaciones de perforación se realizan por encima de los puntos de limpieza de forma remota, lo que reduce significativamente el riesgo que existe en la interacción del operador con la maquinaria. Además, este método de minería funciona en un patrón de retirada en el que el equipo y el operador trabajan bajo un respaldo apoyado (Queens, 2018).

### Secuencia

Los topes se retiran en dirección de los cortes transversales con una secuencia de arriba hacia abajo o de abajo hacia arriba como se muestra en la siguiente figura (Queens, 2018).

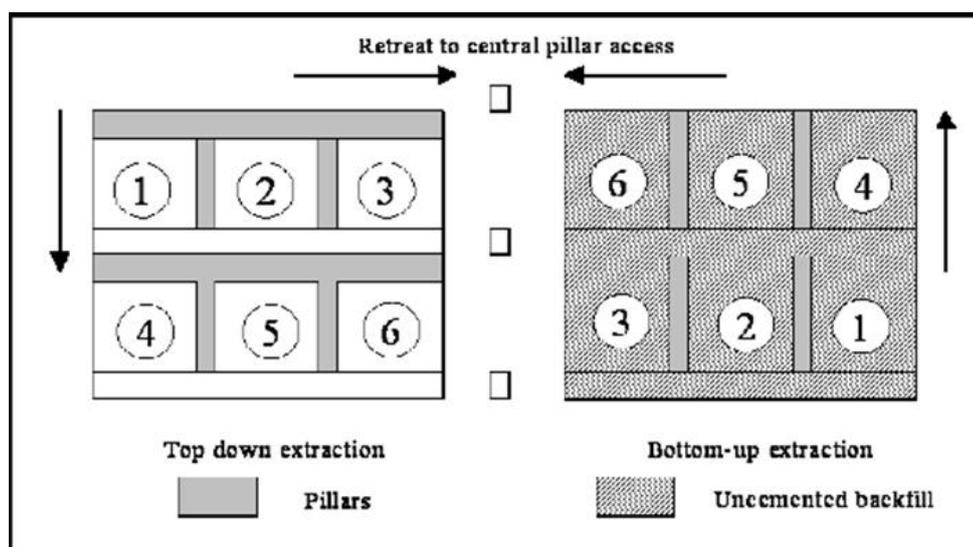


Figura 2.16: Secuencia de minado del método longitudinal.

Fuente: (Queens, 2018).



coloque bajo tierra para llenar los espacios vacíos creados por el proceso de extracción, y que puede servir como piso de trabajo cuando se utiliza el método de secuencia de minería de abajo hacia arriba. El relleno también ayuda a reforzar tramos expuestos minimizando la deformación y cualquier carga dinámica de las paredes excavadas debido a la voladura. Una vez extraído el mineral, el vacío se rellenará con relleno hidráulico o de desechos, quedando esta nueva capa como el nuevo nivel para la siguiente etapa del proceso de extracción. Es importante asegurarse que al realizar la nueva voladura no se produzca una dilución adicional. Existen tres métodos principales que involucran el uso de relleno en la minería longitudinal de pozos largos (Queens, 2018).

### Relleno hidráulico con recuperación de pilares

Esto implica extraer un banco a una longitud de ataque máxima sin soporte estable, el relleno se lo utiliza con mamparos de ladrillo, como se muestra en la siguiente figura.

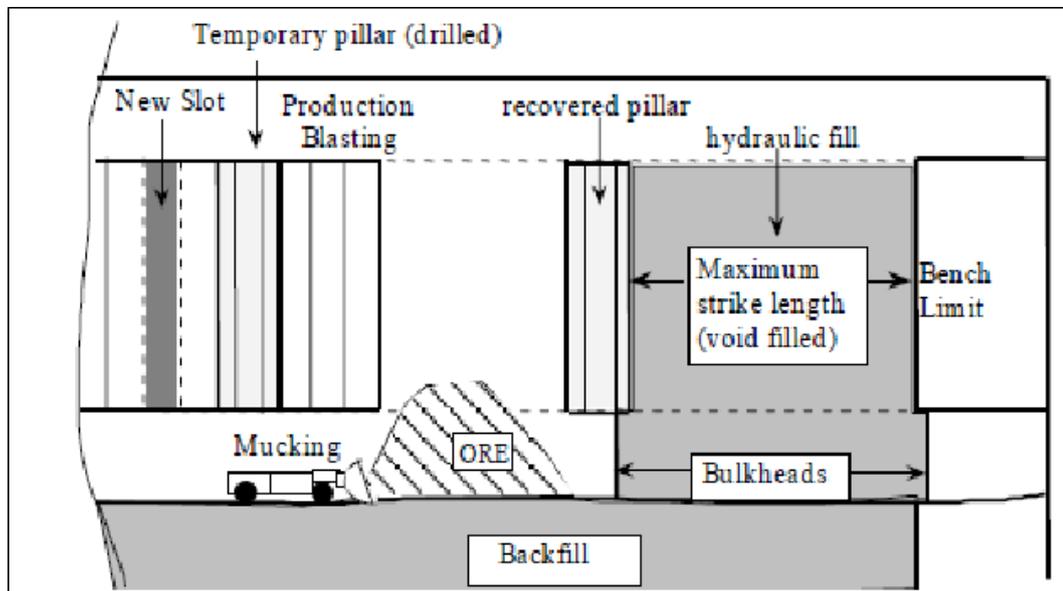


Figura 2.18: Relleno hidráulico con recuperación de pilar.

Fuente: (Queens, 2018).

**Método de extracción de avoca completa.**

El banco se extrae a lo largo de toda la longitud del tramo estable, no hay espacio libre para voladuras que puedan seguir en el siguiente nivel (Queens, 2018).

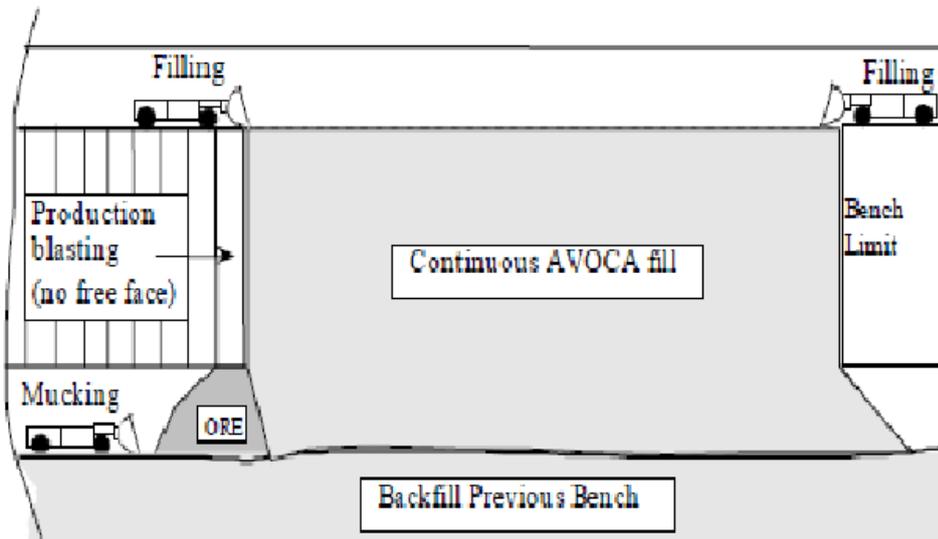


Figura 2.19: Minería longitudinal avoca.

Fuente: (Queens, 2018).

El uso de pilares permanentes con relleno, se utiliza entre los tramos de pared colgante, por lo que es imperativo calcular las distancias optimas entre los pilares para que el número de pilares requerido se mantenga al mínimo (Queens, 2018).

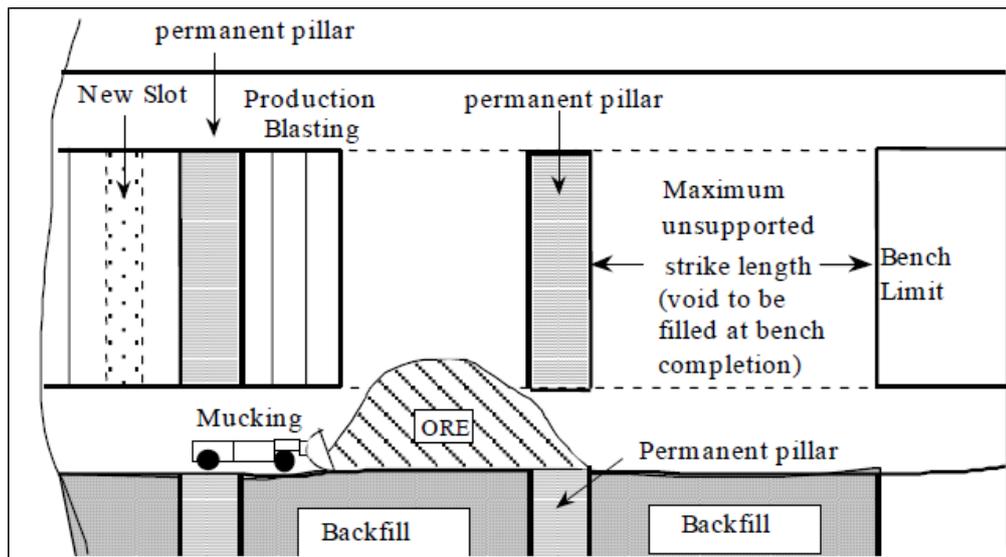


Figura 2.20: Relleno hidráulico con recuperación de pilar.

Fuente: (Queens, 2018).

## Dilución

Para contrarlar la dilución es necesario primeramente analizar cuáles son las fuentes que pueden generar la misma durante las etapas de diseño y extracción, este es un trabajo que se tiene que realizar previo al inicio de explotación. La dilución no planificada es un material que no está dentro del límite de la rampa diseñada, es una roca estéril o relleno que se introduce inesperadamente en el material mineralizado, causando un desperdicio innecesario de energía en su separación. Una ilustración de dilución se puede observar en la figura siguiente, sección A (Queens, 2018).

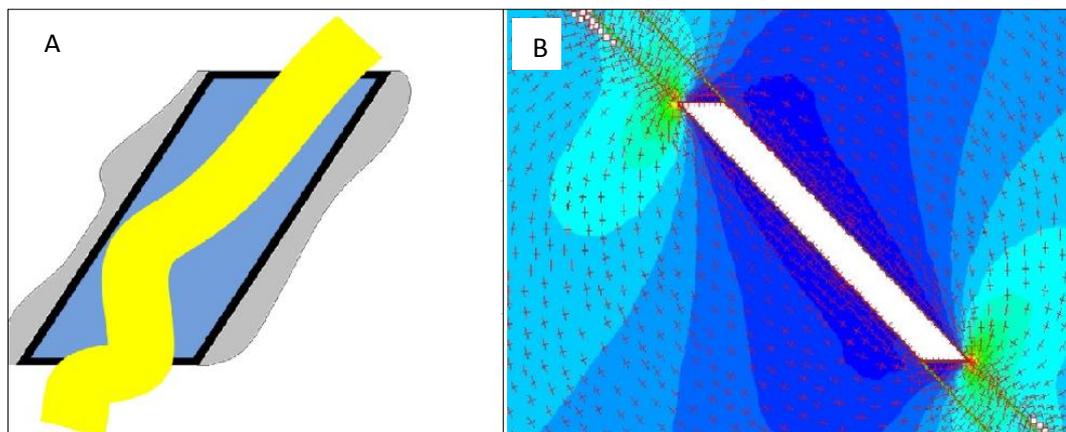


Figura 2.21: A) Dilución planificada y no planificada; B) Distribución de tensiones.

Fuente: (Queens, 2018).

Una forma de calcular la cantidad de dilución puede ser al dividir el valor de los residuos extraídos por el valor del mineral extraído. También se puede calcular tomando la cantidad de desechos y dividiéndolos por los desechos más el mineral, esto dará el porcentaje de suciedad en cada cubo LHD. La dilución no planificada es el resultado de las propiedades de los taludes, las características de la masa rocosa, los patrones de voladura y la geometría de la fuente. Al considerar la estabilidad de la sección de explotación en la minería longitudinal, la pared colgante es la cara que se verá más afectada por la dilución no planificada, que aumenta en gran medida por la gravedad que produce más tensión alrededor de la pared colgante que suele ser el tramo abierto más grande, como se observa en la figura anterior; sección B (Queens, 2018).

Existen tres variaciones del método de minería longitudinal de pozo largo; avoca, eureka y cono progresivo, el primero se lo utiliza como método primario, mientras que los otros dos son utilizados como métodos secundario y terciario en el uso común, en la actualidad ninguno de estos métodos es muy conocido y aplicado (Queens, 2018).

### **Avoca**

Este sistema consiste en un nivel rebajado y un nivel sobre cortado. Los cortes transversales conectan la deriva de transporte principal a un extremo de la rampa, donde hay un desarrollo de mineral a lo largo de la longitud de la rampa. El nivel de sobrecarga contiene una deriva de relleno que va hacia el extremo opuesto de la escalera. Con este método, no hay límite para la longitud de la pendiente, y dos tareas están ocurriendo a la vez. Primero, el mineral es perforado por un orificio largo y luego se retira en rebanadas verticales en retirada. En segundo lugar, el relleno no consolidado se coloca sobre el banco a través de la parte posterior de la rampa de la deriva de la pared del pie. Inicialmente, las rodajas 1 y 4 se eliminan, como se ve en la primera etapa. A continuación, se perforan una serie de taladros conectando (rebanadas 1 y 4). Estos taladros se revientan y el mineral se extrae mediante el uso de un LHD en la rebanada 1. Por lo tanto, el mineral se extrae de la socavación. Mientras ocurre la retirada, también ocurre el relleno, en el otro extremo de la escalera, que es la segunda etapa de este proceso de minería. Mientras se mantenga un espacio entre la extracción y el relleno, la dilución se minimiza.

Una vez concluya el relleno en este nivel, inicia la etapa tres y el ciclo comienza nuevamente, el ancho de estos diseños es casi siempre mayor a 15 metros, pero en muy pocas ocasiones sobrepasa los 20 metros, ya que para superar esta distancia la calidad de la roca trabajada tiene que estar en el rango de buena a muy buena, y sin fallas significativas, lo que suele ser muy raro de encontrarlo en la naturaleza. En la siguiente imagen se explica de mejor manera la secuencia avoca.

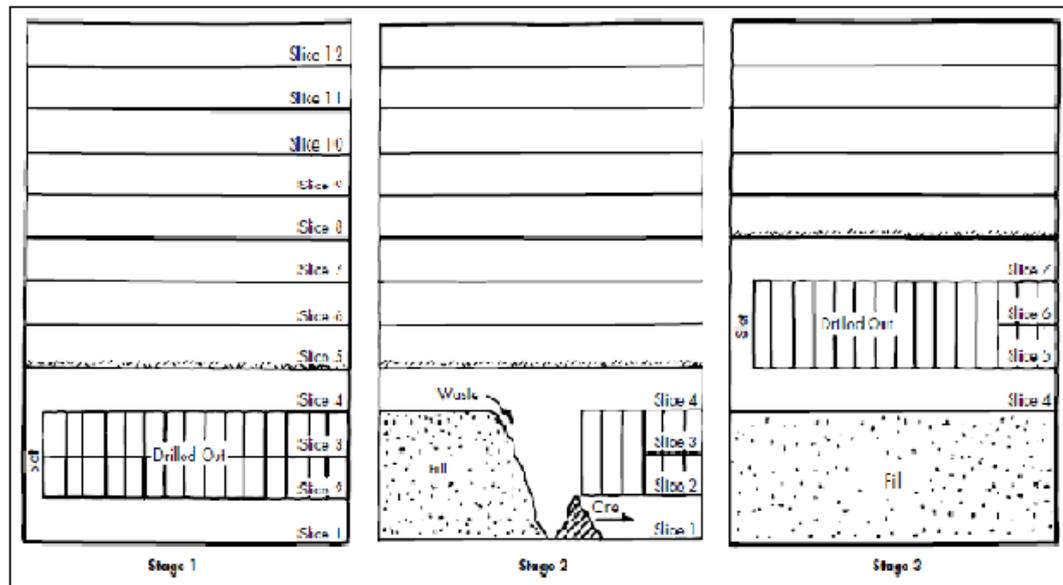


Figura 2.22: Secuencia minera Avoca.

Fuente: (Queens, 2018)

### Eureka.

Este sistema está inspirado en avoca, ya que implica eliminar el desarrollo de residuos hasta el final de la pendiente en el recorte; este método también utiliza un relleno consolidado y también se debe realizar un aumento de ranura para el inicio de la siguiente parada. A continuación, se presenta un ejemplo de la implementación de este método. Este método fue utilizado en Bousquet Mine, Quebec. Para minar un elevador, se realizó una voladura primaria de 15 m de largo con una perforación de 1,07 m de diámetro. Una vez que se completó la eliminación, se instalaron bloques de espuma de poliestireno para crear una abertura para la siguiente escalera. Esto fue seguido por relleno con 3% de contenido de cemento. La secuencia de minería utilizada para el bloque superior fue la retirada longitudinal hacia el centro de una elevación a los diferentes subniveles. La voladura en varios subniveles aumenta la flexibilidad en las diferentes áreas de trabajo, el espaciamiento por subnivel utilizado fue de 30 m; como se representa en la siguiente imagen (Queens, 2018).

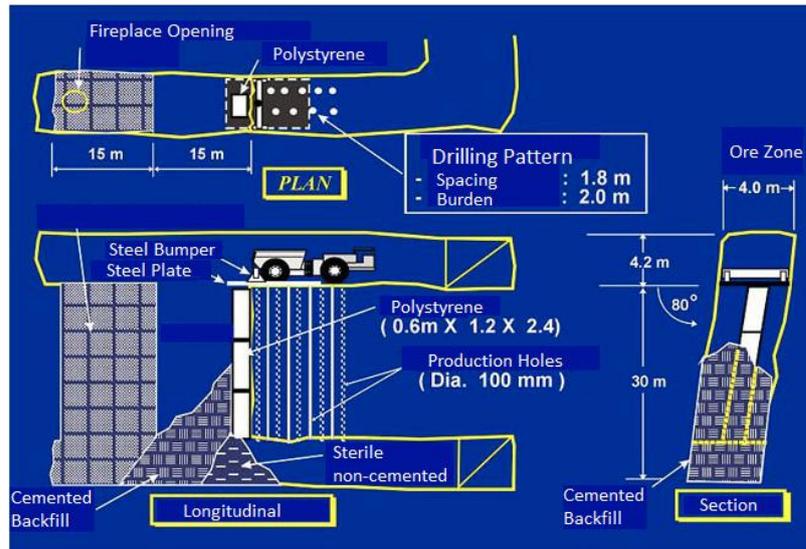


Figura 2.23: Secuencia minera Eureka.

Fuente: (Queens, 2018).

Como en todo sistema minero, existen ventajas y desventajas que se pueden considerar al momento de realizar la elección del método adecuado:

### Ventajas

- Reducción de costos mineros.
- Comienzo más rápido de la producción.
- La estabilidad de la pared colgante y del estribo aumenta con la longitud del paso.
- Las rebanadas de mineral no económicas se dejan en su lugar y se hace una nueva parada primaria.

### Desventajas

- El relleno cementado aumenta los costos de producción.
- La producción se reduce desde largas distancias de eliminación.
- El ciclo de relleno se puede detener si no hay un área de trabajo disponible.
- Dificultad operativa con taladrado y llenado desde el mismo punto de acceso.

(Queens, 2018).

### Cono rastrero

Este método es una combinación de los métodos de parada de subnivel y contracción, además implica el uso del mineral roto en forma de cono dentro de la plataforma abierta, como sostén de las paredes de la rampa, lo que permite una mayor extracción de mineral de la misma antes de que ocurra el movimiento a lo largo de los planos de la cama. El mineral se extrae de la rampa abierta antes de que se produzca una falla en la pared lateral por desprendimiento. Esto reduce la dilución en la estaca (Queens, 2018).

#### 2.2.4 Diferencia entre el método Transversal y Longitudinal

La principal diferencia entre estos dos métodos es la orientación de las galerías de producción, en la imagen siguiente se puede observar que en el sistema transversal las galerías de producción se construyen perpendicularmente a las galerías principales, mientras que en el método longitudinal se construye paralelas las unas de las otras (Queens, 2018).

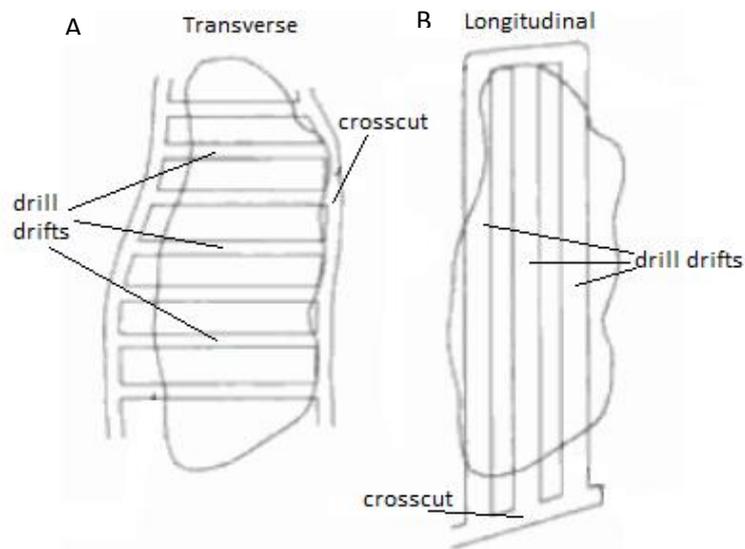


Figura 2.24: Vista de planta de la Disposición Transversal y Longitudinal.

Fuente: (Queens, 2018)

### 2.2.5 Tipos de perforación.

En el sistema de explotación por subniveles, la mayoría de los patrones de perforación implican mantener los orificios en un plano vertical o casi vertical en cada subnivel. El diámetro del orificio a perforar va a depender directamente de la extensión del mineral y del espaciado que existe entre los subniveles. En general, los orificios no son más largos de 25 metros, ya que cualquier cosa más larga probablemente tendrá problemas de desviación. También se debe aclarar que la perforación puede hacerse mucho antes de la voladura. Existen tres patrones de perforación diferentes que se usan generalmente con el sistema de explotación por subniveles:

1. **Perforación en abanico:** Se perforan orificios que se abren hacia afuera desde el techo del subnivel. Esta perforación es típica en la cavidad de subnivel, sin embargo, también se puede aplicar en topes estrechos. Estos agujeros pueden perforarse hacia arriba o hacia abajo según la conveniencia de la voladura que ha sido elegida para la mina (Queens, 2018).

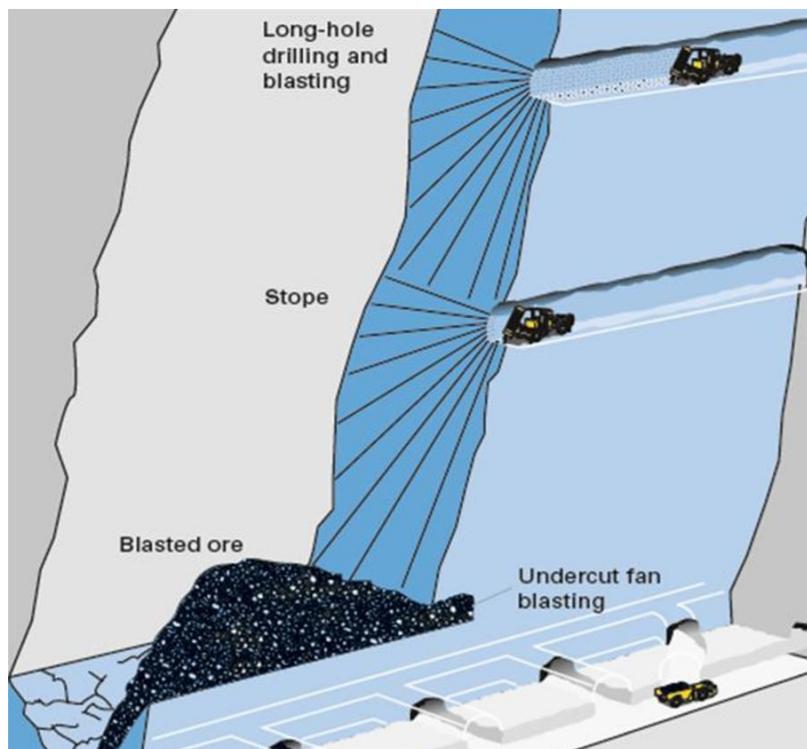


Figura 2.25: Patrón de perforación en Abanico

Fuente: (Queens, 2018).

1. **Perforación en anillo:** Con este patrón los orificios se perforan alrededor del nivel de trabajo para que forme un anillo. Todos los orificios deben estar en el mismo plano para que puedan ser volados como una unidad. Este patrón normalmente se usa en depósitos masivos, ya que permite que los orificios alcancen los lados del depósito (Queens, 2018).

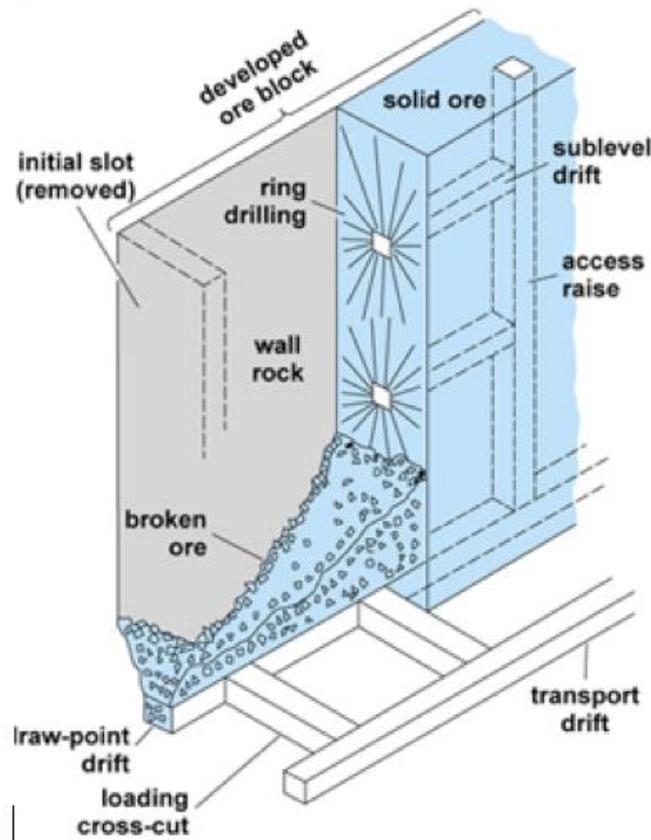


Figura 2.26: Perforación en anillo.

Fuente: (Queens, 2018).

2. **Perforación paralela:** Este tipo de perforación también funciona en minas estrechas. Implica taladrar agujeros verticales en líneas paralelas. Este patrón de perforación no requiere equipo especial y tiene muchas aplicaciones diferentes en la minería. Para los subniveles en orebody estrechos, este método es preferible, ya que no perfora las paredes de la plataforma (Queens, 2018).

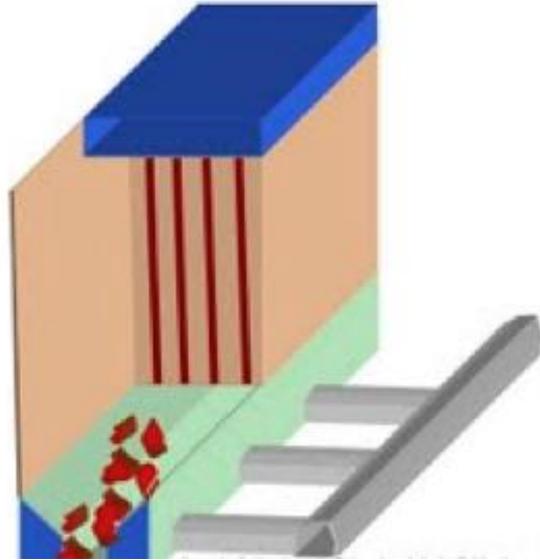


Figura 2.27: Patrón de perforación en paralelo.

Fuente: (Queens, 2018).

El patrón de perforación depende del equipo elegido. Para la perforación en abanico hay un equipo específico que hace el trabajo, llamado taladro con ventilador mecanizado. Este equipo tiene 2 brazos que se extienden en dirección vertical. También hay equipos de perforación que trabajan específicamente para perforar anillos en círculos concéntricos. Estas plataformas solo perforan en círculos alrededor de secciones transversales verticales en la plataforma. Antes de comenzar la perforación de producción, es importante considerar muchos parámetros del mineral. Los parámetros más importantes incluyen el tamaño del fragmento, la capacidad de taladrado y la longitud del orificio, la precisión, la orientación y el espaciado. Hasta la fecha, los taladros de pozo largo han sido los más elegidos para la perforación. La perforación primaria es importante porque, si se realiza correctamente, disminuirá las posibilidades de que se deba realizar una perforación secundaria. La perforación secundaria se realiza cuando las piezas de roca son demasiado grandes para que los puntos de tracción o el equipo puedan manejarlas. Las rocas grandes deben ser perforadas, cargadas y voladas una segunda vez para poder eliminarlas. Esta es una tarea costosa y lenta (Queens, 2018).

### **2.3 Aplicabilidad del sistema en el proyecto**

Según el informe de (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016), la mineralización de oro en el Proyecto ocurre dentro de cuatro zonas: la Zona Principal de Alto Grado, que se clasifica como un Recurso Mineral Indicado, la Zona Principal de Bajo Grado, que contiene Recursos Minerales Indicados e Inferidos, y la Zona Inferior de Alto Grado y la Zona Inferior de Bajo Grado, que se clasifican como Recursos Minerales Inferidos.

Como su nombre lo induce, la Zona Principal de Alto Grado es la más grande de las cuatro zonas mineralizadas, con un grosor que va desde los 15 hasta los 100 metros, con forma ondulada y relativamente plana, a una profundidad de 120 metros, desde la superficie hasta la elevación 3560 m.s.n.m. La roca hospedadora del cuerpo mineralizado presenta una calidad de “muy pobre”, siendo esta una limitante en el momento de su ejecución, ya que, para la ejecución de la misma se requerirá apoyo de tierra significativo en áreas donde presenta una calidad de roca más baja. En cuanto a la calidad de la roca en la Zona Principal de Alto Grado se tiene una mejor perspectiva, ya que, gracias a una silicificación antigua esta roca presenta una calidad de roca “buena” lo que la hace mejor que la roca anfitriona y permite realizar grandes excavaciones sin soporte.

A sabiendas de que uno de los requisitos principales para la aplicación de la técnica de minería Long Hole Stopping, es la forma y altura del cuerpo mineralizado; se puede decir que en el yacimiento Loma Larga se podrá utilizar únicamente en zonas donde el espesor sea alto, si no cumple con este requisito el método a utilizarse será por corte y relleno, ya que este sistema proporciona la extracción en áreas más pequeñas inadecuadas para el desenvolvimiento del método Long Hole Stopping (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

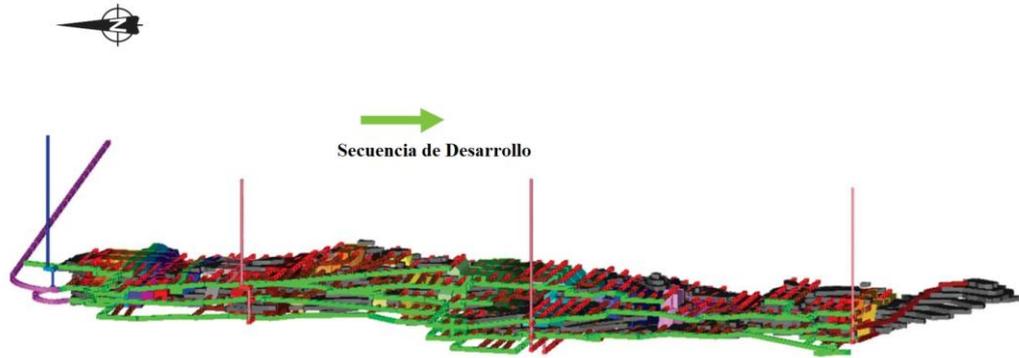


Figura 2.28: Desarrollo minero del Proyecto Loma Larga

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

En el yacimiento Loma Larga se utilizará dos métodos para la extracción del mineral, y como punto de diferenciación de un sistema con el otro va a ser la altura; con esto se quiere decir que, si la altura sobrepasa los 20 metros, el método a utilizarse será Long Hole Stopping, caso contrario el minado se lo realizara mediante el sistema de corte y relleno. Según los parámetros de diseño presentados en el informe de (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016), se propone que la extracción se la realice en secciones de 15 metros de ancho (w), por 15 metros de alto (h), y por una longitud de 30 metros (L), con algunas variaciones en la altura principalmente, ya que al presentar el deposito una forma ondular nace la necesidad de equilibrar dichas variaciones. Este informe también sugiere que el 62% de las secciones sean de 15 metros de altura, el 31% tengan una altura de 20 metros, y un 7% alcancen una altura de 25 metros (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

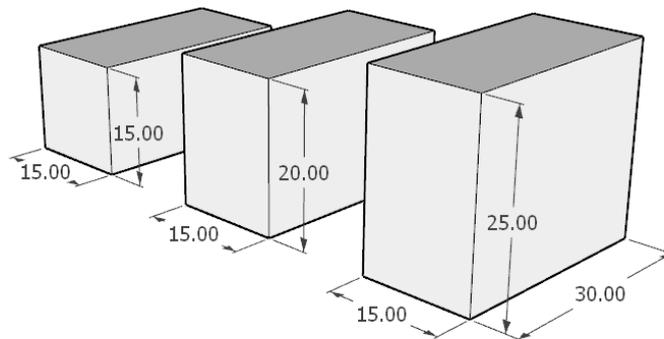


Figura 2.29: Tamaño de los bloques de explotación en metros

## CAPÍTULO III

### ANÁLISIS DE ESTUDIOS ANTERIORES

#### 3.1 Ubicación de testigos

En 2002, IAMGOLD inició programas de perforación de diamante basados en la información de exploración acumulada por los operadores anteriores, así como sus propios programas de exploración de seguimiento. El depósito Loma Larga se descubrió como resultado de la campaña de perforación de 2004, durante la cual se perforaron un total de 13,930 m en 45 pozos. Cuatro de los agujeros se perforaron en la zona de Loma Larga y arrojaron resultados alentadores, incluida una muestra de 214 g / t de oro. Desde octubre de 2005 hasta agosto de 2006, IAMGOLD perforó 24,542 m adicionales en 125 hoyos, de los cuales aproximadamente la mitad fue perforación de relleno y el resto se llevó a cabo para probar una posible extensión.

Estas perforaciones la realizaron dos empresas externas a IAMGOLD, Kluane y Paragon. Todo el trabajo se realizó mediante perforación con diamante y los diámetros de núcleo utilizados fueron HQ (63.5 mm) y NQ (47.6 mm) para Paragon y NT (56 mm) y BT (42 mm) para Kluane. El diámetro del núcleo depende del tipo de taladro utilizado por cada empresa. Todos los collares fueron encuestados. La mayoría de los agujeros se perforaron a una temperatura de  $-55^{\circ}$  a  $-65^{\circ}$  pero oscilaron entre  $-45^{\circ}$  y  $-90^{\circ}$ . Todo el núcleo obtenido de la perforación se colocó en cajas de madera y se transfirió a la sala de registro en el campo para el registro y el muestreo para el ensayo. Desde 2002 hasta diciembre de 2007, IAMGOLD perforó un total de 65,117 m en 280 hoyos, no se realizaron perforaciones entre 2008 y 2012 (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

El proyecto Loma Larga fue adquirido por la empresa INVMetals Ecuador S.A, en el 2012. INV contrato a la empresa ORIX, la misma que en el 2013 realizo 12 perforaciones diamantinas que totalizaron 3,684.7 m, incluyendo dos orificios perforados para trabajos de pruebas metalúrgicas, tres orificios para definir mejor la zona principal de alto grado y siete orificios para probar objetivos de paso para

extender el depósito. Se perforaron los orificios LLD-371 y LLD-372 que sirvieron para obtener material para pruebas metalúrgicas. La perforación metalúrgica en la zona de alto grado demuestra claramente que el depósito de oro de Loma Larga contiene un núcleo de alto grado rodeado por un halo de grado inferior. Por ejemplo, el orificio LLD-371 intersectó 77 m con 13.7 g / t de Au, incluyendo 20 m con 34 g / t de Au, mientras que LLD-372 intersectó 36.5 m con 11.8 g / t de Au, y 6.3 m con 47.7 g / t de Au. Los orificios LLD-373 a LLD-375 se perforaron para definir mejor los márgenes de la zona de alto grado (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

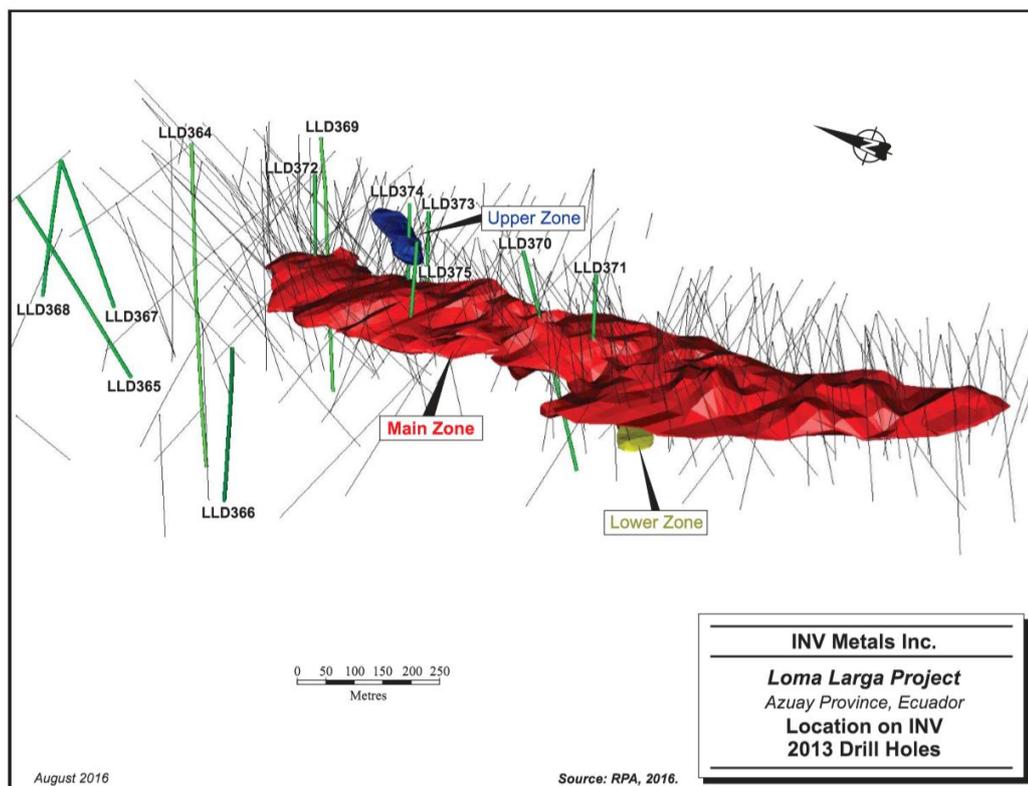


Figura 3.1: Perforaciones en el proyecto Loma Larga hasta el 2013.

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

El objetivo del programa de perforación escalonada fue expandir el recurso de oro en áreas donde el depósito está abierto y sin probar, incluido un objetivo regional denominado Loma Larga West, y agujeros más profundos para probar lentes apilados en profundidad debajo de la zona principal. El primer hoyo, LLD364, se

perforó como un escalón de 85 m al norte del Recurso Mineral actual, y 40 m al norte de una intersección significativa de oro de un hoyo de perforación histórico.

La perforación perforó 15.5 m con 3.1 g / t de oro, 148.4 g / t de Ag y 0.98% de Cu. Cuatro pozos de perforación, LLD-365 a LLD-368, probaron el objetivo Loma Larga West, una zona de tendencia norte-noroeste de 1.2 km de largo paralela al oeste del actual Recurso Minero. El objetivo tiene una forma magnéticamente baja, similar a la del depósito Loma Larga, con resultados positivos de perforación en la perforación histórica en ambos extremos de la anomalía magnética, y sin perforación dentro del objetivo de 1,2 km.

La zona de mineralización más significativa se intersectó en el pozo de perforación LLD-367, que arrojó valores de ensayo de 4.9 g / t de Au, 48.7 g / t de Ag y 0.51% de Cu sobre una longitud del núcleo de 25.1 m, incluyendo 11.9 g / t de Au, 78.7 g / t Ag, y 0.33% Cu sobre 6.2 m. Esta intersección está ubicada aproximadamente a 165 m al norte de los límites del norte del Recurso Mineral actual, y se requiere perforación adicional para determinar si la mineralización es una extensión continua. El orificio de perforación LLD-365 intersectó 13.6 m con 3.8 g / t de oro, 19.6 g / t de Ag y 0.14% de Cu. El orificio de perforación LLD-368 intersectó seis metros con 3.7 g / t de oro, 33.2 g / t de Ag y 0.33% de Cu. El orificio de perforación LLD-369 se perforó a una profundidad de 422.1 m en el lado este del depósito, 75 m fuera del margen de recursos definido de Loma Larga, para probar una estructura de tendencia noroeste-sureste y para hacer un seguimiento de un importante hoyo de perforación histórico Intersección no incluida actualmente en el recurso. La intersección de mayor grado en el pozo de perforación LLD-369 fue de tres metros con 2,3 g / t de oro, 3,0 g / t de Ag y 0,19% de Cu. LLD-370 fue perforado a una profundidad de 402.3 m, probando posibles lentes apiladas debajo de las lentes principales y bajas del recurso. El agujero de perforación se ubicó en una zona de 350 m sin agujeros de perforación, y flanqueado por dos agujeros de perforación históricos que intersectaron la mineralización de oro. Por encima del horizonte objetivo, se intersectaron dos zonas que contenían 46.5 m con una ley de 2.8 g / t de Au, 8.0 g / t de Ag y 0.06% de Cu, que incluían 14.0 m con una clasificación de 4.3 g / t de Au, 13.8 g / t de Ag y 0.11% de Cu y 22.7 m con 5.3 gr / t de Au, 19.4 g / t de Ag y 0.23% de Cu. El horizonte objetivo más profundo arrojó 4,3 m con

una ley de 2,4 g / t de Au, 4,6 g / t de Ag y 0,28% de Cu y dos metros con una calificación de 4,3 g / t de Au, 14,5 g / t de Ag y 1,3% de Cu (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

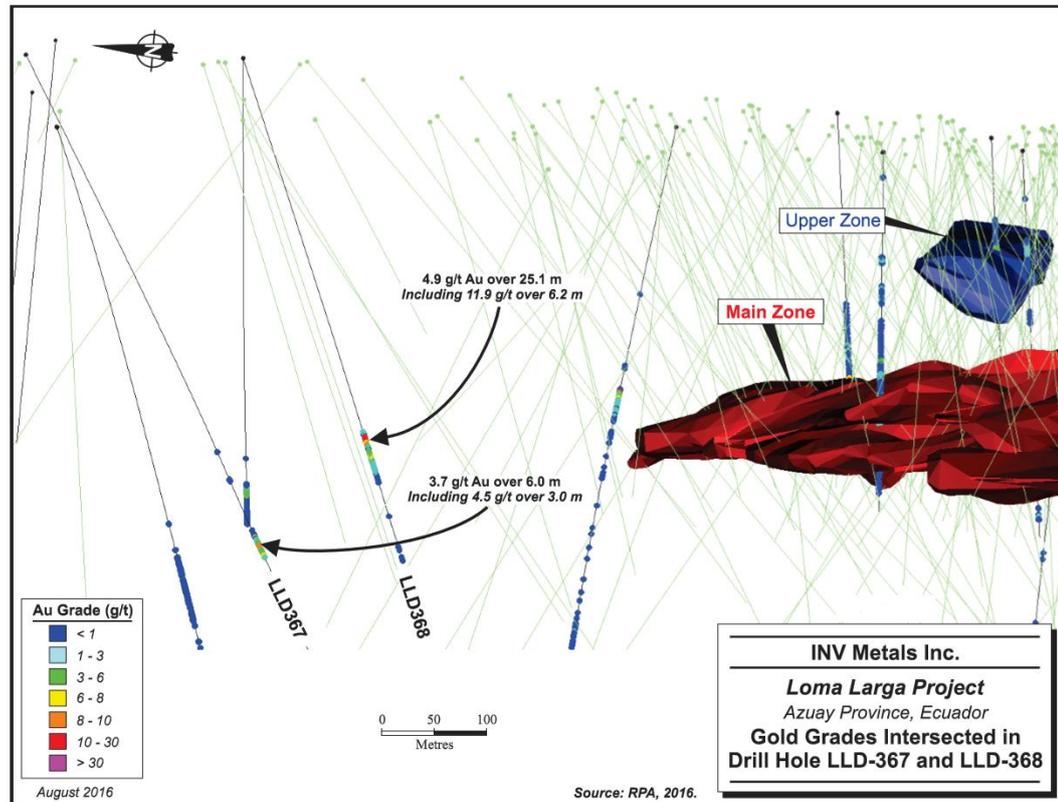


Figura 3.2: Grados de oro intersectados en el agujero de perforación LLD-367 y LLD-368

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016)

### 3.2 Análisis de estudios geo-mecánicos

Para realizar el estudio geomecánico del macizo rocoso, se debe analizar los testigos de perforación. Hoy en día las dos clasificaciones geomecánicas más comunes y utilizadas son:

- Clasificación geomecánica “RMR” de Bieniawski
- Índice “Q” de Barton.

### 3.2.1 RMR de Bieniawski

El método de clasificación geomecánica Rock Mass Rating (RMR), fue desarrollado por Bieniawski durante 1972 y 1973 y varió años más tarde por estándares y procedimientos internacionales. El RMR se caracteriza por la facilidad de su uso en la práctica ingenieril como, por ejemplo: túneles, cámaras, minas, taludes y cimentaciones. También estudia parámetros vinculando con la geometría y condición mecánica de la masa rocosa estos son: RQD, separación de las discontinuidades, condición o estado de las discontinuidades. La condición dependerá de la persistencia, abertura, rugosidad, relleno, alteración y presencia de agua. Bieniawski realizó una valoración de los diferentes macizos rocosos según RMR, expresada a continuación en una tabla, en el cual, cada rango presenta la descripción y los colores representativos de la valoración de la roca (Quinto, 2018).

Tabla 3.1: Clases de macizos rocos según el RMR de Bieniawski.

RMR			
Color	Descripción	Rango	Clase
	Roca muy mala	0-20	V
	Roca mala	21-40	IV
	Roca media	41-60	III
	Roca buena	61-80	II
	Roca muy buena	81-100	I

Fuente: (Quinto, 2018).

### Registro de sondajes para Bieniawski

Para la metodología de Bieniawski se toma en cuenta los siguientes parámetros:

- **Espaciamiento o separación de las discontinuidades.**

Se reconoce el conjunto de discontinuidades que ocurren sistemáticamente con un espaciamiento característico.

- **Condición o estado de las discontinuidades:**

**1.- Persistencia:** Se valora la persistencia en los testigos, en base a las dimensiones de las discontinuidades, observando la frecuencia de discontinuidades naturales que interceptan al testigo.

**2.- Abertura:** Se examina la abertura parcial o total de la discontinuidad, tomando en cuenta los rangos fijados por Bieniawski.

**3.- Rugosidad:** Se definen directamente de los labios de la discontinuidad, comprobando la rugosidad en ciertos intervalos, utilizando la herramienta llamada peine de Barton y el ábaco, para posteriormente comparar en las tablas de Bieniawski.

**4.- Relleno:** Se reconoce el tipo de dureza y espesor de material relleno para luego verificar con los rangos decretados por Bieniawski.

**5.- Alteración (meteorización):** Se observa si las paredes de las discontinuidades están frescas, decoloradas, disgregadas o tienen rellenos de alteración e inclusión, cambios de volumen por presencia de arcillas, ya que todo esto está relacionado directamente con la meteorización.

**6.- Presencia de agua:** Se hacen observaciones directas sobre las paredes del testigo, presenciando óxidos.

(Quinto, 2018).

### 3.2.2 Índice “Q” de Barton

El índice Q fue desarrollado en Noruega en el año de 1974 por Barton, Lien y Lunde. Este sistema posee una clasificación cuantitativa y facilita el diseño de sostenimiento. De igual forma que el sistema RMR, el índice Q evalúa la calidad del macizo rocoso estableciendo valores a seis parámetros, estos son:

**RQD:** designación de calidad de la roca

**Jn:** número de sistemas de fracturas

**Jr:** rugosidad de las fracturas

**Ja:** alteración de las fracturas

**Jw:** factor de reducción que tiene la presencia de agua en las fracturas

**SRF:** factor de reducción de esfuerzos

(Quinto, 2018)

El índice Q se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

Figura 3.3: Fórmula para calcular la Q de Barton

Fuente: (Quinto, 2018)

Al igual que Bieniawski, Barton también realizó cálculos para la valoración del macizo rocoso y los presentó en una tabla:

Tabla 3.2: Valoración de la Q de Barton.

Q de Barton		
Color	Descripción	Rango
	Roca excepcionalmente mala	0,001-0,01
	Roca extremadamente mala	0,01-0,1
	Roca muy mala	0,1-1
	Roca mala	1a4
	Roca media	4a10
	Roca buena	10a40
	Roca muy buena	40a100
	Roca extremadamente buena	100a400
	Roca excepcionalmente buena	400a1000

Fuente: (Quinto, 2018)

Se puede estimar la resistencia de la roca, utilizando un martillo geológico y una navaja, considerando la tabla propuesta por Brown en 1981; donde se muestra el valor aproximado de la resistencia a la compresión simple, expresadas en MPa en comparación con los procedimientos de identificación en campo.

Tabla 3.3: Tabla para la estimación de la resistencia de las rocas de Brown.

Grado	Descripción	Identificación de campo	Valor aproximado de la resistencia a compresión simple (Mpa)
R 0	Extremadamente débil	Se puede penetrar con el dedo pulgar	0.25-1.0
R 1	Muy débil	Deleznable bajo golpes fuertes con la parte puntiaguda del martillo geológico; puede cortarse con una navaja.	1.5-5.0
R 2	Débil	Puede cortarse con dificultad con una navaja; se pueden hacer marcas poco profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo	5.0-25
R 3	Media	No se puede cortar con una navaja; las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo.	25-50
R 4	Resistente	Se necesita más de un golpe con el martillo geológico para romper la muestra.	50-100
R 5	Muy resistente	Se necesitan muchos golpes con el martillo geológico para romper la muestra	100-250
R 6	Extremadamente resistente	Sólo se pueden desprender esquirlas de la muestra con el martillo geológico.	>250

Fuente: (Quinto, 2018).

### 3.2.3 Resultados

La masa rocosa en el proyecto Loma Larga presenta dos subdivisiones de dominios geomecánicos principales: Dominio de Orebody (OBD) y Dominio de la roca hospedadora (HRD). La principal distinción entre estos dos dominios es el grado de silificación de la roca, y por lo tanto el grado de dureza de las mismas. La masa rocosa del OBD está silificada, por lo que posee un grado más alto de dureza que la masa rocosa DRH, que no está silificada. Ya que la presencia de silificación aumenta significativamente la resistencia intacta de la roca, se puede decir que la masa rocosa del cuerpo mineralizado es mucho más competente que la masa de la roca hospedadora. La silificación de la roca está asociada a su vez con la mineralización, gracias a que el mineral de interés se encuentra dentro de la roca silificada, lo que permite implementar de mejor manera el sistema de explotación que se estudia (Long Hole Stopping). En el informe realizado en el 2016 por la empresa consultora RPA, se clasifica a la masa rocosa del cuerpo mineralizado (OBD) como roca de tipo “buena”, con un RMR de 69; mientras que a la roca HRD la clasifica como “aceptable”, ya que su calidad se ve disminuida por varias

alteraciones de arcilla presentes dentro de la zona analizada, con un RMR de 54, estas dos clasificaciones se la realizaron con los parámetros de clasificación de (Bieniawski 1989). El informe también habla de varias fallas sub-verticales con distintas orientaciones; al igual que, una pigmentación de color a óxido de hierro, que se puede observar en los núcleos extraídos para distintos análisis que detona la presencia de agua subterránea, lo que puede ser un indicio de que las fallas mencionadas también podrían ser los conductos para la introducción de este líquido subterráneo; con esta antesala se puede anticipar que va a existir un debilitamiento de la roca en el momento de la ejecución de las labores programadas para la extracción de los minerales (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

Las dimensiones sugeridas para los topes abiertos o bloques de explotación son de 15 metros de ancho, por 15 metros de alto y por 30 metros de largo con paredes verticales; para calcular éstas dimensiones la consultora RPA utilizó el método empírico del Gráfico de Estabilidad Modificado, éste método analizó la estabilidad del escalón con respecto a la estabilidad de la pared del talón. Los resultados del análisis sugieren que las paredes y la parte posterior de los topes abiertos excavados dentro del dominio de depósito o estratos silicificados probablemente permanecerán estables. Por el contrario, si las paredes de los taludes se excavan en la masa rocosa no silicificada o débilmente silicificada, que es característica de la roca huésped, se espera que las paradas se derrumben. Los topes fueron diseñados para permanecer dentro de la zona silicificada. Las paradas que están situadas en el contacto con la zona no silicificada tendrán apoyo adicional a tierra, incluidos los pernos cables (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

Las alturas de los bloques de explotación pueden aumentar hasta un máximo de 25 metros, ya que después de esta altura las condiciones geo-mecánicas no son las más favorables para su funcionamiento, este aumento se lo da con el fin de optimizar el número de elevaciones verticales por la forma ondular que mantiene el yacimiento (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

### 3.3 Análisis del cálculo de reservas

La mineralización de oro en el Proyecto ocurre, dentro de cuatro zonas: la Zona Principal de Alto Grado, que se clasifica como un Recurso Mineral Indicado, la Zona Principal de Bajo Grado, que contiene Recursos Minerales Indicados e Inferidos, y la Zona Inferior de Alto Grado y la Zona Inferior de Bajo Grado, que se clasifican como Recursos Minerales Inferidos (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016). Estas zonas mineralizadas se caracterizan por múltiples brechamientos y espacios rellenos, que contienen sulfuros como pirita, enargita, covellita, calcopirita y luzonita, y en grados de sulfuración más bajos la tennantita y tetraedrita. El cuerpo mineralizado de interés está situado a una distancia de 120 metros por debajo de la superficie, y presenta una forma de manto horizontal, relativamente plano y ondulado, que buza suavemente hacia el oeste (menos 10 grados), es alargado y tiene una longitud de 1600 metros aproximadamente en dirección Norte-Sur, mientras que en dirección Este-Oeste alcanza distancias de 120 a 400 metros aproximadamente, con una potencia vertical que sobrepasa los 60 metros de espesor. También se encuentra buzando ligeramente hacia el norte, de modo que hacia el sur el cuerpo mineral se encuentra más cerca de la superficie. Es raro encontrar oro visible, ya que la mineralización es diseminada en la roca y se da a una elevación aproximada de 3,610 m ( $\pm 30$  m), (INVMetals, Loma Larga, Ubicación E Historia, 2015).

Con este antecedente; se prosigue con el cálculo de reservas, que es una de las partes más importante dentro del planeamiento minero, ya que es aquí donde se determina la viabilidad de un proyecto. Con la estimación de recursos se calcula el tonelaje y ley del mineral de un depósito geológico; claro está, no constituye determinaciones ni cálculos precisos ya que la información obtenida y utilizada es limitada, por lo que solo constituye valores estimados. Existen diferentes métodos para la estimación de recursos:

- **Métodos estadísticos:** media aritmética, inverso de la distancia.
- **Métodos tradicionales:** método de triángulos, polígonos, perfiles, isolíneas, bloques.
- **Métodos geoestadísticos:** krigeado puntual, krigeado de bloques, etc.

De acuerdo al grado de información y a la confianza en el método de estimación, los recursos en orden de mayor a menor certeza se clasifican en: inferidos, indicados y medidos. Mientras más confiable sea la estimación, menor será el error (Morán Reascos, 2017).

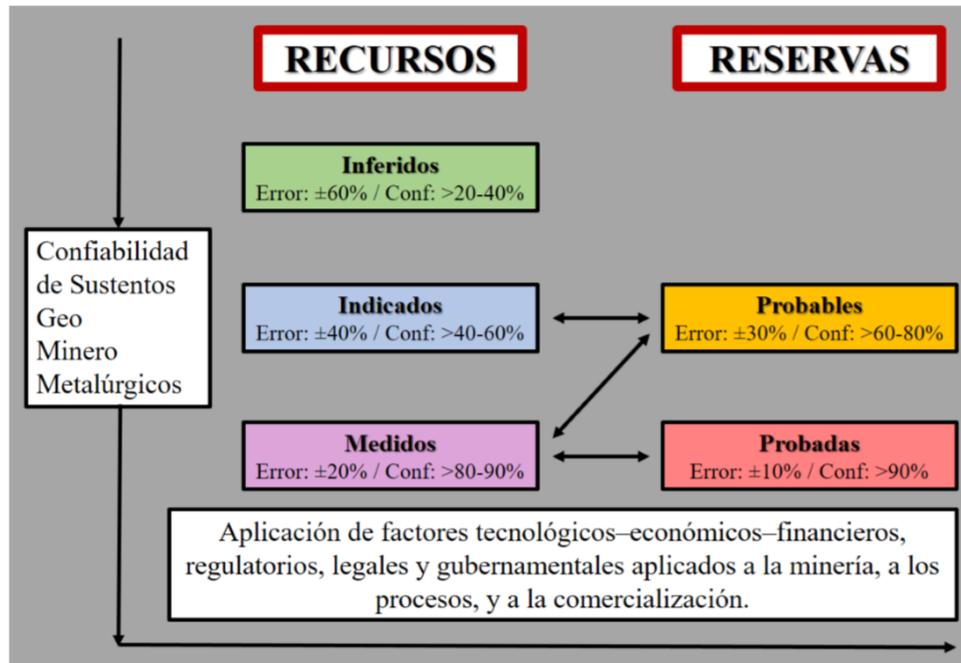


Figura 3.4: Categorización de Recursos y Reservas

Fuente: (Morán Reascos, 2017).

Para realizar una estimación de recursos se debe realizar el siguiente proceso:

1. **Toma de datos:** elaboración de base de datos.
2. **Determinación del método:** de acuerdo a la cantidad de información disponible.
3. **Cálculos:** determinación de áreas, volumen, tonelaje, ley media.
4. **Comprobación:** mediante la aplicación de otro método.

(Morán Reascos, 2017)

La estimación del cálculo de reservas en el proyecto Loma Larga se la realizó por el método de modelo de bloques. Se construyó un modelo de 2,992,500 bloques. Los bloques son de 5 m por 10 m por 5 m con 270 columnas, 235 filas y 90 niveles. El modelo está orientado a N15°W y encierra completamente los esquemas de

recursos modelados. Se construyó un modelo de bloque con carpetas separadas para la Zona de alto grado y la Zona de bajo grado, con atributos que incluían el tipo de roca, la densidad, los grados de Au, Ag, Cu. A los bloques se les asignó un porcentaje volumétrico para tener en cuenta adecuadamente la proporción de los bloques ubicados dentro de los dominios de la estructura alámbrica (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

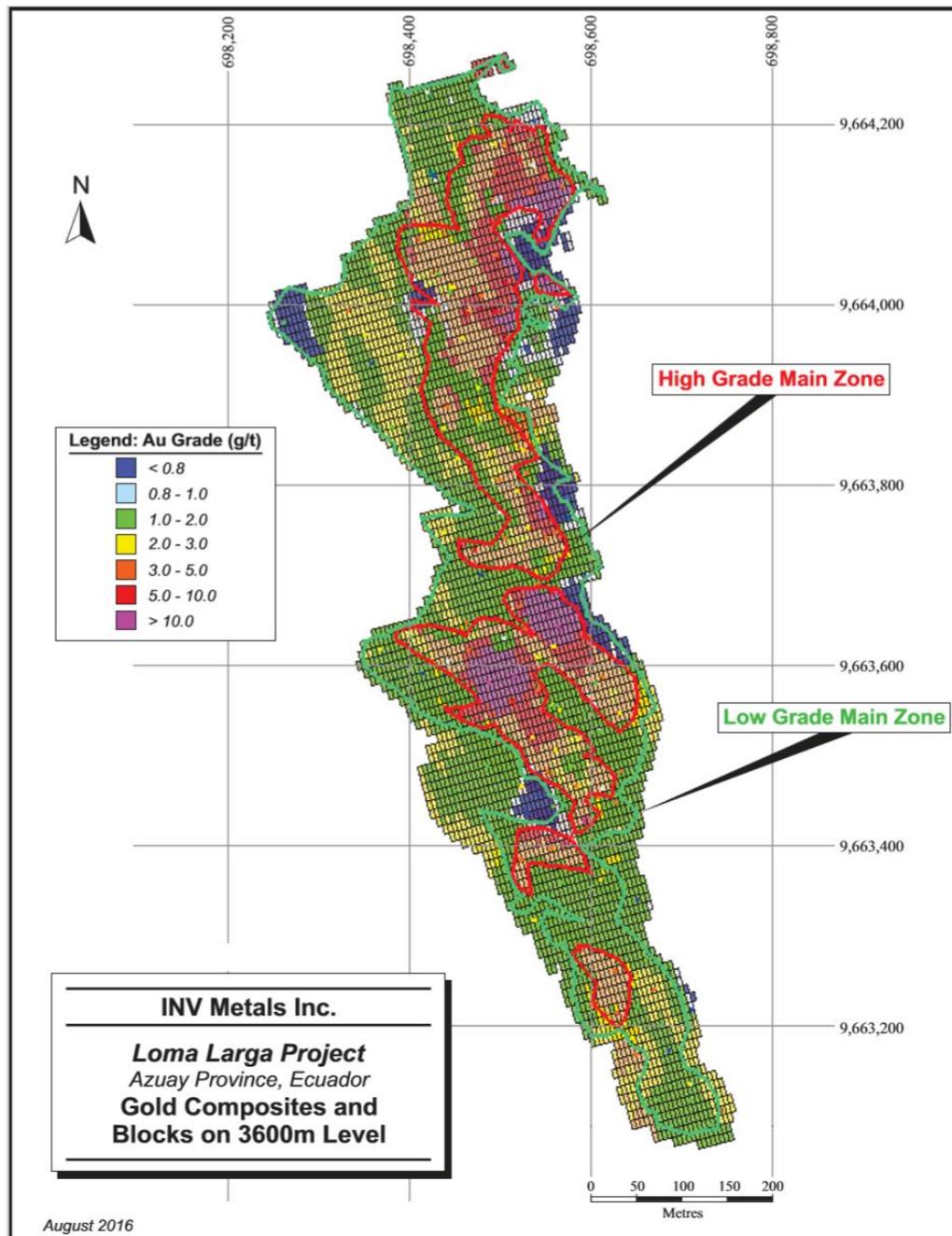


Figura 3.5: Modelo de Bloques para el Au

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016)

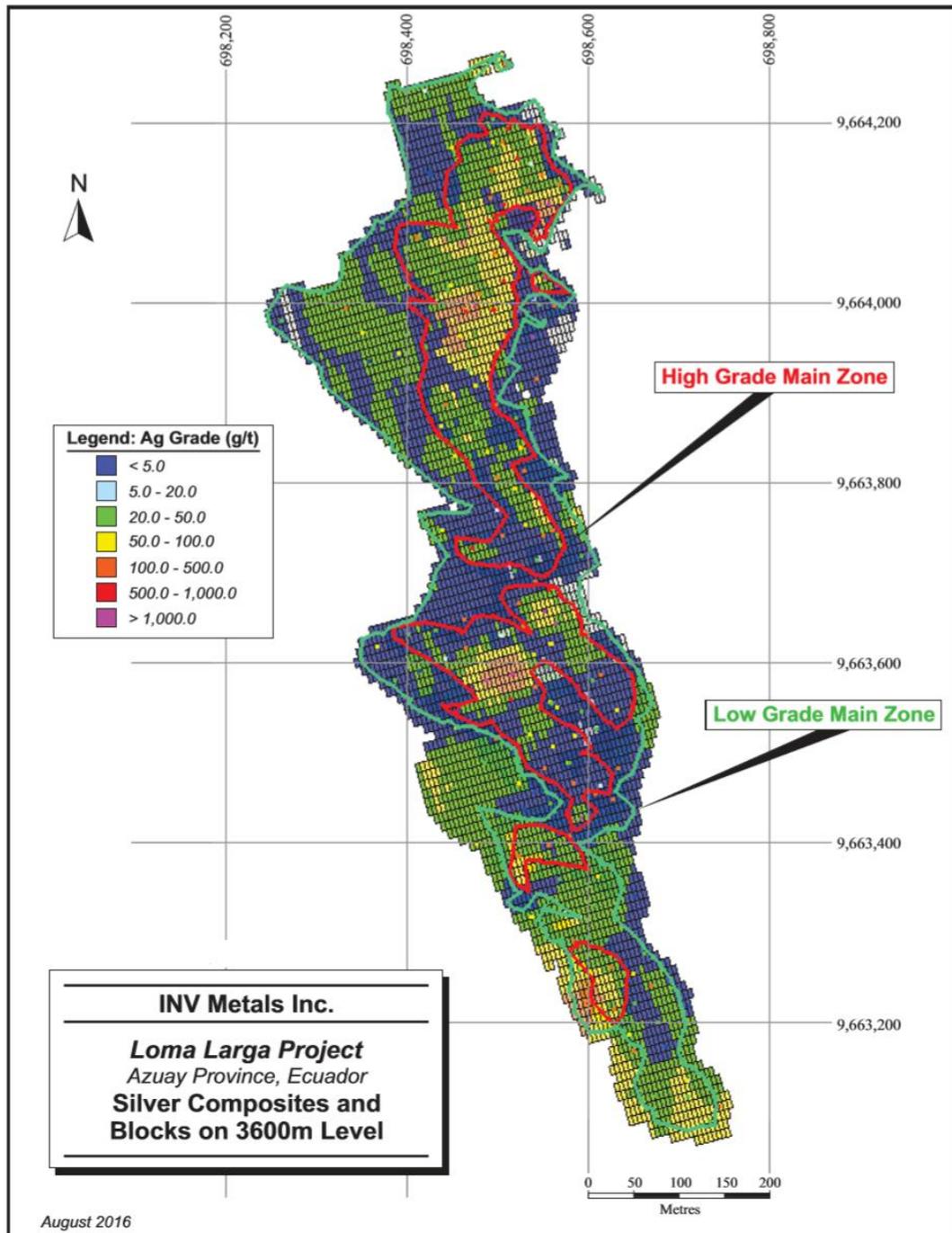


Figura 3.6: Modelo de bloques para la Ag

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016)

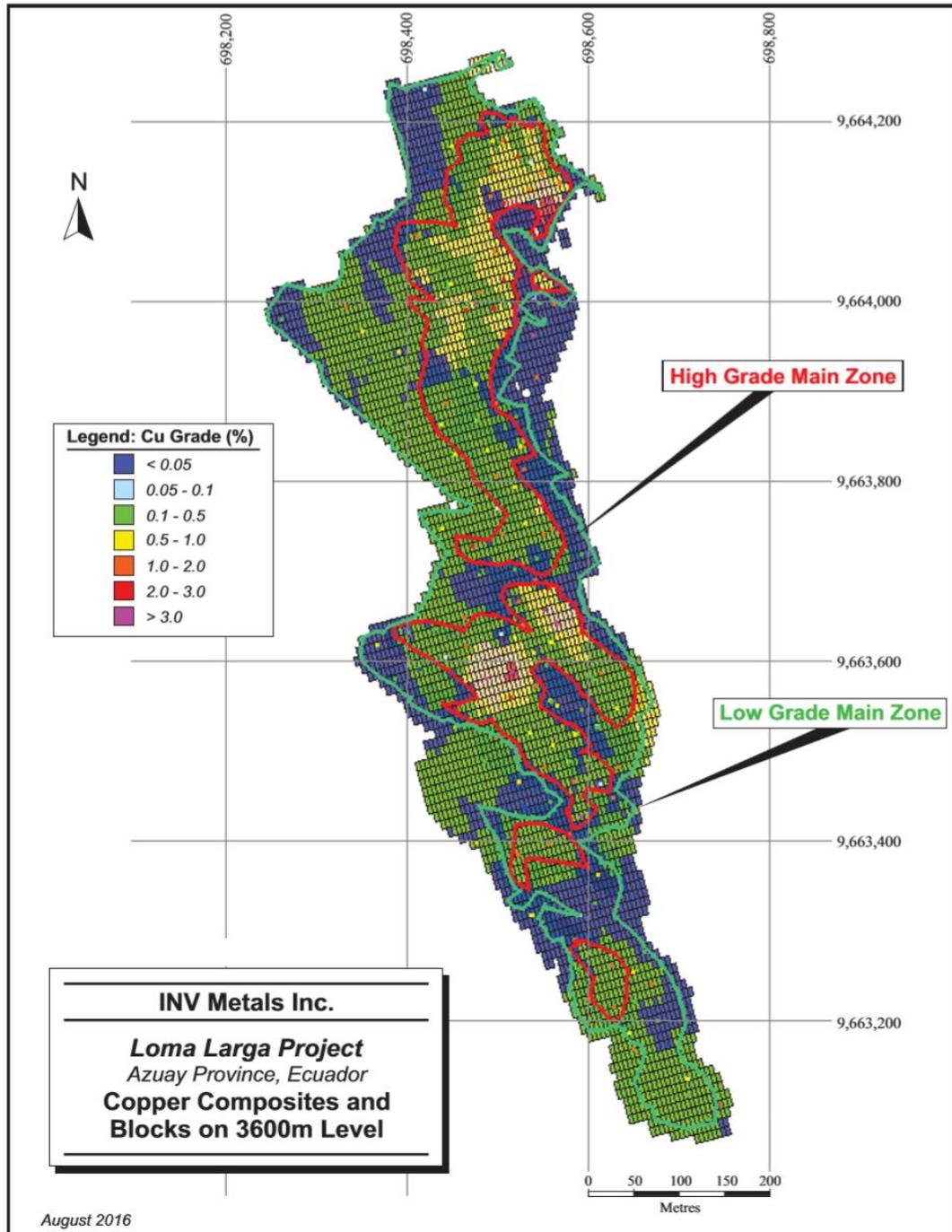


Figura 3.7: Modelo de Bloques para el Cu

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016)

INV Minerales Ecuador S.A. considera dos zonas en el yacimiento, la Zona de Alta Ley con 3 g/t Au y la Zona de Baja Ley con 0.8 g/t Au (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

### 3.3.1 Estimación de recursos minerales de alta ley

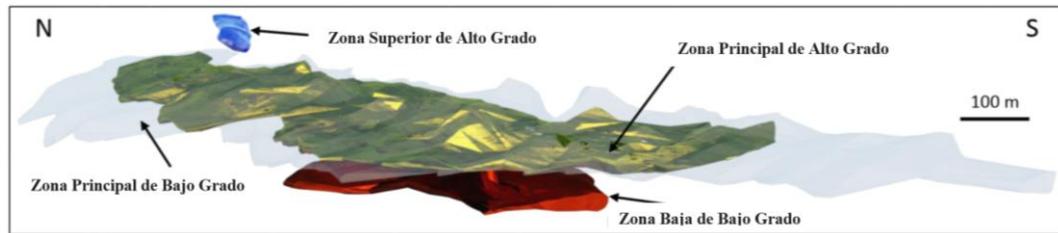


Figura 3.8: Zonas Mineralizadas

Fuente: (INVMetals, Presentación Corporativa, 2018).

Para este cálculo se siguieron los Estándares de Definición CIM 2014 para la estimación de los Recursos Minerales.

1. Los recursos minerales se reportan a un valor de corte NSR de US \$ 60 / t.
2. Los recursos minerales se estiman utilizando un precio de oro a largo plazo de US \$ 1,450 por onza, un precio de plata de US \$ 22,00 por onza y un precio de cobre de US \$ 3,50 por libra.
3. La fórmula utilizada para calcular la equivalencia de oro (AuEq) es:  $(\text{Au g} / \text{t} \times 31.31 + \text{Ag g} / \text{t} \times 0.44 + \text{Cu\%} \times 46.19) \div 31.31$ . La fórmula utilizada para calcular las onzas de AuEq es:  $\text{AuEq Oz} = (\text{tonelaje} \times \text{AuEq g} / \text{t}) \div 31.31$ .
4. Los recursos minerales que no son reservas minerales no tienen una viabilidad económica demostrada.
5. Los recursos minerales incluyen las reservas minerales.
6. La densidad aparente promedio es de  $2,7 \text{ t} / \text{m}^3$ .
7. Los números pueden no sumar debido al redondeo.

(INVMetals, Presentación Corporativa, 2018).

Tabla 3.4: Recursos Minerales

Recursos	Zona	Tn (M)	Grado Contenido		Grado Contenido		Grado Contenido		Grado Contenido	
			AuEq (g/t)	AuEq (M oz)	Au (g/t)	Au (M oz)	Ag (g/t)	Ag (M oz)	Cu (g/t)	Cu (M oz)
Medidos	Alto Grado Principal	2.9	8.45	0.78	7.31	0.67	34.9	3.2	0.44	28.2
Indicados	Alto Grado Principal	10.3	5.68	1.68	4.85	1.60	30.7	10.1	0.28	62.3
	Bajo grado Principal	6.0	2.49	0.48	2.01	0.39	21.1	4.0	0.12	15.7
	Bajo grado Inferior	0.7	2.70	0.06	2.21	0.05	12.8	0.3	0.21	3.4
<b>Total</b>		<b>17.0</b>	<b>4.43</b>	<b>2.42</b>	<b>3.74</b>	<b>2.04</b>	<b>26.5</b>	<b>14.5</b>	<b>0.22</b>	<b>81.4</b>
<b>Total Medidos &amp; Indicados</b>		<b>19.8</b>	<b>5.01</b>	<b>3.20</b>	<b>4.25</b>	<b>2.71</b>	<b>27.8</b>	<b>17.7</b>	<b>0.25</b>	<b>109.5</b>
Inferidos		4.7	2.48	0.43	2.22	0.33	29.7	4.5	0.14	14.5

Fuente: (INVMetals, Presentación Corporativa, 2018).

### 3.3.2 Estimación de reservas minerales de alta ley.



Figura 3.9: Reserva de Alto Grado

Fuente: (INVMetals, Presentación Corporativa, 2018).

Se siguieron los Estándares de Definición CIM 2014 para Reservas Minerales.

1. Las reservas minerales incluyen los orificios largos y las paradas de deriva y llenado, así como el desarrollo en el mineral.
2. Las reservas minerales se reportan a un valor de corte NSR de US \$ 60 / t.
3. Las reservas minerales se estiman utilizando un precio de oro a largo plazo de US \$ 1,250 por onza, un precio de plata de U \$ 18,00 por onza y un precio de cobre de US \$ 3,00 por libra.
4. La densidad aparente promedio es de 2,7 t / m<sup>3</sup>.
5. Es posible que los números no se agreguen debido al redondeo.

(INVMetals, Presentación Corporativa, 2018).

Tabla 3.5: Reservas de Minerales

Reservas	Tn (M)	Grado Contenido		Grado Contenido		Grado Contenido		Grado Contenido	
		AuEq (g/t)	AuEq (M oz)	Au (g/t)	Au (M oz)	Ag (g/t)	Ag (M oz)	Cu (g/t)	Cu (M oz)
<b>Probado</b>	2.9	8.53	0.80	7.30	0.69	34.8	3.27	0.44	28.2
<b>Probable</b>	11.0	5.09	1.80	4.28	1.51	28.3	10.00	0.25	59.5
<b>Probado &amp; Probable</b>	13.9	5.81	2.60	4.91	2.20	29.6	13.27	0.29	88.0

Fuente: (INVMetals, Presentación Corporativa, 2018).

Tabla 3.6: Reserva de Mineral en el Yacimiento

<b>Mineral</b>	<b>Total</b>
Au (M oz)	1.86
Ag (M oz)	10.5
Cu (M Libras)	73.6

Fuente: (INVMetals, Presentación Corporativa, 2018).

## CAPÍTULO IV

### SISTEMA DE EXPLOTACIÓN

#### 4.1 Aplicación del método Long Hole Stopping en el yacimiento Loma Larga

Según lo expuesto en el informe de INV Metals, el método Long Hole Stopping será utilizado en un 73% del total de la extracción en el proyecto Loma Larga, dicho sistema será llevado a cabo utilizando la extracción primaria y secundaria de este a oeste (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016); esto se da gracias a las condiciones del yacimiento; roca competente y un espesor que va en su mayoría desde los 15 hasta los 100 metros, dando paso a una adecuada implementación del método que se ha escogido para este proyecto. El método seleccionado es Long Hole Stopping transversal, siendo éste el que más se acopla a las necesidades operacionales y funcionales de la mina, claro está no en su totalidad; por ello deberá darse también la implementación del método de explotación corte y relleno.

Las labores de transporte y desarrollo de la mina se construirán en el lado oeste del depósito, dentro de la zona silicificada; gracias a que esta área presenta una mejor condición de terreno, el ingreso o portal será construido al norte del yacimiento, por las mismas condiciones ya expuestas. Se va a utilizar la secuencia de extracción 1 – 5 – 9 (figura 2.13), de abajo hacia arriba. El cálculo para las distancias de los bloques de explotación se lo realizó con la tabla de condiciones geomecánicas publicado por la Universidad de Queens (figura 2.12); que analiza el tipo de roca, que para el caso del proyecto Loma Larga es roca de tipo Buena, y nos da como resultado distancias de 20 m de alto, por 18 m de ancho, y por 20 m de largo, entendiéndose que la altura es del suelo de la galería inferior al suelo de la galería verticalmente adyacente, los mismos que se extraerán retrocediendo de este a oeste.

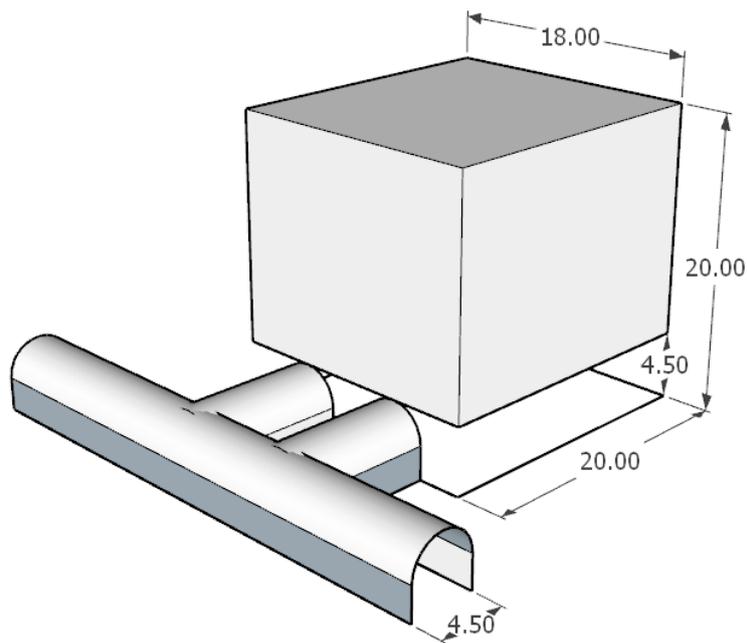


Figura 4.1: Dimensiones de los bloques de explotación en metros.

Dentro de la Zona Principal de Grado Alto, las paradas (bloque volado), se acumulan de tres a cuatro unidades en altura y de tres a cuatro unidades en dirección este a oeste; este tamaño relativamente pequeño se da por dos razones: la primera por condiciones de sostenimiento, ya que al ser pequeñas, la limpieza se lo realiza en espacios de tiempo relativamente cortos, por lo que las paredes de los bloques de producción no quedarán sin sostenimiento por mucho tiempo; y, la segunda corresponde a requerimientos de funcionamiento de la mina, es decir, debido a la tasa de retorno que requiere la mina para su ejecución normal.

El tiempo promedio de colapso para un bloque abierto oscila entre cuatro y seis semanas, después de este tiempo el riesgo aumenta por la posible falla de las mismas, esto hace que la primera razón tenga alta incidencia en la toma de esta decisión (INV Metals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

El método transversal utilizará la técnica de perforación ITH o martillo superior, capaces de perforar orificios desde 64 mm a 100 mm de diámetro, con un patrón de perforación paralelo descendente. El aumento de diámetro en los taladros

escariados se los realizará igualmente de forma descendente, con el fin de proporcionar los espacios necesarios para la expansión de rocas durante la voladura.

La desviación de la perforación debe ser mínima y la carga de explosivos se realizará más fácilmente desde el umbral superior hacia el umbral inferior ya que por gravedad la alimentación de los agujeros perforados es más simple. El desarrollo de los alféizares (galería de transporte) de la parte inferior proporciona el acceso de los equipos LHD para desechar la roca volada. También se necesita construir rampas entre niveles, que proporcionarán el flujo necesario de los equipos entre los distintos niveles (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

Las paradas serán minadas en desorden, y posteriormente se rellenarán con pasta cementada. Una vez que los topes primarios se eliminan y se rellenan, la extracción de los topes secundarios puede ocurrir después de que el curado del relleno en los topes primarios logre una resistencia que genere una dilución mínima. Se supone que el contenido de cemento del relleno de pasta es de 6% para paradas primarias y de 4% para paradas secundarias. Dentro de las paradas secundarias, una parte del vacío se puede llenar con relleno de roca no consolidada (URF) (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

Una pared vertical larga de una pendiente típica (18 m de alto x 20 m de largo) puede experimentar inestabilidad si las condiciones del terreno son deficientes. Debido a la naturaleza de este método de minería, la dimensión longitudinal de la pendiente orientada de este a oeste, con dirección de retirada, aumenta las posibles inestabilidades de la pared, si se presentan problemas, pueden controlarse operativamente al reducir la longitud de la pendiente. Por lo que no se generarán problemas significativos con los tamaños de tramos propuestos.

En el informe presentado por INV Metals (RPA), no se recomienda aumentar la longitud de la pendiente más allá de la dimensión de 30 m. En áreas donde la altura de la pendiente aumenta a 25 m, la longitud se reduce a 20 m para mantener la estabilidad. Con respecto a la parte posterior del talud típico excavado en la masa de roca silicificada, se recomienda no sobrepasar un ancho de talud de 18 m para los bloques de explotación, hasta que la masa rocosa esté mejor caracterizada, y se

pueda realizar un nuevo análisis que nos permita expandir las dimensiones ahora expuestas (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

Es importante que no se excaven paradas dentro de la masa de roca no silicificada. Si las paradas en la retirada se extraen primero, dependiendo de la calidad de la roca que se encuentra arriba del área que se extrajo, la masa de roca sobre la zona extraída puede comenzar a deformarse, lo que dificulta la extracción del nivel ubicado arriba. Nuevamente, esto se relaciona con la idea de desarrollar una secuencia tal que el frente minero se retire uniformemente de este a oeste (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

#### **4.1.1 Sostenimiento**

En cuanto a la fortificación de la masa rocosa, se prevé realizarlo de forma sistemática; una combinación de pernos con hormigón lanzado, que van a depender de las condiciones del terreno in situ. Para el desarrollo dentro de la zona silicificada se recomienda el uso de 5 pernos de refuerzo de 2,4 m de largo en la parte posterior con una disposición de 1,5 m por 1,5 m. A lo largo de las paredes, se recomienda instalar pernos a una altura de 1,5 m del piso, con una longitud de 1,8 m, utilizando el mismo patrón de empernado. En la roca anfitrión (zona no silicificada), las longitudes del perno siguen siendo los mismos. El espacio se reduce a 1,2 m por 1,2 m y se requiere hormigón proyectado reforzado con fibra con un espesor de 100 mm. Con un patrón de empernado típico como se muestra en la siguiente figura (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

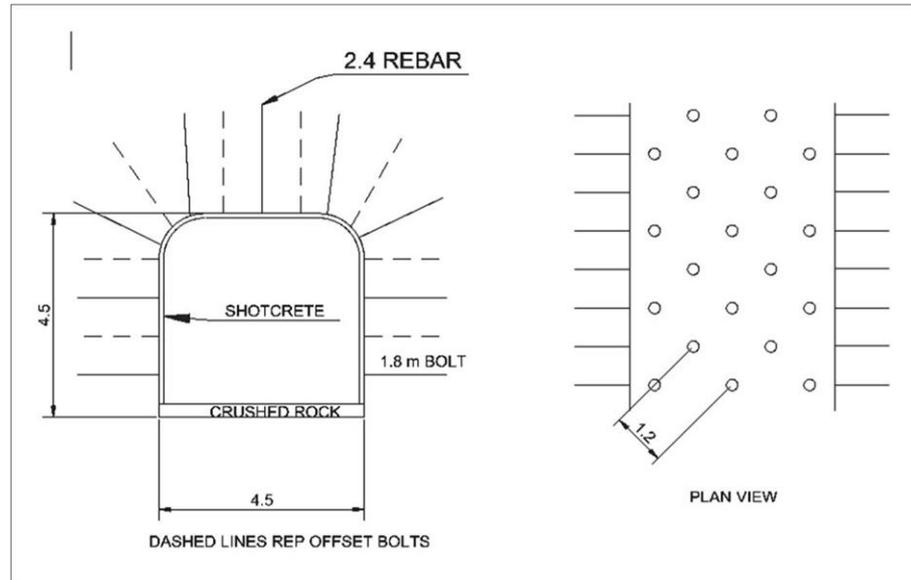


Figura 4.2: Patrón de empernado para el proyecto Loma Larga en metros.

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

El informe realizado por la empresa RPA, recomienda que los refuerzos en las intersecciones se los realicen con barras de refuerzo de 3 m de largo. El cambio de barra de refuerzo de 2,4 m a 3 m se la debe hacer una ronda antes y una ronda después de la intersección. Alternativamente, se pueden usar pernos de cable o pernos Swellex. Es posible que se requiera un soporte más pesado, posiblemente arcos de hormigón proyectado o conjuntos de acero, cerca del portal y en las partes superiores de la rampa si se encuentran malas condiciones del terreno (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

#### 4.2 Análisis y recomendación del tipo de maquinaria y equipos

Los equipos mineros que se utilizan en distintos proyectos mineros a lo largo del mundo son proporcionales a la magnitud de cada proyecto; la característica más importante a analizar antes de realizar la adquisición de un equipo minero es la tasa de producción diaria, que para el proyecto Loma Larga es de 3.000 t/día. A continuación, se detallan los equipos que se recomiendan adquirir para el funcionamiento del proyecto Loma larga, estos equipos han sido seleccionados por su calidad, tamaño, garantía y factibilidad de adquisición. De preferencia se ha optado en analizar marcas con distribución directa dentro del Ecuador, ya que esto

garantizaría la interacción directa del vendedor con el comprador sin la intervención de terceros.

#### 4.2.1 Jumbo - Boomer 282

Boomer 282 de la marca EPIROC es un equipo de perforación frontal, contiene dos brazos BUT 28 robustos. El rendimiento estable y altamente eficiente lo convierte en su primera opción para aplicaciones de extracción en mediana minería. Este equipo se lo puede usar para el desarrollo de los umbrales, galerías principales, y galerías de producción.



Figura 4.3: Jumbo Boomer 282

Fuente: (Epiroc, 2019)

Tabla 4.1: Especificaciones Técnicas (Boomer 282).

<b>Peso</b>	
Peso de la pluma o de la barra de perforación	12.800 kg
Peso de la cabina, lado del motor	5.500 kg
Peso total	19.300 kg

<b>Dimensiones</b>	
Ancho	1.990 mm
Altura con cabina	3.050 mm
Altura con techo arriba	3.000 mm
Altura con techo abajo	2.300 mm
Longitud total, incluido barra de perforación	11.830 mm
Distancia al suelo	290 mm

<b>Velocidad del equipo</b>	
En terreno plano	13 km/h
En terreno con pendiente	4.5 km/h

<b>Sistema eléctrico</b>	
Potencia total instalada	125 kW
Motores principales	2 x 55 kW
Voltaje	380-1000 V
Frecuencia	50-60 Hz
Transformador	4 kVA

<b>Sistema hidráulico</b>	
Bombas hidráulicas	2 unidades
Presión máxima del sistema	150-230 bar
Volumen del tanque de aceite hidráulico	195 l
Filtración	16 micras

<b>Perforadora</b>	
Modelo	COP 1638HD+
Altura sobre el centro de perforación	88 mm
Longitud sin vástago	1008 mm
Potencia de impacto	16 kW
Tasa de impacto	60 Hz
Presión hidráulica	200 bar
Sistema de rotación	Rotación separada
Velocidad de rotación	0-340 / 0-215 rpm
Par de rotación máxima	640/1.000 Nm
Consumo de aire a 2 bar	5 l/s
Consumo de agua	40-120 l/min
Peso	175 kg
Nivel de sonido	< 106 Db(A)

Fuente: (Epiroc, 2019)

Gráfico de las dimensiones del equipo.

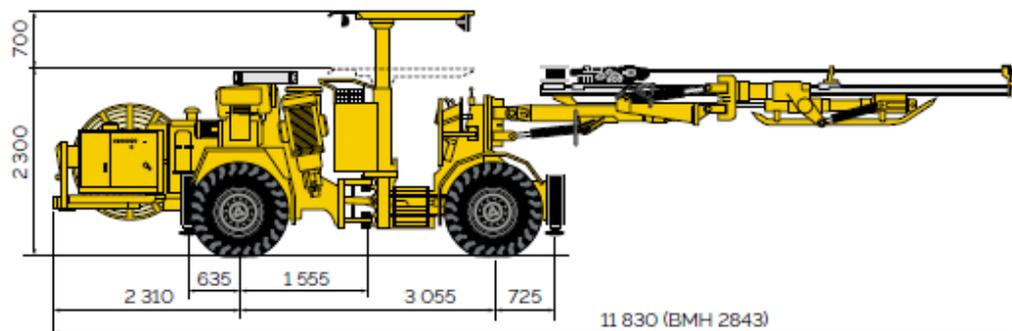


Figura 4.4: Vista lateral del Jumbo Boomer 282

Fuente: (Epiroc, 2019)

#### 4.2.2 Scoop - LHD: R2900G

Este equipo cumple con las características de carga y dimensiones que el proyecto necesita, además que, es una marca reconocida internacionalmente por su excelente calidad, éste equipo es de marca CATERPILLAR, que se distribuye dentro de todo el país, lo que facilita la adquisición de sus repuestos y del equipo como tal.



Figura 4.5: Cargadora LHD R2900G

Fuente: (Caterpillar, 2018)

Tabla 4.2: Especificaciones Técnicas del LHD: R2900G

<b>Motor</b>	
Modelo del motor	CAT C15 ACERT
Potencia nominal	1800 Rev/min
Potencia bruta: SAE J1995	305 kw
Calibre	137.2 mm
Carrera	171.5 mm
Cilindraje	15.2 l
Potencia bruta, motor Tier 3: SAE J1995	305 kw
Potencia bruta, motor VR: SAE J 1995	305 kw

<b>Transmisión</b>	
Avance 1	5.4 km/h
Avance 2	9.7 km/h
Avance 3	17.3 km/h
Avance 4	29.8 km/h
Atrás 1	6.6 km/h
Atrás 2	11.8 km/h
Atrás 3	21 km/h
Atrás 4	35.5 km/h

<b>Tiempos de ciclo Hidráulico</b>	
Elevación	9.2 segundos
Descarga	3.4 segundos
Bajada en vacío	3.1 segundos
Tiempo total del ciclo	15.7 segundos

<b>Capacidad de los cucharones</b>	
Capacidad de los cucharones	6.3 – 8.9 m <sup>3</sup>
Cucharón: 1	6.3 m <sup>3</sup>
Cucharón: 2	7.2 m <sup>3</sup>
Cucharón: 3	8.3 m <sup>3</sup>
Cucharón: 4	8.9 m <sup>3</sup>

<b>Dimensiones de Giro</b>	
Oscilante al eje	8 grados
Angulo de articulación	42.5 grados
Radio de espacio libre interior	3383 mm
Radio libre exterior	7323 mm

<b>Tamaño de los Neumáticos</b>	
Tamaño	29.5 x 29 34 PLY VSMS

<b>Capacidad de llenado servicio</b>	
Carter del motor	34 l
Diferencial delantero, sistema de refrigeración de aceite del eje	159 l
Diferencial trasero, sistema de refrigeración de aceite de los ejes	167 l
Depósito de combustible: doble	1.425 l
Deposito hidráulico	140 l
Diferencial delantero	119 l
Diferencial trasero	127 l
Sistema de refrigeración	75 l
Transmisión	62 l

<b>Estándares</b>	
<b>Cabina/ROPS</b>	ISO 3471, SAE J1040, AS2294.2, EN13510
<b>Frenos</b>	ISO 3450, AS2958.1, CAN – CS424.30 – M90

<b>Normas</b>	
<b>Normas</b>	Cabina ROPS/FOPS certificada
<b>Cabina/FOPS</b>	ISO 3449, SAE J231, AS2294.3

Fuente: (Caterpillar, 2018).

### 4.2.3 Camión Minero - AD45B

Al igual que su antecesor este equipo también es de marca CATERPILLAR; y cumple con los estándares y especificaciones de carga requeridas por la mina.



Figura 4.6: Camión Minero AD45B

Fuente: (Caterpillar, 2018)

Tabla 4.3: Especificaciones Técnicas del Camión minero AD45B

<b>Motor</b>	
Potencia nominal	1.800 rpm
Potencia bruta: motor VR: SAE J1995	408 kw
POTENCIA BRUTA – Motor Tier 3 – SAE J1995	408 kw
Diámetro	145 mm
Trazo	183 mm
Desplazamiento	18.1 l

<b>Especificaciones de Operación</b>	
Volumen bruto de la maquina	85 000 kg
Capacidad de carga útil nominal	45 000 kg

<b>Pesos</b>	
Vacío	40.000 kg
Cargado	85.000 kg
Cargado: eje delantero	38.760 kg
Cargado: eje trasero	46.240 kg
Vacío: eje delantero	27.600 kg
Vacío: eje trasero	12.400 kg

<b>Transmisión</b>	
Avance 1	8.0 km/h
Avance 2	10.9 km/h

Avance 3	15.1 km/h
Avance 4	20.6 km/h
Avance 5	28.1 km/h
Avance 6	38.1 km/h
Avance 7	52.0 km/h
Retroceso 1	7.5 km/h
Retroceso 2	10.1 km/h

<b>Levantamiento de Caja</b>	
Levantar	16 segundos
Bajar	21 segundos
Tiempo de ciclo total	37 segundos

<b>Capacidad de Caja</b>	
Caja expulsora	22.9 m <sup>3</sup>
Caja 1	18 m <sup>3</sup>
Caja del camión 2 ( caja entandar )	21.3 m <sup>3</sup>
Caja del camión 3	25.1 m <sup>3</sup>

<b>Dimisiones de Giro</b>	
Radio de espacio libre exterior	9.291 mm
Radio de espacio libre interior	5.310 mm

<b>Capacidad de llenado</b>	
Carter del motor con filtro	64 l
Transmisión	60 l
Diferencial mandos delanteros	77 l
Diferencial mandos traseros	83 l

<b>Capacidades de Recambio de Servicio</b>	
Deposito Hidráulico	266.0 l
Sistema de Refrigeración	85.0 l
Depósito de Combustible	764.0 l

Fuente: (Caterpillar, 2018).

#### 4.2.4 RoboShot (SS2)

Este equipo es un sistema robusto de pulverización de hormigón proyectado mecanizado, desarrollados específicamente para aplicaciones de soporte en tierra subterránea. La unidad está optimizada para hacer uso de los últimos desarrollos en materiales de hormigón proyectado húmedo, aditivos y procesos de pulverización para reducir las partículas en el aire al tiempo que garantiza un rendimiento de alta calidad, proporcionando al operador flexibilidad en los mandos y alta productividad. Este equipo tiene cero emisiones, reducción de ventilación y ruido ya que opera con energía eléctrica.



Figura 4.7: Lanzador de hormigón SS2

Fuente: (Maclean, 2019).

Tabla 4.4: Especificaciones Técnicas (Roboshot SS2).

<b>Motor</b>	
Modelo	Mercedes 904
Potencia	110 kW
# Cilindros	4

<b>Transmisión</b>	
Serie	Dana 32000
# velocidades	3
1ª marcha	3 km/h
2ª marcha	6 km/h
3ª marcha	11 km/h

<b>Ejes</b>	
Modelo	Dana 113
Capacidad	15000 kg

Oscilación en eje final de potencia	+/- 10 grados
-------------------------------------	---------------

<b>Sistema Eléctrico</b>	
Desconexión con función de bloqueo	24V
Alternador	24V Y 95A
Luces LED de marcha trasera	4
Faros LED	4

<b>Sistema Hidráulico</b>	
Bomba de pistón	110 l/min
Presión	210.9 kg/cm <sup>2</sup>
Filtro de retorno	10 micras

<b>Volumen y Capacidades</b>	
Tanque hidráulico	190 l
Tanque diésel	178 l

<b>Pesos y Dimensiones</b>	
Vacío	16200 kg
Ancho	1.83 m
Longitud	9.18 m
Altura	2.29 m
Angulo de dirección	+/- 45 grados
Radio de giro interior	4.36 m
Radio de giro exterior	6.63 m
Tamaño de neumáticos	25.4 cm x 50.8cm

<b>Características del Pulverizador Telescópico</b>	
Longitud de la barra de pulverización retraída	2.9 m
Longitud de la barra de pulverización extendida	7.0 m
Rotación de la boquilla	360 grados
Volcado de la boquilla	240 grados
Oscilación de la barra horizontalmente	180 grados
Altura máxima de cobertura	8.75 m

<b>Bomba de Hormigón proyectado</b>	
Velocidad de bombeo	13 m <sup>3</sup> /h
Tolva con vibrador	0.25 m <sup>3</sup>

<b>Sistema de dosificación aditivo (motor y controlador de velocidad)</b>	
Versión eléctrico	475 l
Versión Diésel	750 l

Fuente: (Maclean, 2019).

Vista superior:

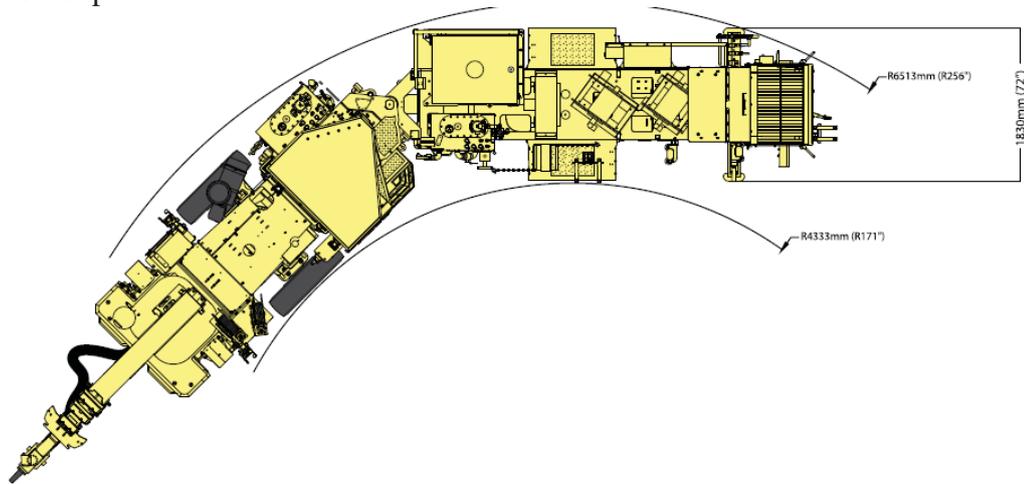


Figura 4.8: Vista superior del Roboshot SS2

Fuente: (Maclean, 2019)

Vista lateral:

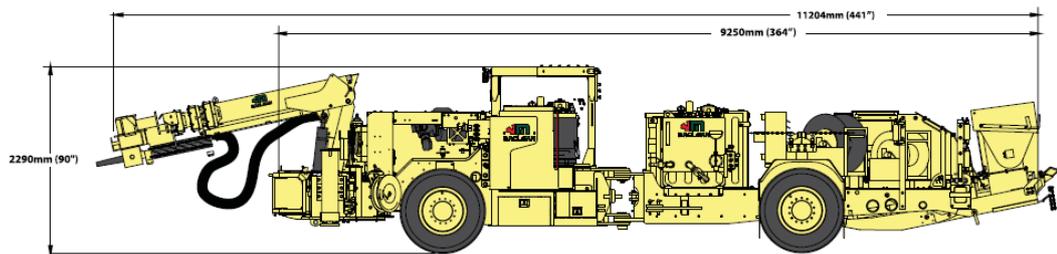


Figura 4.9: Vista lateral del Roboshot SS2

Fuente: (Maclean, 2019)

#### 4.2.5 Transmixer (TM3)

Este equipo minero es muy útil ya que cuenta con una capacidad hasta de 6.0 m<sup>3</sup> de carga útil de concreto, el tambor es de perfil bajo, y cuenta con un gato de estabilización y elevación. Su utilización es para construcción de trabajo pesado. La puerta de descarga externa es hidráulica y controlada, proporcionalmente es amigable para el operador y reduce el daño al mecanismo de apertura, a la vez cuenta con motores limpios de alta potencia controlados electrónicamente, con un sistema de escape con purificador y silenciador.



Figura 4.10: Transmixer TM3

Fuente: (Maclean, 2019)

Tabla 4.5: Especificaciones Técnicas TransMixer TM3

<b>Motor</b>	
Modelo	Motor Mercedes 904
Potencia	110 kW
# Cilindros	4

<b>Transmisión</b>	
Serie	Dana 32000
# Velocidades	3
1 <sup>a</sup> Marcha	3 km/h
2 <sup>a</sup> Marcha	7 km/h
3 <sup>a</sup> Marcha	11 km/h

<b>Ejes</b>	
Capacidad	15000 kg
Oscilación en eje final de potencia	+/- 10 grados

<b>Sistema Eléctrico</b>	
Desconexión maestra con función de bloqueo	24 V
Alternador	24 V y 95 A
Reserva de luces	4
Faros	4
Faros de trabajo	2 adelante, 4 atrás

<b>Sistema Hidráulico</b>	
Tipo de Circuito	Hidráulico de centro cerrado
Bomba de pistón	110 l/min
Presión	210.9 kg/cm <sup>2</sup>
Filtro de retorno	10 micras

<b>Volumen y Capacidades</b>	
Tanque hidráulico	95 l
Tanque de diésel	150 l
Tamaño de neumáticos	1.13m x 0.41m

<b>Pesos y Dimensiones</b>	
Tambor vacío	18200 kg
Ancho del equipo	2.43 m
Longitud del equipo	8.97 m
Altura del equipo	2.46 m
Angulo de dirección	40 grados
Radio de giro interior	5.18 m
Radio de giro exterior	7.87 m

<b>Capacidades del Remixer (Tambor)</b>	
Capacidad al 100%	6.1 m <sup>3</sup>
Capacidad de concreto	5.0 m <sup>3</sup>
Dimensión puerta de carga	1.1m x 0.6m

Fuente: (Maclean, 2019)

Vista superior:

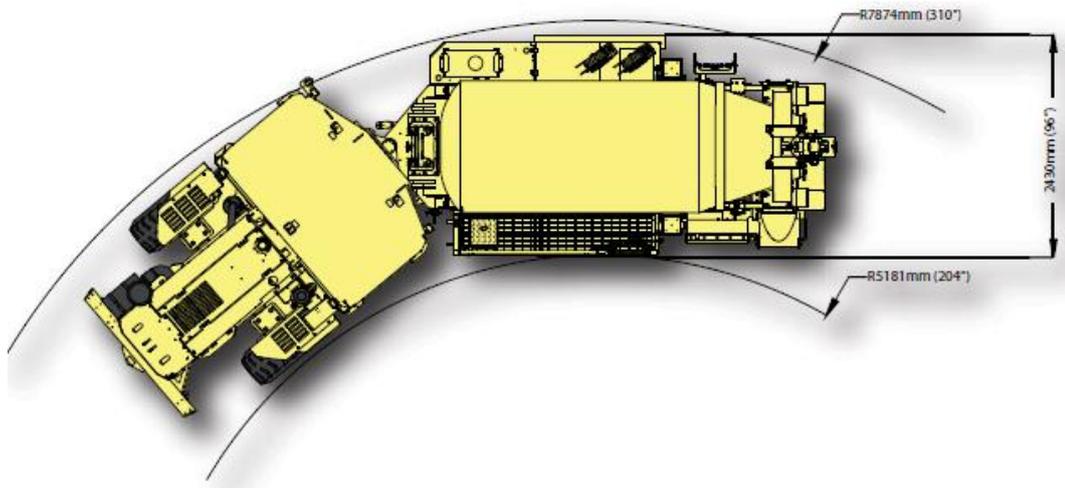


Figura 4.11: Vista Superior del Mixer TM3

Fuente: (Maclean, 2019)

Vista lateral:

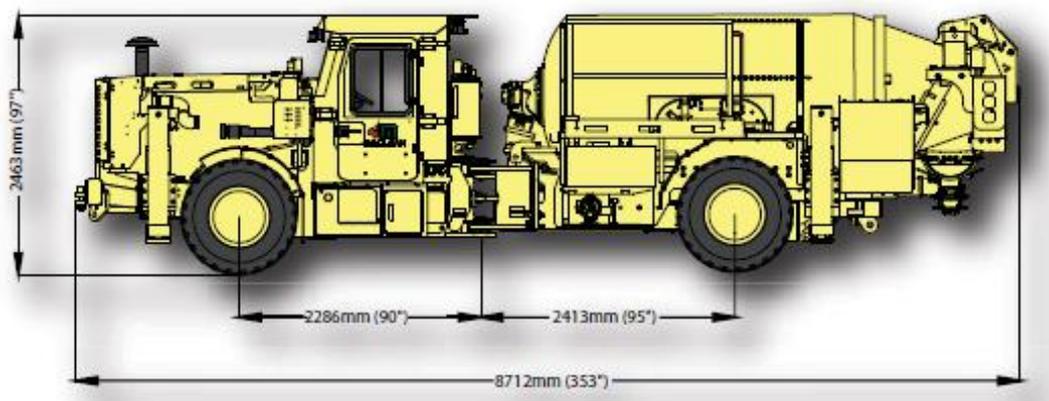


Figura 4.12: Vista Lateral del Mixer TM3

Fuente: (Maclean, 2019)

#### 4.2.6 Empernador - Boltec M

Equipo que tiene como objetivo empernar los distintos tipos de pernos planificados, y su funcionamiento es totalmente mecanizado. Se puede instalar una variada gama de tipos de pernos; desde 1,5 a 3.5 m de longitud a una altura de hasta 9 m.



Figura 4.13: Boltec M

Fuente: (Epiroc, 2019)

Tabla 4.6: Especificaciones Técnicas del Empernador - Boltec M

<b>Peso</b>	
Peso de la pluma o de la barra	15.500 kg
Peso de la cabina, lado del motor	6.700 kg
Peso Total	21.600 kg

<b>Dimensiones</b>	
Ancho	2.245 mm
Altura, cabina fija ROPS y FOPS	3.021 mm
Altura, techo protector (min/max)	2.361/3.061 mm
Longitud del equipo	13.937 mm
Distancia del suelo	254 mm
Radio de giro exterior	6.600 mm
Radio de giro interior	4.100 mm
Longitud del brazo de perforación	9.000 mm

<b>Velocidad de Marcha</b>	
En terreno plano	15 km/h
En terreno con pendiente	5 km/h

<b>Profundidad de perforación</b>	
Mínimo	1.500 mm
Máximo	3.500 mm

<b>Diámetro de las brocas</b>	
Mínimo	32 mm
Máximo	56 mm

Fuente: (Epiroc, 2019)

Gráfico de las dimensiones del equipo.

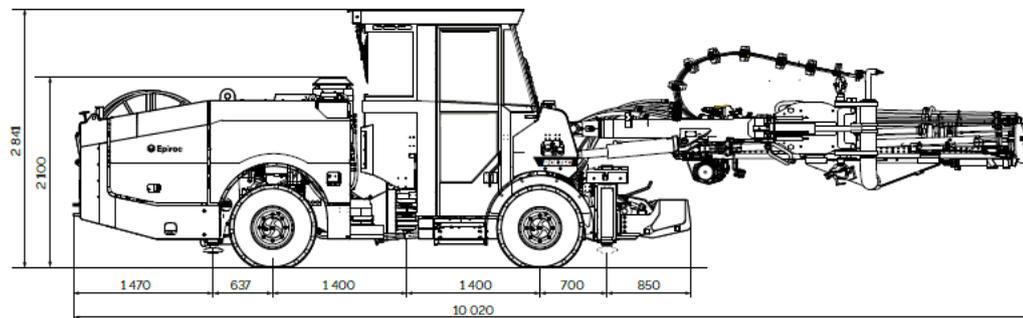


Figura 4.14: Vista Lateral Boltec M

Fuente: (Epiroc, 2019).

#### 4.2.7 Simba M4

Equipo Simba M4 de la marca EPIROC, su trabajo es perforar agujeros largos para la producción; se lo puede utilizar en mediana y gran minería. Se adapta a una amplia gama de brocas, taladros y martillos en el orificio, para las distintas necesidades. El operador del equipo disfruta de una excelente maniobrabilidad gracias a su diseño compacto.



Figura 4.15: Perforadora Simba M4

Fuente: (Epiroc, 2019)

Tabla 4.7: Especificaciones Técnicas de la perforadora Simba M4

<b>Dimensiones</b>	
Ancho	2.386 mm
Altura con cabina	3.100 mm
Longitud del equipo	10.500 mm
Altura con techo arriba	3.600 mm
Altura con techo abajo	2.360 mm
Distancia al suelo	265 mm
Radio de giro exterior	6.900 mm
Radio de giro interior	3.800 mm

<b>Velocidades</b>	
En terreno plano	15 km /h
En terreno con pendiente	5 km/h

<b>Peso</b>	
Peso de la pluma o barra de perforación	12300 kg
Peso de la cabina, lado del motor	5.500 kg
Peso total del equipo	17.800 kg

<b>Sistema eléctrico</b>	
Potencia total instalada	118 kW
Voltaje	400 – 1000 V

<b>Diámetros de las barras de perforación</b>	
Diámetro mínimo	51 mm
Diámetro máximo	178 mm

<b>Longitud de perforación</b>		
<b>Diámetro de la broca</b>	<b>Longitud</b>	<b>Longitud ITH</b>
56 mm	80 m	65 m
52 mm	120 m	70 m
46 mm	120 m	95 m
45 mm	150 m	125 m
33 mm	200 m	200 m

Fuente: (Epiroc, 2019)

Gráfico de las dimensiones del equipo.

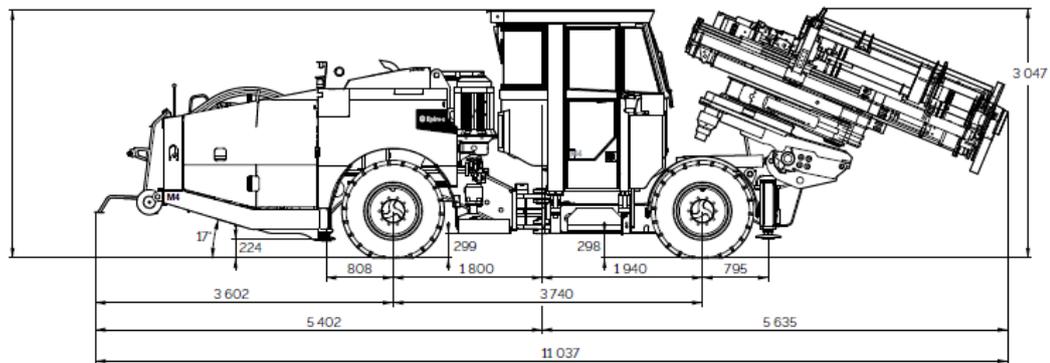


Figura 4.16: Vista lateral de la perforadora Simba M4

Fuente: (Epiroc, 2019)

#### 4.2.8 Cargador de ANFO

El siguiente equipo es un cargador de anfo de la marca TITAN, el cual tiene una cobertura completa de galería desde una única ubicación. Pueden ser operados por una o dos personas, con un desplazamiento subterráneo rápido entre lugares de trabajo, su motor consta de bajo consumo de combustible y combustión limpia, que reduce al mínimo las emisiones tóxicas con un mantenimiento fácil con diagnóstico electrónico del motor y puntos accesibles y utilizables para llenar combustible y engrasar. Consta con un sistema de tracción en sus cuatro ruedas y la transmisión Powershift proporciona una tracción excelente.



Figura 4.17: Cargador de ANFO Titán

Fuente: (Titan, 2018)

Tabla 4.8: Especificaciones Técnicas del cargador de ANFO Titán

<b>Motor</b>	
Marca/ Modelo	Deutz TCD 2013 L4 2V
Potencia máxima	129 kW
Torsión máxima	670 Nm
Tanque diésel	150 l

<b>Transmisión</b>	
Marca/ Modelo	Dana Spicer T24000
<b>Rendimiento</b>	
Gradiente máximo	30%
# velocidades	3
1ª marcha	6 km/h
2ª marcha	12 km/h
3ª marcha	24 km/h
Esfuerzo de tracción máximo	119 kN
Velocidad máxima en inclinación	11 km/h
Radio de giro interno	4.226 mm
Radio de giro externo	6.986 mm

<b>Ejes</b>	
Marca / Modelo	Dana Spicer 113
Parte delantera	+/- 8 grados de oscilación
Parte trasera	Rígido

<b>Especificaciones de la canasta</b>	
Dimensión de la cesta	1590 mm x 790 mm
Capacidad máxima de levantamiento	500 kg
Altura máxima de elevación (base de la cesta)	5800 mm
Orientación de la canasta	+/- 35 grados

<b>Unidad de carga ANFO</b>	
Capacidad del tanque ANFO	2 x 250 l
Material del tanque ANFO	Acero inoxidable
Manguera ANFO	Anti estático
Longitud de la manguera ANFO	25 m
Cantidad de almacenamiento explosiva	2 cajas anti estáticas para tapas y explosivos primarios

<b>Sistema hidráulico</b>	
Tipo de bomba	Desplazamiento variable
Presión máxima	210 bar
Tasa de flujo	99 l/min
Tanque de aceite hidráulico	150 l
Retorno del filtro de aceite	10 micras

<b>Sistema eléctrico</b>	
Voltaje	24 VDC
# de luces de trabajo	2 luces LED
Luces de respaldo/ auxiliares	Luces LED 2/2
Señales	Luces de giro y luces traseras
<b>Dimensiones y peso</b>	
Peso	12.000 kg
Longitud	9.945 mm
Anchura	2.100 mm
Altura	2.400 mm

Fuente: (Titan, 2018)

Gráfico de las dimensiones del equipo.

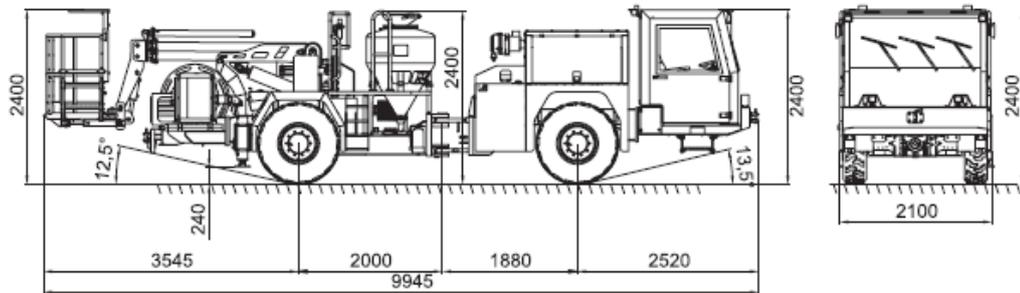


Figura 4.18: Vista lateral del cargador de ANFO Titán

Fuente: (Titan, 2018)

### 4.3 Nivel de producción y tiempo de vida útil de la mina

Dentro del planeamiento minero Loma Larga, se estima que la vida útil del proyecto sea de 12 años. Con un total de 13.9 millones de toneladas de mineral extraíbles a una ley promedio de 4.91 g/t de oro, 29.6 g/t de plata y 0.29% de cobre, recuperando 2.0 M oz de oro, 12.6 M oz de plata y 84.5 millones de libras de cobre durante la vida útil de la mina. En términos de oro equivalente, Loma Larga recuperará 2.4 M oz a un promedio de 206,000 oz por año (INVMetals, Presentación Corporativa, 2018).



Figura 4.19: Diseño de la Mina.

Fuente: (INVMetals, Presentación Corporativa, 2018).

El método seleccionado para la explotación del proyecto minero loma larga es subterráneo. La minería se lleva a cabo con equipos mecanizados, trabajando tres turnos de ocho horas por día para producir 3.000 tpd de mineral, con un incremento

a 3 400 tpd en el año 5. El año 1 tendrá un procesamiento de 945 ktpa, los años 2 a 10 procesarán a la capacidad de diseño de 1,050 ktpa, el año 11 procesará 959 ktpa, mientras que el año 12 procesará 284 ktpa. Excluyendo el año 12, el sitio producirá concentrados que contienen un promedio de 150,000 onzas de oro por año (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016).

Gracias a las condiciones del terreno que son competentes los bloques de explotación serán de 18 metros de ancho, por 20 metros de largo y por 20 metros de alto. De igual manera, se plantea que para la etapa de construcción de mina el proyecto contrate a 850 empleados, y en la etapa de explotación se planea tener un total 450 empleados permanentes (INVMetals, Presentación Corporativa, 2018).

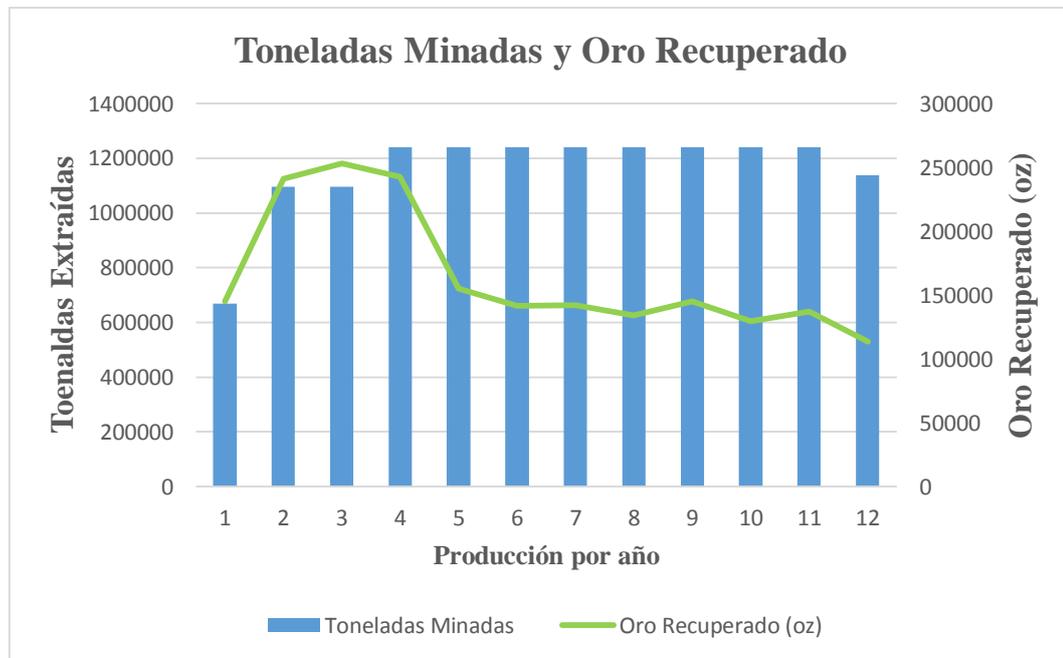


Figura 4.20: Gráfico de producción durante los doce años de vida del proyecto

Fuente: (INVMetals, Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador, 2016)

Tabla 4.9: Producción durante los doce años de Vida Útil del Proyecto

<b>Año</b>	<b>Grado Extraído (g/t)</b>	<b>Toneladas Minadas (t)</b>	<b>Oro Recuperado (oz)</b>
<b>1</b>	7.49	669 775	145 134
<b>2</b>	7.61	1 095 000	241 081
<b>3</b>	7.99	1 095 000	253 201
<b>4</b>	6.76	1 241 000	242 862
<b>5</b>	4.32	1 241 000	155 135
<b>6</b>	3.94	1 241 000	141 378
<b>7</b>	3.96	1 241 000	142 192
<b>8</b>	3.73	1 241 000	133 967
<b>9</b>	4.04	1 241 000	145 007
<b>10</b>	3.6	1 241 000	129 400
<b>11</b>	3.81	1 241 000	136 956
<b>12</b>	3.45	1 138 700	113 684
<b>TOTAL</b>		<b>13.926.475</b>	<b>1.979.997</b>

Fuente: (INVMetals, Presentación Corporativa, 2018).

#### **4.4 Modelamiento del sistema de explotación**

Para poder elaborar el desarrollo de mina, se debe de conocer la geometría del yacimiento. Es por esto que hemos modelado las zonas principales mineralizadas; alta y baja, de 3 g y 0.8 g respectivamente. En estas zonas es donde se va a diseñar el modelamiento del proyecto; esto implica crear los bloques de explotación, al igual que, sus accesos; galerías principales y galerías de producción o estribos.

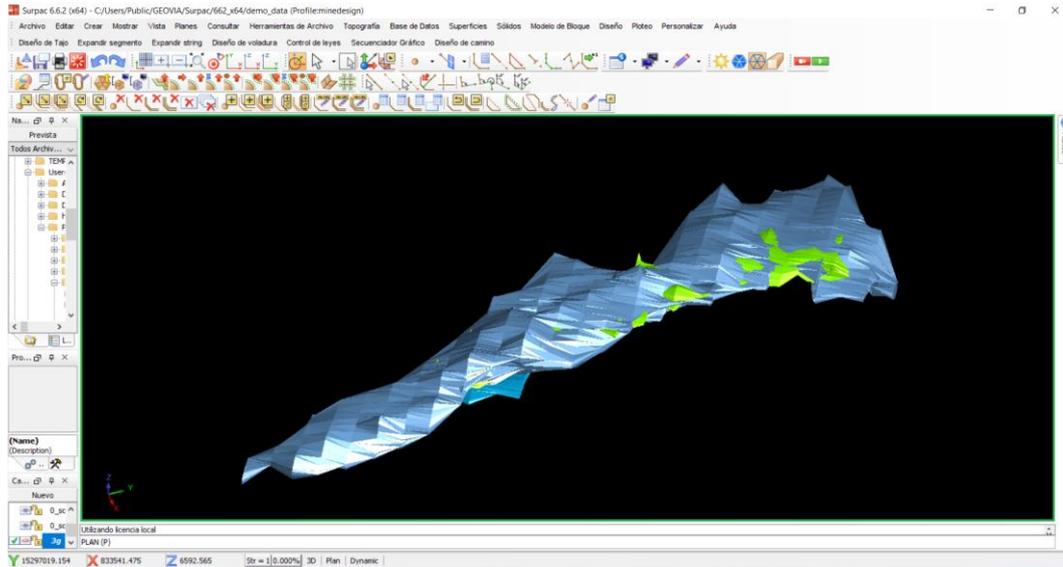


Figura 4.21: Sólido del cuerpo mineralizado; zonas alta y baja ley.

La siguiente tabla muestra el cálculo de los volúmenes de las zonas antes mencionadas, unitario y global.

Tabla 4.10: Volúmenes de las zonas mineralizadas en metros.

Zona	Volumen (m <sup>3</sup> )
Alta (3 gramos)	599.029,6
Baja (0.8gramos)	12.011.081,44
Alta y Baja (3 y 0.8 gramos)	<b>12.029.052,33</b>

La densidad aparente en nuestro proyecto es de 2.7 t/m<sup>3</sup>; dato que INV Metals utilizo para la estimación de reservas, tendríamos como resultado:

Tabla 4.11: Tonelaje extraído y total del yacimiento

Descripción	Toneladas
<b>Toneladas Minadas</b>	13.926.475
<b>Toneladas totales en el yacimiento</b>	32.478.441,29

Según los parámetros geomecánicos del yacimiento (roca buena); se realizó el cálculo para las dimensiones de los bloques de extracción con la tabla; consideraciones de selección para el método Long Hole Stopping transversal (figura 25), publicado por la Universidad de Queens obtuvimos como resultados las siguientes dimensiones: 18 metros de ancho, por 20 metros de alto, y 20 metros de largo, incluyendo en la altura la construcción del umbral de extracción. Como se observa en la siguiente figura.

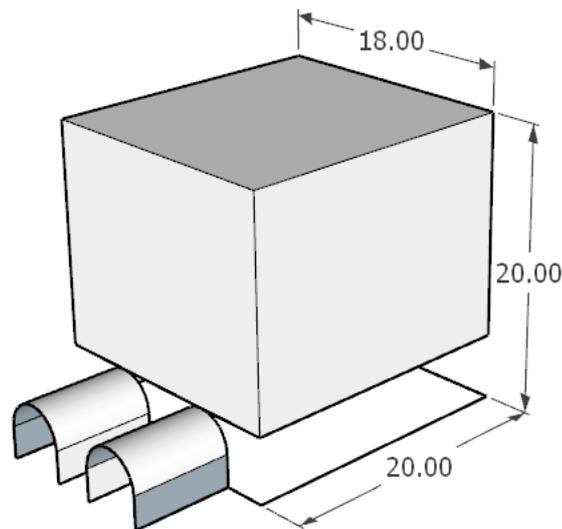


Figura 4.22: Medidas de los bloques de extracción en metros.

Con estas dimensiones; y tomando como dato la densidad aparente de  $2.7 \text{ t/m}^3$ . Se realizó el cálculo del número de bloques que se van a necesitar construir, a lo largo de la vida útil del proyecto Loma Larga.

Tabla 4.12: Número de bloques requeridos para la extracción en el yacimiento Loma Larga.

Descripción	Toneladas
Bloque de explotación	19.440
Toneladas Minadas	13.926.475
N <sup>0</sup> de Bloques requeridos	717

La disposición de los bloques de explotación se describe en la siguiente tabla:

Tabla 4.13: Disposición de los bloques de explotación

Orientación	Nº de Bloques
Norte – Sur	75
Este – Oeste	3 a 4
Columnas	3

La secuencia de extracción que se va a utilizar, es una secuencia típica usada la mayoría de las explotaciones mineras que se realicen bajo el método Long Hole Stopin Transversal. Secuencia minera 1 – 5 – 9. El desarrollo de esta secuencia, implica extraer los bloques del horizonte inferior, dejando una separación de bloques mineralizados, los mismos que se extraerán en una siguiente etapa.

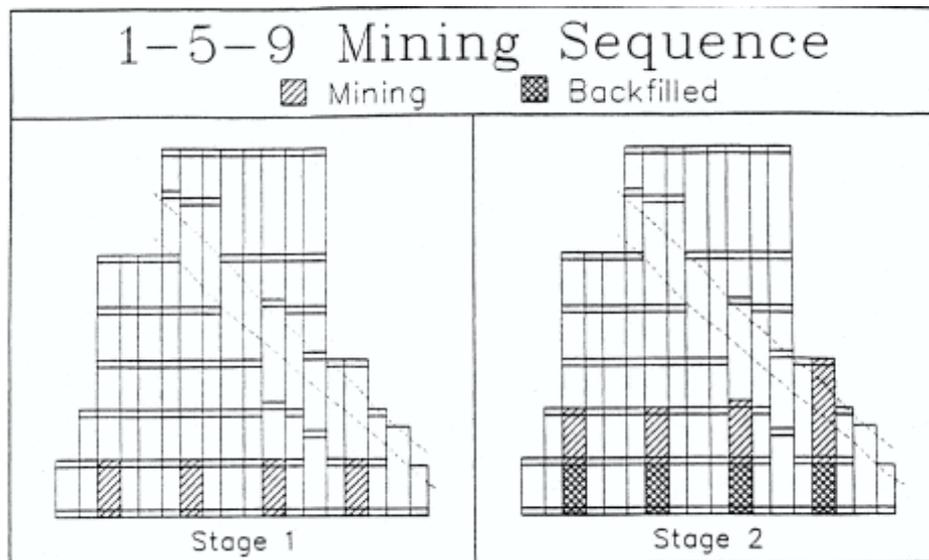


Figura 4.23: Secuencia 1-5-9

Fuente: (Queens, 2018)

A medida que la extracción asciende, el relleno también lo hace. Esto ayuda a que se puede bajar nuevamente a extraer los bloques dejados en la primera etapa.

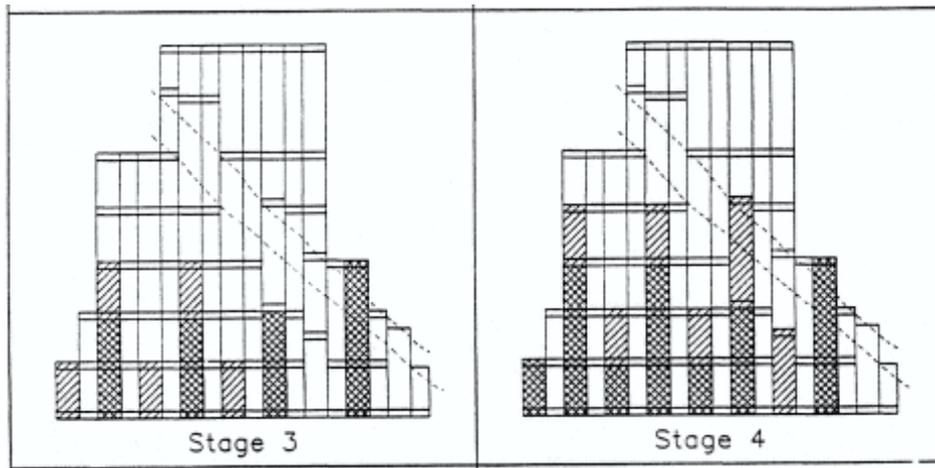


Figura 4.24: Secuencia 1-5-9

Fuente: (Queens, 2018)

La etapa 5 y 6, demuestran cómo quedaría el relleno en los bloques extraídos en las campañas de explotación primarias.

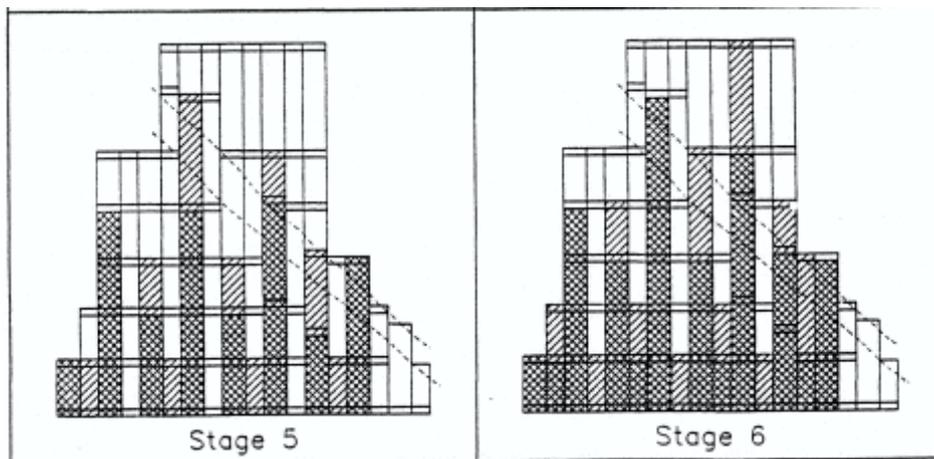


Figura 4.25: Secuencia 1-5-9

Fuente: (Queens, 2018)

La extracción se la realizará en retirada de este a oeste. Esto se da por motivos constructivos, que dependen directamente de las condiciones mecánicas de la roca presentes en el cuerpo mineralizado.

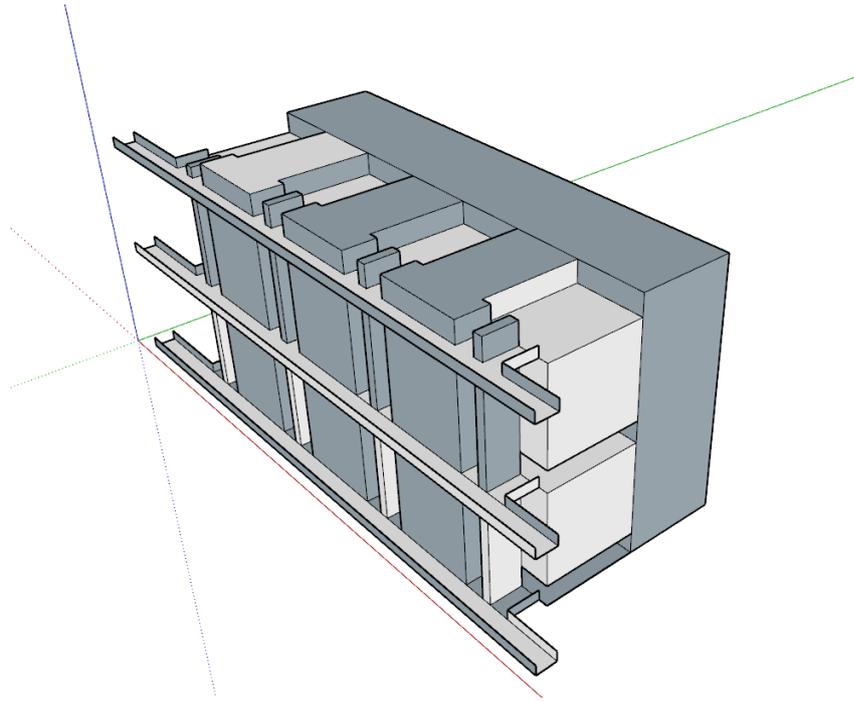


Figura 4.26: Diseño de los bloques de explotación.

Las dimensiones de las secciones; tanto de las rampas principales como de las rampas de producción serán de 4.50 metros de ancho por 4.50 metros de alto, en forma de herradura.

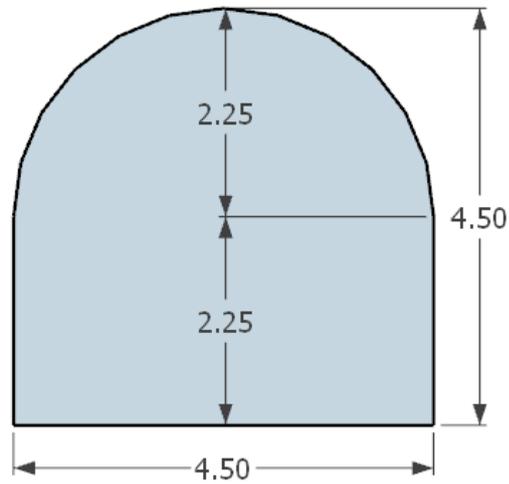


Figura 4.27: Dimensiones de la sección en metros

Las rampas principales se construirán a una distancia de 20 metros entre sí; desde el piso de la rampa inferior hasta el piso de la rampa verticalmente superior, dando un total de 3 rampas con una inclinación de + 4 grados Norte – Sur.

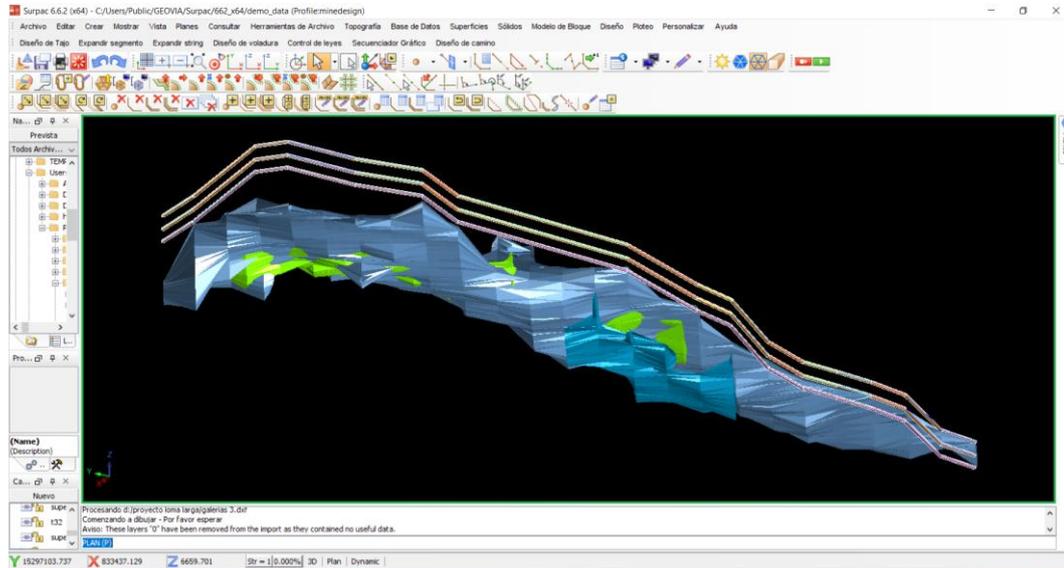


Figura 4.28: Disposición de las tres rampas

Las especificaciones de las galerías principales se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 4.14: Especificaciones de las galerías principales

Descripción	Longitud (m)	Volumen (m <sup>3</sup> )
<b>Galería P1</b>	1.918,70	28.000,24
<b>Galería P2</b>	1.918,70	28.000,24
<b>Galería P3</b>	1.918,70	28.000,24
<b>Total</b>	<b>5.756,1</b>	<b>84.000,72</b>

Para un mejor secuenciamiento en la extracción del mineral arrancado, se dispondrá de la construcción de dos estribos por bloque de explotación, sus dimensiones serán las mismas longitudes que presenta la sección de la rampa principal, y estarán posicionados en el centro del bloque a una distancia de tres metros entre sí. Tanto en umbral superior como el inferior, tendrán una altura de 4.5 metros, como se observa en la siguiente figura.

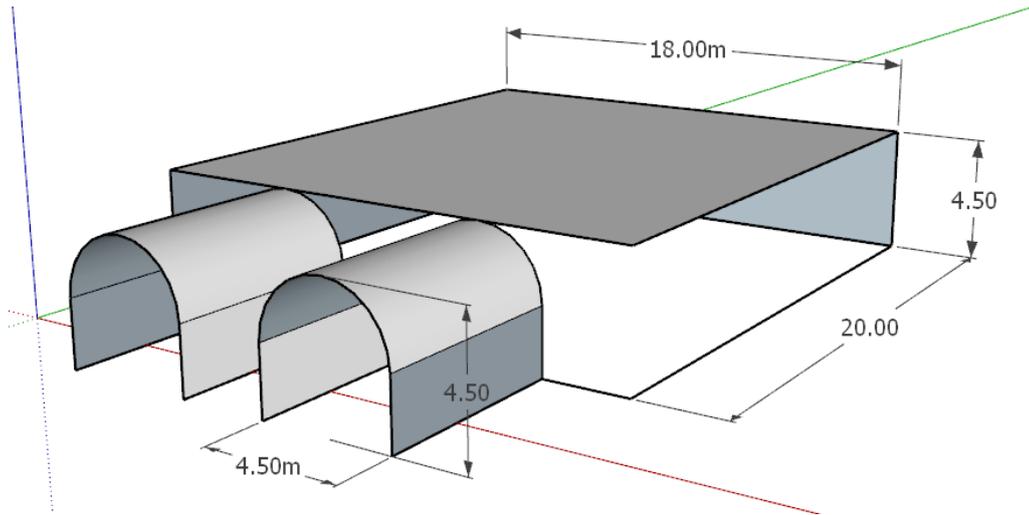


Figura 4.29: Dimensiones de los estribos de producción y del umbral de perforación en metros.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### Conclusiones

- El sistema Long Hole Stoping transversal; se acopla perfectamente al yacimiento Loma Larga, gracias a la geometría y condiciones del mismo.
- Este sistema nos asegura un alto porcentaje de extracción, por la adaptabilidad del método con el proyecto.
- Los tamaños de los bloques de extracción propuestos son de 18 m de ancho, por 20 m de altura y 20 m de longitud.
- La construcción, tanto de las galerías principales como de las galerías de producción o estribos, se la ejecuta dentro del cuerpo mineralizado; esto genera una recuperación de mineral anticipada, y minimiza el costo de construcción, que por lo general se lo realiza en zonas estériles.
- El rendimiento de trabajo es óptimo y seguro, ya que el método Long Hole Stoping funciona en un alto porcentaje mecanizado.
- Gracias a la versatilidad del sistema, se puede modificar la extracción para obtener modificaciones de rendimiento en el transcurso de la explotación, obteniendo como resultado un cierre de mina anticipado.
- Con este método se pretende extraer un total de 13.926.475 toneladas de material, que contienen un total de 1.979.997 de onzas de oro, que serán recuperadas durante los 12 años de vida útil del proyecto Loma Larga.

## **Recomendaciones**

- No se recomienda realizar la construcción de bloques de extracción dentro de la zona no silicificada, ya que la calidad de roca de esta zona es baja, RMR de 54.
- No superar las longitudes de los bloques recomendadas, ya que podría ocasionar el colapso de uno de estos, generando inconvenientes operacionales, como riesgo al personal y/o a la maquinaria.
- En caso de que se presente dilución o deformación de los bloques de extracción, se recomienda disminuir las longitudes propuestas hasta encontrar la estabilidad.
- El relleno de los bloques se lo debe realizar con material estéril obtenido en el proyecto, para reducir el impacto generado por la construcción de escombreras.
- Al realizar el relleno verificar que este se lo realice de forma continua y compacta, ya que se podrían generar cámaras de aire, que repercuten en la resistencia de los bloques.
- No se recomienda que un bloque abierto supere las 4 semanas, ya que por condiciones geomecánicas el mismo podría colapsar.
- Los equipos mineros descritos se acoplan perfectamente para la extracción del mineral en el proyecto, no se recomienda sobrepasar las dimensiones de los mismos.

## BIBLIOGRAFÍA

- Apaza, E. R. (2013). Implementación de Taladros Largos en vetas angostas para determinar su Incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras Pashca, Mina Huarón S.A. (Tesis de Ingeniero de Minas). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa.
- Brady, B., & Brown, E. (2004). *Rock Mechanics for underground mining*. USA: Springer Science + Business Media, Inc.
- Castañón, C. (30 de Julio de 2018). RECMIN. Obtenido de [https://recmin.com/WP/?page\\_id=88](https://recmin.com/WP/?page_id=88)
- Castillo Anyosa, B. (2015). Método de explotación subterránea: sublevel stopin. *Underground Mining Methods*, 69.
- Caterpillar. (15 de 01 de 2018). IIASA CAT. Obtenido de <https://iiasacat.com.ec/>
- Crespo, J. W. (2007). Elección del Sistema de Explotación del Bloque R-Norte de la veta Santa Ana, Distrito Minero Zaruma-Portovelo. (Tesis de Ingeniero en Minas). Escuela Superior Politécnica del Litoral, Guayaquil.
- Darlin, P. (2011). *SME Mining Engineering Handbook*. USA: SME.
- De La Cruz, P., & Mallcco, F. (2014). Aplicación de Taladros Largos en Vetas Angostas, para reducir Costos de Operación en la Zona Esperanza - CIA Minera Casapalca S.A. (Tesis de Ingeniero de Minas). Universidad Nacional de Huancavelica, Huancavelica.
- Epiroc. (23 de Enero de 2019). Epiroc. Obtenido de <https://www.epiroc.com/es-es/products/drill-rigs/production-drill-rigs/simba-m4>
- esri. (30 de Julio de 2018). esri. Obtenido de <https://www.esri.com/en-us/what-is-gis/overview>
- García, J. J. (2011). Planeamiento Minero de Corporación Minera Castrovirreyna. (Tesis de Ingeniero de Minas). Pontificia Universidad Católica Del Perú, Lima.
- Hustrulid, W., & Bullock, R. (2001). *Underground Mining Methods*. USA: SME.

- INVMetals. (2015). Loma Larga, Ubicación E Historia. Obtenido de INVMetals:  
<https://sp.invmetals.com/loma-larga-location-and-history/>
- INVMetals. (2016). *Technical Report on the Loma Larga Project, Azuay Province, Ecuador*. Toronto: RPA.
- INVMetals. (2018). Presentación Corporativa. Quito: INVMetals.
- Llanque, O., Navarro, V., Durant, J., Coila, Y., Calderon, R., Tapia, H., . . .  
Camac, E. (1999). *Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos*.  
Puno: Perú Offset Editores.
- Maclean. (20 de 1 de 2019). *Maclean*. Obtenido de  
<https://macleanengineering.com/>
- Morán Reascos, D. V. (2017). Análisis de continuidad de extensión de la mineralización alrededor del sistema de alta sulfuración Loma Larga. (Tesis de Ingeniero en Geología). Universidad Central del Ecuador, Quito.
- Muruaga, S. I. (2016). Selección de métodos de explotación para vetas angostas. (Tesis de Ingeniero Civil de Minas). Universidad de Chile, Santiago de Chile.
- Queen's, U. (5 de 11 de 2018). Minewiki. Obtenido de  
[http://minewiki.engineering.queensu.ca/mediawiki/index.php/Transverse\\_1onghole\\_stoping](http://minewiki.engineering.queensu.ca/mediawiki/index.php/Transverse_1onghole_stoping)
- Quinto, S. V. (2018). Caracterización Geológica-Geotécnica del Macizo Rocoso del Cuerpo Mineral del Yacimiento Loma Larga. (Tesis de Ingeniería en Geología). Universidad Central del Ecuador, Quito.
- Ramírez, P. (s.f.). *Mecánica de rocas aplicada a la minería*. España: Instituto geológico y minero de España.
- Titan. (2018). Cargador de ANFO. Titan, 6.
- Zúñiga Valencia, V. G. (2018). Evaluación geomecánica de la rampa de acceso del yacimiento Loma Larga. (Tesis de Ingeniero en Geología). Universidad Central del Ecuador, Quito.