

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Planeamiento para determinar el método de explotación y desarrollo de la  
reserva minera Valeria IV - Minera Aurífera Retamas S.A.**

**Para optar el título profesional de:**

**Ingeniero de Minas**

**Autor:**

**Bach. Yefri Junior YUCRA MARCELO**

**Asesor:**

**Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA**

**Cerro de Pasco – Perú - 2024**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Planeamiento para determinar el método de explotación y desarrollo de la  
reserva minera Valeria IV - Minera Aurífera Retamas S.A.**

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:**

---

**Mg. Vicente César DÁVILA CÓRDOVA**

**PRESIDENTE**

---

**Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA**

**MIEMBRO**

---

**Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA**

**MIEMBRO**



**Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión**  
**Facultad de Ingeniería de Minas**

**Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas**



Firmado digitalmente por CONDOR  
SURICHAGUI Santa Silvia FAU  
20154605046 soft  
Motivo: Soy el autor del documento  
Fecha: 20.11.2024 16:40:39 -05:00



## **INFORME DE ORIGINALIDAD N° 060 -2024**

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

**Bach. Yefri Junior YUCRA MARCELO**

Escuela de Formación Profesional  
**Ingeniería de Minas**

Tipo de trabajo:  
**Tesis**

Título del trabajo  
***“Planeamiento para Determinar el Método de Explotación y Desarrollo de la Reserva Minera Valeria IV - Minera Aurífera Retamas S.A.”***

Asesor:  
***Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA***

Índice de Similitud: **22 %**

Calificativo  
**APROBADO**

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 20 de noviembre de 2024.

Sello y Firma del responsable  
de la Unidad de Investigación

## **DEDICATORIA**

Dedico esta investigación a mis padres por su amor incondicional y por guiarme en cada paso. Su apoyo y sacrificio ayudo a hacer realidad esta meta.

## **AGRADECIMIENTO**

A Dios por ser mi fuente de vida, guía y brindarme salud y fuerza.

A toda mi familia por su amor inigualable y su apoyo constante.

A la universidad Daniel Alcides Carrión por los conocimientos brindados a lo largo de mi formación profesional.

## RESUMEN

Minera Aurífera Retamas S.A. es una empresa dedicada a la minería subterránea, que extrae mineral a través de galerías que incluyen túneles, rampas y cámaras situadas a grandes profundidades. Con el objetivo de reducir la dilución en la zona Valeria IV, en la veta Daniela, y reemplazar las áreas de explotación de la "Rampa Patrick", se está llevando a cabo un proyecto de profundización (Rampa 4m x 5m) para acceder a las estructuras mineralizadas. Se busca así mejorar la productividad en la extracción de la veta Daniela. En este proceso, se consideró la altura de minado y se evaluaron dos métodos de explotación: el corte y relleno ascendente (C&R) y el Long Wall (LW). Según las evaluaciones en el campo, las alturas de minado fueron de 1.2 m para C&R y 1.3 m para LW. La altura en el método LW fue mayor, facilitando el acceso para el winche. En términos de dilución, el porcentaje fue del 42% para C&R y del 52% para LW, lo que indica que la mayor altura de minado en LW resultó en una mayor sobreexcavación, incrementando el volumen de mineral en 282.6 m<sup>3</sup> frente a 214.6 m<sup>3</sup> en C&R. Aunque el método LW parece ofrecer una mayor producción de mineral, también conlleva una alta dilución, lo que implica una menor extracción efectiva de metal, un mayor consumo de reactivos en el proceso de lixiviación y un acortamiento de la vida útil de las piletas de lixiviación. En cuanto a los costos unitarios, C&R presenta un costo de S/. 110.8 por m<sup>3</sup>, mientras que el Long Wall tiene un costo de S/. 104.6 por m<sup>3</sup>, lo que hace que LW sea un 5.4% más económico. Tras realizar las comparaciones, se eligió el método de corte y relleno ascendente debido a su capacidad para producir mineral con menor dilución en comparación con el método Long Wall.

**Palabras Clave:** Planeamiento, Método de Explotación, Desarrollo, Reserva Minera.

## ABSTRACT

Minera Aurífera Retamas S.A. is a company dedicated to underground mining, extracting ore through galleries that include tunnels, ramps, and chambers located at great depths. In order to reduce dilution in the Valeria IV zone, within the Daniela vein, and to replace the exploitation areas of the "Patrick Ramp," a deepening project (Ramp 4m x 5m) is underway to access the mineralized structures. This aims to improve productivity in the extraction of the Daniela vein. In this process, the mining height was considered, and two exploitation methods were evaluated: cut and fill ascending (C&R) and Long Wall (LW). According to field evaluations, the mining heights were 1.2 m for C&R and 1.3 m for LW. The height in the LW method was greater, facilitating access for the winch. In terms of dilution, the percentage was 42% for C&R and 52% for LW, indicating that the greater mining height in LW resulted in more over-excavation, increasing the mineral volume to 282.6 m<sup>3</sup> compared to 214.6 m<sup>3</sup> for C&R. Although the LW method seems to offer higher mineral production, it also entails high dilution, which implies lower effective metal extraction, higher reagent consumption in the leaching process, and a shorter lifespan for the leaching ponds. Regarding unit costs, C&R has a cost of S/. 110.8 per m<sup>3</sup>, while Long Wall has a cost of S/. 104.6 per m<sup>3</sup>, making LW 5.4% cheaper. After making the comparisons, the cut and fill ascending method was chosen due to its ability to produce ore with lower dilution compared to the Long Wall method.

**Keywords:** Planning, Exploitation Method, Development, Mining Reserve.

## INTRODUCCIÓN

Minera Aurífera Retamas S.A. se dedica a la minería subterránea, extrayendo mineral principalmente a través de galerías de acceso que incluyen túneles, rampas y cámaras, ubicadas a profundidades significativas (actualmente, dispone de 40 cámaras a aproximadamente 9 o 10 km de la superficie). Por ello, es crucial mantener un nivel adecuado de calidad del aire en las labores subterráneas.

Con el propósito de minimizar la dilución en la zona de Valeria IV, específicamente en la veta Daniela, se está desarrollando un proyecto de profundización (Rampa de 4m x 5m) para sustituir las áreas de explotación asociadas a la "Rampa Patrick." Este proyecto busca acceder a las estructuras mineralizadas previamente identificadas a través de sondajes diamantinos. La empresa se ha planteado como objetivo central optimizar la productividad en la explotación de la veta Daniela, priorizando aspectos como la seguridad, la eficiencia productiva, la disminución de los costos operativos y la protección del medio ambiente.

Con el fin de alcanzar este objetivo, se llevó a cabo inicialmente un estudio para determinar el método de explotación más adecuado, utilizando el programa UBC Mining Method Selector. Los resultados indicaron una viabilidad del 100% para el método Long Wall Mining y un 85% para el método de Corte y Relleno Ascendente.

El siguiente paso será implementar el método en un tajo piloto de la veta Daniela, la veta, al tiempo que se mejoran las técnicas empleadas en las operaciones unitarias. Esto permitirá identificar las ventajas técnico-económicas de aplicar este método.



## **INDICE**

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

INDICE

## **CAPÍTULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN**

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la Investigación.....	2
1.2.1. Ubicación.....	2
1.2.2. Accesibilidad. ....	2
1.2.3. Geología Regional. ....	3
1.2.4. Geología Local. ....	4
1.2.5. Geología Estructural.....	6
1.2.6. Geología Económica. ....	10
1.3. Formulación del problema .....	11
1.3.1. Problema general .....	11
1.3.2. Problemas Específicos.....	11
1.4. Formulación de objetivos.....	11
1.4.1. Objetivo general .....	11
1.4.2. Objetivos Específicos .....	11
1.5. Justificación de la investigación .....	12
1.6. Limitaciones de la investigación.....	12

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

2.1. Antecedentes de estudio .....	13
2.2. Bases teóricas - científicas.....	19
2.2.1. Planeamiento de Minado Subterráneo.....	19
2.2.2. Minería Subterránea .....	19
2.2.3. Método de Ampliación de Minas .....	23
2.3. Definición de términos básicos .....	27
2.4. Formulación de hipótesis .....	32
2.4.1. Hipótesis general .....	32
2.4.2. Hipótesis Específicos.....	32
2.5. Identificación de las variables.....	32
2.6. Definición operacional de variables e indicadores .....	33

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

3.1. Tipo de investigación .....	34
3.2. Nivel de investigación.....	34
3.3. Métodos de la investigación.....	35
3.4. Diseño de la investigación .....	35
3.5. Población y muestras .....	35
3.5.1. Población .....	35
3.5.2. Muestra .....	35
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	35
3.6.1. Técnicas .....	35
3.6.2. Instrumentos de recolección de datos.....	36

3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos .....	36
3.8. Tratamiento estadístico .....	37
3.9. Orientación ética filosófica y epistémica .....	37

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

4.1. Descripción del trabajo de campo .....	38
4.1.1. Macizo Rocoso .....	38
4.1.2. Valoración de los factores Geomecánicas.....	88
4.1.3. Métodos de explotación.....	95
4.1.4. Operaciones de Perforación y voladura.....	101
4.1.5. Concepto de dilución y operaciones de perforación, limpieza y sostenimiento .....	122
4.1.6. Mapeo Geomecánico .....	123
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados .....	125
4.2.1. Presentación y Análisis de Datos .....	125
4.2.2. Procedimiento experimental.....	125
4.3. Prueba de hipótesis.....	132
4.4. Discusión de resultados.....	132
4.4.1. Resultados del proceso desarrollado. ....	132

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

## ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1. Subniveles.	23
Ilustración 2. Principios geomecánicos para caracterizar un macizo rocoso	38
Ilustración 3. Índice de Resistencia Geológica. (GSI)	46
Ilustración 4. Mapa geológico de la veta Daniela	47
Ilustración 5. Forma de calcular el índice de calidad de roca de Deere (RQD)	93
Ilustración 6. Clasificación de los métodos de explotación.	96
Ilustración 7. Explosivo Semexa 65% 7/8" x 7"	107
Ilustración 8. Exsablock, dinamita de baja densidad.	108
Ilustración 9. Detonador mostrando conector de plástico.	119
Ilustración 10. Detonador nonel	120
Ilustración 11: Minivel, sistema de iniciación no eléctrica	121
Ilustración 12. Pentacord, cordón detonante	122
Ilustración 13. Vista isométrica.	127
Ilustración 15. Vista transversal.	128
Ilustración 14. Avance del Método Corte y Relleno Ascendente.	128
Ilustración 17. Preparación de block de 18.5 m x 20.0 m. Vista en sección.	131
Ilustración 16. Preparación de block de 18.5 m x 20.0 m. Vista en isométrico.	131
Ilustración 18. Comparación de altura de minado en C&R y LW.	134
Ilustración 19. Comparación de % de dilución en C&R y LW.	136
Ilustración 20. Comparación de rumas (m3) en C&R y LW.	136

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Accesibilidad a la Mina Aurífera Retamas	3
Tabla 2. Operacionalización de Variables	33
Tabla 3. Criterios para la estimación de la resistencia en terreno	44
Tabla 4. Grado de meteorización.	45
Tabla 5. Geomecánica del macizo rocoso.	47
Tabla 6. La clasificación RMR oscila entre 0 y 100.	90
Tabla 7. Calidad de roca en función de RQD.	91
Tabla 8. Datos generales de la veta Daniela.	99
Tabla 9. Indicadores promedios de labores mineras en ambos métodos.	132
Tabla 10. Precio unitario en tajo con winche.	133
Tabla 11. Comparación de alturas de minado	134
Tabla 12. Comparación de % de dilución.	135
Tabla 13. Comparación de rumas por método.	135

## **CAPÍTULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN**

#### **1.1. Identificación y determinación del problema**

La configuración del tajeo puede variar según el método de explotación diseñado, aunque en todos los casos el avance se evalúa a través del volumen fracturado (in situ). Durante el desarrollo de la explotación de reservas en la mina, se han implementado diversos métodos subterráneos, como el Corte y Relleno Ascendente, Cámaras y Pilares, y la Explotación Selectiva Circado. Actualmente, el enfoque está en el área ocupada por la reserva minera Valeria IV, para la cual se busca determinar el método de explotación más adecuado y establecer la secuencia de desarrollo correspondiente, dado que se trata de la profundización de la mina.

La Minera Aurífera Retamas mantiene un nivel de producción de 1500 TMS/día, con una ley promedio de 11 g. Au/TM y un cut-off operacional de 6.64 g./TM. La selección del método de minado depende de múltiples factores, como la geometría del yacimiento, la potencia y el buzamiento de la estructura de la

reserva Valeria IV. A partir de esta información se definirá el método de explotación más apropiado para garantizar una extracción eficiente del mineral.

## **1.2. Delimitación de la investigación**

### **1.2.1. Ubicación**

La Minera Aurífera Retamas está ubicada en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, en el departamento de La Libertad. Geográficamente, se sitúa en las vertientes del flanco oriental de la cuenca hidrográfica del río Marañón, dentro del sector norte de la Cordillera Oriental. La altitud del área varía entre los 3200 y 4260 m.s.n.m.

Las coordenadas UTM bajo el sistema WGS 84 correspondientes a la ubicación de la Minera Aurífera Retamas son:

- Norte (N): 9 111 000
- Este (E): 227 800.

### **1.2.2. Accesibilidad.**

La vía más común para llegar a Retamas es la carretera que parte de Trujillo, la capital de La Libertad, hasta la localidad de Tayabamba, desde donde se toma una ruta secundaria hacia la minera. El recorrido es largo y puede tomar entre 12 y 14 horas dependiendo de las condiciones climáticas y del estado de la carretera.

**Tabla 1. Accesibilidad a la Mina Aurífera Retamas**

<b>Ruta</b>	<b>Punto de Origen</b>	<b>Punto de Destino</b>	<b>Distancia Aproximada</b>	<b>Duración Aproximada</b>	<b>Tipo de Camino</b>
<b>Ruta 1: Trujillo – Tayabamba – Retamas</b>	Trujillo (La Libertad)	Retamas (Pataz)	370 km	12-14 horas	Carretera asfaltada hasta Tayabamba, luego trocha
<b>Ruta 2: Trujillo – Huamachuco – Retamas</b>	Trujillo (La Libertad)	Retamas (Pataz)	400 km	14-16 horas	Asfalto y trocha
<b>Ruta 3: Lima – Trujillo – Retamas</b>	Lima (Lima)	Retamas (Pataz)	780 km	18-20 horas	Carretera Panamericana hasta Trujillo, luego Ruta 1

*Fuente: Elaboración propia*

### **1.2.3. Geología Regional.**

La región aurífera de Parcoy, Gigante y Buldibuyo, reconocida como una localidad minera, está asociada con una banda de rocas intrusivas conocida como "Batolito de Pataz". Este batolito fragmenta estructuras como esquistos, filitas, pizarras y rocas metavolcánicas, las cuales son parte del Complejo del Marañón.

El Batolito de Pataz se extiende aproximadamente 50 kilómetros, desde Vijus en dirección norte hasta Buldibuyo en dirección sur, con una anchura media de 2.5 kilómetros. Las fronteras geológicas se encuentran delimitadas al E-NE por el Complejo del Marañón y los volcanes Lavasén, mientras que al SW se encuentran delineadas por las rocas sedimentarias paleozoicas del Grupo Mitu. En su región septentrional, emergen diminutos cuerpos intrusivos de pórfido diorita-andesita, los cuales penetran las rocas paleozoicas y se postulan como pertenecientes a una posible edad cretácea superior.

En el distrito minero, las zonas de fallas y fracturas preexistentes en el intrusivo han funcionado como conductos para la circulación de soluciones



mineralizantes hidrotermales. Estas soluciones se depositaron en trampas estructurales, formando vetas que, posteriormente, fueron afectadas por fallamientos y plegamientos en al menos dos eventos tectónicos. Como resultado, las vetas presentan un comportamiento estructural y una continuidad altamente irregulares.

La composición mineralógica del relleno de dichas estructuras incluye cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmatita-esfalerita, calcopirita, galena, pirrotita y oro en estados nativo y libre.

#### **1.2.4. Geología Local.**

La zona está mayormente cubierta por depósitos cuaternarios, lo que limita la exposición de las rocas y estructuras mineralizadas. En la Reserva Valeria IV, bajo esta cubierta cuaternaria, se encuentra el Intrusivo de Pataz, cuya composición varía de félsica a mafélsica, y que sirve como hospedaje para las vetas auríferas.

Hacia el NE, cerca del campamento San Andrés, afloran rocas metamórficas del Complejo del Marañón, mientras que al SW, en las cercanías de El Tambo, se encuentran ocurrencias de areniscas limolitas y volcánicos (capas rojas) pertenecientes al Grupo Mitu.

##### **Rocas Intrusivas**

El intrusivo está constituido por 2 facies plutónicas:

**Primera facie**, microdiorita – diorita.

**Segunda facie**, granodiorita-granito,

La faceta inicial del intrusivo constituye las rocas más favorables para la acumulación de soluciones mineralizantes, albergando la mayor cantidad y las estructuras mineralizadas predominantes, las cuales se encuentran actualmente en

proceso de exploración y explotación. Por el contrario, la segunda facie presenta condiciones menos propicias para la formación de estructuras mineralizadas, caracterizadas por vetas delgadas, ramificadas (stockwork) y de continuidad restringida.

El Intrusivo de Pataz se manifiesta como un segmento longitudinal, con una orientación de N 60° W y un ancho medio de 2.5 km. El vínculo norte-oriental con el Complejo del Marañón se distingue por una región de enclaves de anchura variable, conformada por fragmentos elongados de filitas, pizarras, metavolcánicos y microdiorita. En contraposición, la falla Huinchus establece la delimitación del contacto SW.

Los contactos internos entre las diversas facetas de las rocas intrusivas son de naturaleza gradual, y en ciertas facetas se manifiestan diques aplíticos que se manifiestan como xenolitos elongados. Se atribuye una edad Paleozoica al Batolito de Pataz, correspondiente al período Carbonífero. Adicionalmente, se identifican intrusos menores, manifestados en stocks y diques de pórfido tonalita-diorita, que intruyen tanto al Complejo del Marañón como al Batolito de Pataz.

### **Rocas Metamórficas**

El Complejo del Marañón se caracteriza por pizarras de tonalidad oscura y filitas de tonalidad grisácea, con intercalaciones de diminutas capas de esquistos cloritizados y metavolcánico. Estas formaciones geológicas se encuentran expuestas en la región septentrional del Batolito de Pataz, particularmente en las quebradas Ventanas, Mushmush, Molinetes, Los Loros y San Vicente.

Las estructuras del complejo exhiben indicios de plegamientos, fallas y perturbaciones originadas por una serie de sucesos de metamorfismo dinámico e

ígneo. Las estructuras auríferas asociadas a estas fallas exhiben características análogas o divergentes de las generadas en el intrusivo.

A las rocas del Complejo del Marañón se les asigna una antigüedad Precambriana.

### **Rocas Sedimentarias**

Esta formación se extiende al suroeste del Batolito de Pataz, extendiéndose desde Alaska en el sur hasta Cachica en el norte, área que corresponde a la zona de interés.

La secuencia está constituida por una unidad de naturaleza volcano-sedimentaria que abarca areniscas, limolitas, microconglomerados, conglomerados, tobas riolíticas y brechas-aglomerados de riolitas y dacitas, asociadas al Grupo Mitu (Pérmico). Además, se reconocen calizas pertenecientes al Grupo Pucará, conformado por el periodo Triásico-Jurásico.

### **Depositos Cuaternarios**

Los suelos cenozoicos, constituidos por suelos residuales, coluviales, fluvio-glaciares y aluviales, ocupan una considerable porción del territorio con espesores que varían entre 1 y 50 metros. Estos depósitos conforman un terreno ondulante distinguido por la existencia de una vegetación característica de la puneña.

#### **1.2.5. Geología Estructural.**

Los rasgos más evidentes a nivel regional incluyen: fallamientos, fracturamientos y plegamientos en las rocas intrusivas, metamórficas y sedimentarias, entre otras.

### **Plegamiento**

Estos plegamientos, de extensión regional, presentan ejes orientados de sureste a noroeste y se manifiestan en formaciones sedimentarias y metamórficas.

Se estima que los esfuerzos de compresión responsables de su formación tuvieron una dirección predominante de noreste a suroeste y viceversa

### **Fracturamiento**

Las rocas intrusivas del Batolito de Pataz y las del Complejo del Marañón muestran un fuerte grado de fracturamiento, resultado de múltiples eventos tectónicos. Estos fracturamientos siguen un patrón estructural influenciado por la dirección de los esfuerzos tectónicos y forman sistemas locales que pueden ser paralelos a las fallas longitudinales, diagonales o alineados con los esfuerzos de compresión, lo que a su vez genera microfallas. Las vetas suelen presentarse fracturadas y/o craqueladas, reflejando la intensa deformación estructural de la zona.

### **Fallamiento**

La zona muestra una considerable alteración estructural debido a la acción de fallamientos y plegamientos. Se han identificado tres sistemas principales de fallas, entre los cuales destaca el **\*\*Sistema de Fallamiento NW-SE (Longitudinales)\*\***.

Estas fallas, de procedencia post-mineral, exhiben una dirección subparalela a paralela en relación con las vetas. Estas acciones producen fenómenos tales como ensanchamientos (cabalgamientos), acuñamientos y discontinuidades locales en las estructuras mineralizadas. Una gran cantidad de estas fallas son de naturaleza normal-sinistral o inversa-dextral, presentando rechazos que oscilan entre unos pocos centímetros y varios metros.

Este tipo de fallas se ha observado en labores desarrolladas sobre las vetas Gigante Uno, Esperanza, Yanaracra Sur, Cachaco, Mano de Dios, Yanaracra Uno y en la Reserva Valeria IV, entre otras.

### **Sistema de fallamiento ne-sw a n-s (diagonales)**

Este sistema de fallas presenta un rumbo promedio Norte a Noroeste y un buzamiento alto hacia el Oeste. A menudo, estas fallas se agrupan en bloques (fallamientos gravitacionales), aunque también pueden aparecer como estructuras aisladas. Las vetas suelen estar afectadas por este tipo de fallamiento, que incluye movimientos normales, inversos, sinextrales o dextrales. Ejemplos de estas fallas incluyen Oeste Uno, Cabana Cuatro, Cinco, La Española y el Sistema Chilcas, entre otros, caracterizados por desplazamientos normales-sinextrales. Cuando las fallas tienen un bajo ángulo, se manifiestan como sobre-escurrimientos locales, modificando las estructuras circundantes.

### **Sistema de fallamiento principal e-w (fallas mayores o transversales)**

Con un rumbo promedio Este-Oeste y un buzamiento alto hacia el Norte o Sur, este sistema incluye fallas como Falla Uno, E-1, Falla Veta Pumas Uno, Yanaracra Norte Uno, A-B, Cinco, Cabana y San Vicente, entre otras. Estas fallas pueden generar desplazamientos de hasta 100 m en la vertical y 300 m en la componente horizontal, generalmente sinextral, con el bloque Norte siendo el que cae o se hunde.

La Falla Uno se distingue por su considerable extensión y persistencia. Las observaciones de campo indican que su trayectoria inicial fue de naturaleza inversa-sinextral. Numerosas de estas fallas son pre-minerales en comparación con el sistema de vetas NW-SE; sin embargo, manifiestan reactivaciones posteriores al proceso de mineralización, impactando las estructuras preexistentes.

## **Sistema De Vetas**

En el Intrusivo de Pataz se distinguen dos sistemas principales de vetas. El primero, conocido como sistema NW-SE, agrupa estructuras como las vetas Esperanza, Yanaracra Sur, Gigante, Valeria IV, Cabana 3 y Garfio. Estas vetas presentan un rumbo que varía entre N 20° y 50° W, con un buzamiento de 10° a 40° hacia el NE, aunque en el caso de la veta Garfio, el buzamiento oscila entre 55° y 70° NE. Las variaciones en el rumbo y buzamiento se deben a los esfuerzos tensionales y compresionales que han generado plegamientos y fallamientos en el área.

El segundo sistema, orientado de norte a sur, incluye vetas como Yanaracra 1, Yanaracra 2, Cachaco-Las Torres y Cabana 2. Este sistema representa estructuras tensionales que complementan las del sistema NW-SE. Algunos estudios sugieren que las vetas del Batolito de Pataz tienen un origen orogénico, relacionado con procesos tectónicos y deformaciones que favorecieron su formación.

## **Geometria Del Yacimiento**

La Reserva Valeria IV constituye un depósito filoniano vinculado a regiones de cizalla, constituido por el relleno de fracturas mediante el uso de soluciones mineralizantes de origen hidrotermal. El origen de este yacimiento es epigenético, primario e hipógeno, con temperaturas de formación que se alinean con facies mesotermal a epitermal.

Las estructuras mineralizadas exhiben una serie de lazos y curvas compuestas por cimoidales. Desde una perspectiva estructural, la mineralización económica se evidencia en la forma de ore shoots elongados, cuyas dimensiones fluctúan en función de las condiciones locales.

La origen del yacimiento se asocia con la naturaleza magmatogénica de las soluciones hidrotermales, que propiciaron asociaciones mineralógicas características de entornos mesotermales y epitermales. Además, ciertas interpretaciones postulan que las vetas situadas en el Batolito de Pataz poseen un origen orogénico, vinculado a procesos tectónicos y deformacionales.

### **Mineralogía**

El yacimiento minero denominado "Reserva Valeria IV" se compone de una diversidad de minerales clasificados en dos categorías principales: mena y ganga. Estos minerales se distribuyen en las estructuras mineralizadas, manifestándose en formas como lentes, parches, venas y hilos.

Minerales presentes en la mena: El principal mineral de mena es la pirita aurífera, seguida en proporción menor por la arsenopirita, galena y marmatita-esfalerita. Además, el cuarzo sacaroide se clasifica como un mineral de mena debido a su habilidad para albergar oro libre.

Minerales de ganga: Los minerales de ganga, que acompañan al mineral de mena, se presentan en proporciones variables y pueden ser metálicos o no metálicos. Estos minerales no son económicamente aprovechables y constituyen impurezas en el proceso de beneficio. Entre los más destacados se encuentran el cuarzo lechoso (del primer estadio), la calcita, el caolín y la calcopirita, entre otros.

#### **1.2.6. Geología Económica.**

La mineralización se desarrolló principalmente en rocas intrusivas que varían desde dioritas hasta granitos, cuyas características litológicas y tectónicas están asociadas a los procesos metalogénicos de la Cordillera Central. Las soluciones mineralizantes aprovecharon las fracturas preexistentes en el Batolito

de Pataz, donde se depositaron en las aberturas formando vetas. Este proceso generó alteraciones hidrotermales en las rocas encajonantes, resultado de los cambios físicos y químicos ocurridos en el entorno deposicional.

### **1.3. Formulación del problema**

#### **1.3.1. Problema general**

¿Es posible efectuar el Planeamiento para determinar el Método de Explotación y Desarrollo de la Reserva Minera Valeria IV de la Minera Aurífera Retamas S.A.?

#### **1.3.2. Problemas Específicos**

- a) ¿La realización del planeamiento permitirá determinar la geometría del yacimiento y la potencia de la reserva Valeria IV en la Minera Aurífera Retamas S.A.?
- b) ¿La ejecución del planeamiento establecerá el proceso para el desarrollo de las labores en la Minera Aurífera Retamas S.A.?

### **1.4. Formulación de objetivos**

#### **1.4.1. Objetivo general**

Efectuar el Planeamiento para determinar el Método de Explotación y Desarrollo de la Reserva Minera Valeria IV de la Minera Aurífera Retamas S.A.

#### **1.4.2. Objetivos Específicos**

- a) Realizar el planeamiento para determinar la geometría del yacimiento y la potencia de la reserva Valeria IV en la Minera Aurífera Retamas S.A.
- b) Ejecutar del planeamiento para establecer el proceso y el desarrollo de las labores en la Minera Aurífera Retamas S.A.



### **1.5. Justificación de la investigación**

Mediante el análisis efectuado para determinar el método de explotación y la ejecución del desarrollo de la zona que comprende la reserva Valeria IV, para este proceso es muy importante obtener los parámetros geomecánicos del yacimiento con el propósito de diseñar y dimensionar toda el área definiendo el sistema de minado para la producción de la mina, En esta coyuntura la minera planifica efectuar la evaluación geomecánica, para que mediante este proceso se obtenga todos los datos requeridos para determinar el Método de explotación que cumpla con todos los estándares para el minado de la reserva Valeria IV de la Minera Aurífera Retamas.

### **1.6. Limitaciones de la investigación**

Las limitaciones fueron la falta de datos con respecto al área que comprende la reserva Valeria IV, datos que permitan obtener los parámetros de la geotécnicos de la reserva para complementar el proceso a seguir para la explotación y desarrollo de la reserva, manteniendo los controles requeridos para el minado correspondiente.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes de estudio**

##### **a) Antecedentes Nacionales.**

- (Ticllasuca E, 2019), de la Universidad Continental, desarrolla su tesis “Planeamiento de minado a corto plazo para optimizar la producción en la Unidad Minera Pallancata de Hochschild Mining S.A.”. La investigación utiliza el método analítico con un alcance descriptivo-explicativo y un diseño preexperimental, evaluando los resultados obtenidos durante un periodo de 12 meses en el año 2018. La recolección de datos se llevó a cabo mediante la revisión documental y el acopio de información relevante de la unidad minera. El proceso de planificación implicó la estimación de recursos minerales y reservas, la formulación del plan laboral, la programación de progresos, la generación de desmonte, el ciclo de minado, el consumo de insumos (materiales y equipos), así como la proyección de personal y proveedores. Los descubrimientos señalaron que la producción efectiva

se elevó a 767,562.77 toneladas, lo cual representa un incremento del 3% en comparación con las 749,441.93 toneladas anticipadas. Adicionalmente, se observó una disminución marginal en los costos reales, situándose en US\$ 95.62/ton en contraste con los US\$ 95.91/ton proyectados. Esta elevación en la producción permitió un incremento en los finos de plata y oro, lo que resultó en una mayor generación de ingresos por ventas de plata equivalente y un margen operativo bruto adicional de US\$ 408,130. La valoración económica del plan de producción, tanto en términos proyectados como efectivos, evidenció una mejora notable en el tonelaje extraído, lo que resultó en una disminución de costos y un incremento en los ingresos. Adicionalmente, aplicando una tasa de descuento del 12%, la valoración del flujo de efectivo evidenció un aumento en el Valor Presente Neto (NPV) de US\$ 630,207 y una Tasa Interna de Retorno (TIR) del 19%, lo que mejoró la rentabilidad operativa de la Unidad Minera Pallancata.

- **(Cueva J, 2022)**, En su tesis titulada “Planeamiento de Minado en Proyecto Pq 991 Nv. 1756 - Clavo 1-2 e Influencia en Avances Subterráneos en Mina S.M.R.L. Las Bravas N°2 2022”, Cueva J. (2022), de la Universidad Nacional del Centro del Perú, analiza cómo el planeamiento de minado impacta en los avances subterráneos de la mina Las Bravas N°2. El planeamiento de minado es esencial para definir programas de avance y tasas de extracción a lo largo de un periodo específico. La investigación busca responder a la interrogante: ¿De qué manera influye el planeamiento de minado en el Proyecto PQ

991 Nv. 1756 - Clavo 1-2 en los avances subterráneos de la mina Las Bravas N°2? El objetivo principal es establecer esta relación. Para ello, se aplicó el método científico en una investigación de tipo aplicada, con un nivel descriptivo y diseño descriptivo-comparativo. El estudio consideró como población las labores de desarrollo de la Veta Cambio, abarcando los niveles 1715, 1735 y 1756. La galería GL 480 E fue seleccionada como muestra, debido a que demandaba la realización de 150 metros lineales en un periodo de tiempo reducido. Durante un periodo de dos meses, se concluyeron 167,46 metros, lo que representa un incremento del 11,64% en comparación con lo previsto.

- Este avance es positivo, ya que permitirá en el futuro realizar labores de preparación para la explotación del mineral. Además, los estándares de perforación y voladura fueron cumplidos plenamente, logrando el factor de avance programado de 1,37 metros por disparo en su totalidad. Esto asegura que el planeamiento de minado no solo fue efectivo, sino que también contribuyó a optimizar el desarrollo subterráneo de la mina.

#### **b) Antecedentes Internacionales**

- (Meneses D, 2009), en su tesis “Metodología de Planificación de la Producción de Minas a Cielo Abierto Considerando Planes Alternativos”, desarrollado en la Universidad de Chile, propone una metodología innovadora para optimizar la planificación en minas a cielo abierto. La minería a cielo abierto, conocida por su flexibilidad operativa y alta productividad, requiere de una planificación estratégica eficaz que permita maximizar la rentabilidad y minimizar riesgos en un

entorno donde el precio del commodity es una variable crucial pero difícil de prever en el mediano y largo plazo. Frente a esta incertidumbre, la flexibilidad en los planes de producción se plantea como una solución para adaptarse a los cambios en los precios. La metodología desarrollada consta de cinco pasos principales: primero, elaborar un plan minero tradicional, o inflexible; luego, simular el comportamiento del precio del commodity; después, proponer diferentes capacidades alternativas para la mina y la planta; optimizar estas capacidades como respuesta a las fluctuaciones del precio; y, finalmente, diseñar planes alternativos basados en estas opciones. Para validar este enfoque, Meneses realizó dos casos de estudio. El primero, de carácter conceptual, probó un modelo inicial de optimización utilizando combinaciones de capacidades mina-planta y 50 simulaciones del precio del commodity. Los resultados demostraron que los planes alternativos reducían el riesgo, mejorando el indicador de Valor en Riesgo (VaR) entre un 6% y un 11% en comparación con el caso base. El segundo caso de estudio aplicó la metodología a un yacimiento real, incorporando innovaciones respecto al modelo conceptual. Con 99 simulaciones del precio del commodity, se generaron y compararon planes de producción flexibles e inflexibles. Los planes flexibles superaron a los inflexibles al incrementar el VaR en un 5%, evidenciando que la flexibilidad disminuye significativamente el riesgo. Además, se diseñaron 10 planes alternativos con combinaciones factibles de capacidad por periodos quinquenales. A partir de indicadores como el valor económico y la

probabilidad promedio de ejecución, el plan alternativo N°4 fue seleccionado como la mejor opción, al aumentar el Valor Actual Neto (VAN) del proyecto en un 13% y mostrar una probabilidad de ejecución superior al 35%. Este enfoque permitió demostrar que los planes alternativos flexibles no solo mejoran la rentabilidad, sino que también aumentan la viabilidad operativa del proyecto minero.

- (Garrido L, 2013), en su tesis “Diseño de la Planificación Diaria de Operaciones en Minera Escondida Ltda.”, desarrollado en la Universidad de Chile, aborda la necesidad de implementar una planificación diaria en Minera Escondida Ltda., la mayor mina de cobre del mundo, ubicada en la II Región de Chile. En 2011, la mina representó aproximadamente el 5% de la producción mundial de cobre y el 16% de la producción nacional, respaldada por una de las mayores reservas globales de este mineral, lo que garantiza la sostenibilidad del negocio. A pesar de que los objetivos mensuales relacionados con el movimiento de la mina y la alimentación a los chancadores se cumplen satisfactoriamente, alcanzando o superando el 100%, los trabajos críticos de desarrollo e infraestructura presentan un cumplimiento inferior al 60%. Esto genera costos adicionales debido a la necesidad de ejecutar tareas no planificadas, lo que evidencia la variabilidad del proceso productivo y la inconsistencia en el cumplimiento de los planes mensuales. Para abordar esta situación, se plantea una planificación diaria que integre todos los movimientos de las áreas productivas (producción, desarrollo, perforación y tronadura) y contemple los imprevistos diarios. Este plan incluye una componente de seguridad

(HSEC) que identifica los principales riesgos y propone incorporar tecnologías para visualizar los planes, facilitando su ejecución. La finalidad es minimizar el impacto de los imprevistos en el plan mensual y, a mediano plazo, estabilizar el proceso productivo. El estudio encontró una correlación directa entre el cumplimiento del plan diario y el mensual. Con un promedio de cumplimiento del 85% en el plan diario, el cumplimiento del plan mensual alcanza aproximadamente el 66%. Como la meta de la compañía es superar un 75%-80% del cumplimiento mensual, se recomienda llevar el cumplimiento diario a niveles del 90%-95%. Esto requiere disciplina operativa y la minimización de imprevistos, lo que permitiría alcanzar los objetivos mensuales establecidos. Entre los impactos evaluados, se destaca el aumento en el remanaje de mineral debido al incumplimiento de la secuencia minera, lo cual representa un gasto adicional del 2.21% del total mensual de la Gerencia de Operaciones. En contraste, la implementación del plan diario implica un gasto del 0.1% del presupuesto mensual, relacionado principalmente con el aumento en la dotación de planificadores. Si se logra optimizar este proceso, la Gerencia podría reducir costos en un 0.3%. Aunque el impacto económico no es significativo, se concluye que esta mejora representa un aporte positivo al negocio y a la eficiencia operativa de Minera Escondida Ltda.

## **2.2. Bases teóricas - científicas.**

### **2.2.1. Planeamiento de Minado Subterráneo**

El planeamiento y control del proceso productivo en operaciones mineras es clave para asegurar eficiencia y rentabilidad. Según Munier, Velásquez y Ackoff, la planificación es un proceso intelectual que diagnostica las posibilidades a través del análisis integral de los factores de producción, considerando limitaciones internas y externas, así como su relación con los objetivos propuestos.

El plan es el resultado de este proceso, reflejando los objetivos, políticas, estrategias, presupuestos, procedimientos, reglas y programas que guían las actividades de la organización hacia sus metas.

### **2.2.2. Minería Subterránea**

La minería subterránea se refiere al conjunto de actividades y obras realizadas bajo la superficie terrestre, como la construcción de pozos, galerías, cámaras, túneles, socavones y planos inclinados, que permiten acceder a los yacimientos de minerales y extraerlos sin necesidad de remover los materiales estériles que recubren los depósitos. Durante años, este método ha estado asociado con una percepción negativa y obsoleta de la minería, aunque su relevancia ha sido superada en términos de volumen y valor por otros métodos, como la minería a cielo abierto y las perforaciones. Esto se debe, en gran parte, al elevado costo de inversión de capital y, generalmente, a los altos costos operativos (aproximadamente 1 dólar por tonelada en minería a cielo abierto frente a unos 10 dólares por tonelada en minería subterránea).

La disminución gradual y constante de la importancia de la minería subterránea ha sido compensada, en otros ámbitos, por su creciente relevancia en



proyectos de obras públicas, urbanismo, aplicaciones militares e industriales, así como en la reutilización de antiguas explotaciones mineras. Ejemplos de ello son las canteras en Illinois y Kansas. No obstante, factores como la alta demanda de capital, la reducción de la productividad debido a los costos laborales, las dificultades para implementar una mecanización y automatización adecuadas, los riesgos asociados al desconocimiento de las condiciones geomecánicas, y la falta de interés por parte de la población en las profesiones mineras han limitado su uso a la extracción de minerales de alto valor como oro, plata y platino, así como a minerales no ferrosos de alta ley o a yacimientos que sean excepcionalmente fáciles de explotar, como canteras subterráneas y capas de carbón horizontales con un espesor razonable.

Sin embargo, en la última década se han logrado avances significativos en la productividad de la minería subterránea. Esto se debe a la eliminación de dos limitaciones tradicionales: el uso de vías férreas para el transporte y la madera para el sostenimiento. Estos han sido reemplazados por tecnologías modernas como neumáticos para el transporte y acero en pernos y mallas para sostener techos y paredes de galerías, mejorando la capacidad de mecanización y la seguridad. Estos cambios han permitido alcanzar rendimientos de hasta 50 toneladas por trabajador al día, en comparación con las antiguas 1 tonelada por trabajador al día, aunque con una ligera pérdida en selectividad y recuperación del yacimiento, compensada por mayores niveles de seguridad y menores costos operativos.

El objetivo principal de la minería es extraer recursos minerales del subsuelo. En el caso de la minería subterránea, esto incluye todas las actividades necesarias para extraer materias primas situadas bajo tierra y transportarlas a la

superficie. Los recursos se acceden a través de sistemas de galerías y pozos conectados con el exterior. Actualmente, existen alrededor de 70 minerales económicamente viables, los cuales pueden encontrarse de forma aislada o en combinación con otros, formando depósitos conocidos como intercrecimientos.

La minería subterránea no solo abarca la extracción y transporte de minerales, sino también actividades de prospección y exploración, la instalación de infraestructura necesaria (como redes de transporte, almacenes, y oficinas administrativas), y la implementación de medidas de seguridad para proteger a los trabajadores. Las operaciones mineras incluyen, por tanto, una planificación técnica integral orientada a garantizar la eficiencia y sostenibilidad del proceso:

- Perforación y Voladura
- Extracción
- Ventilación
- Desagüe
- Sostenimiento

Las excavaciones de poca profundidad, conocidas como cateos, son frecuentes en diversos países y representan una técnica intermedia entre la minería a cielo abierto y la minería subterránea. En ciertas circunstancias, es posible extraer y acondicionar la materia prima para su transporte directamente en su entorno natural, sin necesidad de realizar labores previas. Ejemplos de esto incluyen la explotación de salinas, la lixiviación in situ y la gasificación in situ de carbón.

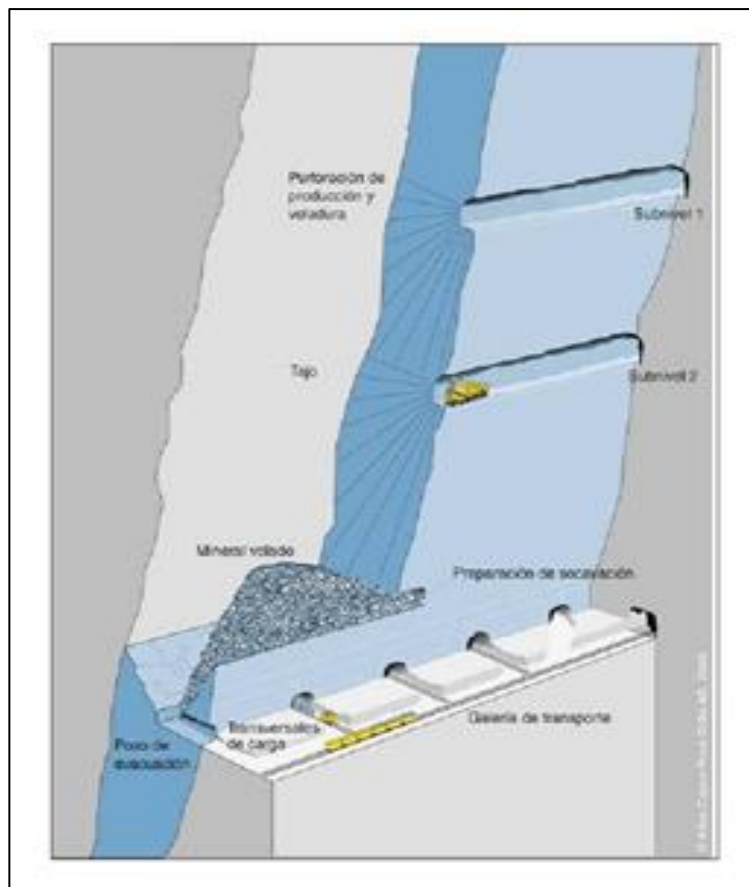
La minería subterránea, debido a su naturaleza intrínseca, conlleva la generación de espacios subterráneos destinados al trabajo de los mineros. Las circunstancias laborales en dichos ambientes fluctúan en función de diversos

factores, tales como la humedad, la temperatura atmosférica, la presencia de radiaciones perjudiciales o gases de efecto invernadero, la infiltración de agua, la producción de polvo y el grado de ruido. Estos factores son determinados por las propiedades del mineral y la roca adyacentes, la profundidad de la mina y la utilización de equipos y maquinaria especializados.

La ubicación de las minas subterráneas está directamente relacionada con la existencia de yacimientos de recursos naturales, lo que permite su explotación en una amplia variedad de escenarios. Estas explotaciones se llevan a cabo en distintas zonas climáticas, desde áreas remotas hasta el subsuelo de grandes ciudades, pasando por el lecho oceánico y regiones montañosas. La cantidad de material extraído diariamente puede oscilar desde menos de una tonelada hasta superar las 15.000 toneladas, mientras que la profundidad de las labores puede variar desde unos pocos metros hasta más de 4 kilómetros.

La minería subterránea tiene un impacto ambiental en tres niveles principales: sobre el depósito y las rocas circundantes, en los espacios abiertos bajo tierra y en la superficie terrestre. Por ello, es fundamental una planificación detallada de las actividades para mitigar estos efectos y garantizar un desarrollo sostenible de las operaciones mineras.

### *Ilustración 1. Subniveles.*



### **2.2.3. Método de Ampliación de Minas**

#### **Marco Legal.**

El Ministerio de Energía y Minas (MINEM) es el organismo encargado de regular y supervisar las actividades relacionadas con la minería y la metalurgia. Entre sus atribuciones legales se encuentra la aprobación de los Estudios de Impacto Ambiental (EIA), tarea que realiza a través de la Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros. El desarrollo de los EIA se basa en un marco normativo ambiental que incluye tanto disposiciones generales como específicas vinculadas al sector minero.

<b>CATEGORÍA</b>	<b>ORGANISMOS REGULADORES / LEGISLACIÓN APLICABLE</b>
<b>Organismos Reguladores</b>	Ministerio de Ambiente
	Ministerio de Energía y Minas: Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros (DGAAM)
	Ministerio de Agricultura
	Ministerio de Transporte y Comunicación
	Ministerio del Interior
	Ministerio de Cultura
	Ministerio del Trabajo y Promoción del Empleo
	Ministerio de Salud: Dirección General de Salud Ambiental (DIGESA)
	Gobiernos Regionales: Dirección Regional de Energía y Minas de Ayacucho
	Gobiernos Locales
	D.S. N° 010-2005-PCM: Aprueban los Estándares de Calidad Ambiental (ECAs) para Radiaciones No Ionizantes
<b>Legislación del Sector Minero</b>	D.S. N° 014-92-EM: Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería
	D.S. N° 03-94-EM: Reglamento de Diversos Títulos del Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería
	D.S. N° 016-93-EM: Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad Minero Metalúrgica (con modificaciones por otros Decretos Supremos)

D.S. N° 078-2009-EM: Medidas de remediación ambiental a cargo del titular minero
D.S. N° 055-2010-EM y D.S. N° 060-2010-EM: Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería
D.S. N° 010-2010-MINAM: Límites Máximos Permisibles para descarga de efluentes líquidos
R.M. N° 315-96-EM/VMM: Niveles Máximos Permisibles de emisiones gaseosas provenientes de Unidades Minero-Metalúrgicas
Ley N° 28090: Ley que regula el cierre de minas
Ley N° 28271: Ley que regula los pasivos ambientales de la actividad minera
D.S. N° 059-2005-EM: Reglamento de pasivos ambientales de la actividad minera
Resolución Directoral N° 134-2000 EM/DGM: Lineamientos para planes de contingencia en actividades Minero-Metalúrgicas
R.M. N° 209-2010-MEM-DM: Declaración Jurada Anual de coordenadas UTM (PSAD 56)
R.M. N° 304-2008-MEM/DM (Modificada por RM N° 009-2010-MEM/DM): Proceso de Participación Ciudadana
D.S. N° 028-2008-EM: Reglamento del Proceso de Participación Ciudadana en el Subsector Minero

	D.S. N° 042-2003-EM: Compromiso Previo como requisito para actividades mineras (Modificado por D.S. N° 052-2010-EM)
	D.S. N° 033-2005-EM: Reglamento de Plan de Cierre

<b>Categoría</b>	<b>Leyes Ambientales de Importancia Nacional</b>
<b>Aprovechamiento Sostenible</b>	Ley N° 26821: Ley Orgánica para el Aprovechamiento Sostenible de los Recursos Naturales
	Ley N° 26839: Ley sobre la Conservación y Aprovechamiento Sostenible de la Diversidad Biológica
<b>Recursos Forestales</b>	D.L. N° 1090 y D.S. N° 014-2001-AG: Ley Forestal y de Fauna Silvestre y su reglamento
<b>Transporte de Materiales y Residuos Peligrosos</b>	Ley N° 28256: Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos
	D.S. N° 021-2008-MTC: Reglamento Nacional de Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos
	D.S. N° 021-2008-MTC y modificaciones (D.S. N° 030-2008-MTC, D.S. N°043-2008-MTC, R.D. N° 040-2008-MTC14)
<b>Planes de Contingencia</b>	Ley N° 28551: Ley que establece la obligación de elaborar y presentar planes de contingencia

<b>Patrimonio Cultural</b>	Ley N° 28296: Ley General del Patrimonio Cultural de la Nación
	Resolución Suprema N° 004-2000-ED: Reglamento de Investigaciones Arqueológicas
<b>Residuos Sólidos</b>	Ley N° 27314 (modificada por D.L. N° 1065): Ley General de Residuos Sólidos
	D.S. N° 057-2004-PCM: Reglamento de la Ley General de Residuos Sólidos
<b>Especies Amenazadas</b>	D.S. N° 034-2004-AG: Categorización de especies amenazadas de fauna silvestre y prohibición de caza, captura, transporte o exportación comercial
	D.S. N° 043-2006-AG: Categorización de especies amenazadas de flora silvestre

### 2.3. Definición de términos básicos

- **Abra:** Se refiere a una abertura o ensenada formada en el litoral entre montañas o colinas, o bien a la desembocadura de un río. También puede tratarse de una fisura o fractura en el terreno, provocada por fenómenos como la erosión o temblores, o a vacíos en las rocas generados por la acción del agua.
- **Agua de drenaje de la mina:** Son aguas subterráneas extraídas de las minas mediante bombeo hacia la superficie. Por lo general, estas aguas requieren tratamiento para alcanzar un pH neutro antes de ser vertidas en el entorno natural.



- **ANFO:** Es una mezcla explosiva compuesta por nitrato de amonio y combustible (por sus siglas en inglés: ammonium nitrate and fuel oil). Es ampliamente utilizada como agente detonante en diversas minas.
- **Anomalía:** Cualquier irregularidad en la formación geológica que pueda indicar la presencia de mineralización en capas subyacentes. En geofísica y geoquímica, es un área donde las propiedades medidas son significativamente diferentes en comparación con la región circundante.
- **Buzamiento:** Es el ángulo que forma una veta, estrato o manto respecto a un plano horizontal, medido en un plano vertical.
- **Caballo:** Se denomina así a una zona de material estéril de gran tamaño que se encuentra dentro de una veta, habitualmente compuesto por el mismo material que las rocas encajonantes.
- **Caja piso:** La roca situada por debajo de una veta mineral.
- **Caja techo:** La roca ubicada por encima de una veta inclinada.
- **Constituyentes esenciales de los criaderos:** Incluyen la mena (parte valiosa), la ganga (parte no valiosa) y el estéril (material sin valor económico).
- **Contactos litológicos:** Límites naturales entre diferentes tipos de roca, que a menudo forman las cajas techo y piso de una veta.
- **Criadero, yacimiento o depósito mineral:** Parte de la corteza terrestre donde los procesos geológicos han generado concentraciones de minerales útiles, susceptibles de ser explotados económicamente con las tecnologías disponibles.
- **Cuerpo (ORE BODY):** Depósitos minerales de forma y tamaño indefinidos, generalmente grandes e irregulares.

- **Depósitos primarios y secundarios:** Los depósitos primarios están relacionados con la formación original de las rocas, mientras que los secundarios resultan de la alteración de los primarios, a menudo dando lugar a la formación de nuevos minerales.
- **Desmante:** Material estéril sin valor económico que se genera durante las actividades mineras.
- **Diaclasas:** Fracturas presentes en las rocas que no presentan desplazamiento. También son conocidas como juntas y son comunes en masas rocosas.
- **Diseminaciones:** Depósitos mineralizados donde los granos de mineral están dispersos de forma irregular dentro de la roca.
- **Espaciado:** Distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Un espaciado menor produce bloques de roca más pequeños, mientras que un espaciado mayor genera bloques más grandes.
- **Estratificación:** Superficie característica de las rocas sedimentarias que separa capas de distinta o similar composición. También puede observarse en rocas metamórficas derivadas de sedimentarias.
- **Explotación:** Proceso de extracción de minerales económicamente valiosos mediante métodos específicos, con el objetivo de tratarlos posteriormente en una planta concentradora.
- **Fallas:** Fracturas en la roca que han experimentado desplazamiento, pudiendo ser pequeñas o estructuras mayores que atraviesan toda una mina.
- **Ganga:** Parte no valiosa del mineral asociada a la mena. Este concepto puede cambiar según las cotizaciones, la ley del mineral y el tiempo.
- **Hilos:** Pequeñas vetas de mineral que se cruzan entre sí.

- **Investigaciones geotécnicas:** Estudios realizados a través de perforaciones diamantinas para determinar las características hidrogeológicas y parámetros geotécnicos de los materiales en una zona.
- **Lentes:** Depósitos minerales con forma de lente cuyo espesor disminuye hacia los bordes y cuya longitud puede alcanzar decenas de metros.
- **Mantos:** Depósitos minerales tabulares, generalmente horizontales o con inclinaciones menores a 30°, y de considerable espesor.
- **Masa rocosa:** Conjunto de rocas in situ que contiene diversas discontinuidades como fallas, diaclasas y estratos.
- **Matriz rocosa:** Material rocoso continuo, aunque heterogéneo y anisótropo, compuesto por características internas como textura, estructura y mineralogía.
- **Mena:** Parte del mineral de mayor valor económico, de la que se obtienen metales de manera rentable.
- **Mineral:** Materia inorgánica de origen natural que compone la corteza terrestre, conformada por dos elementos principales: mena y ganga.
- **Minería:** Actividad industrial dedicada a la búsqueda, extracción, procesamiento y comercialización de minerales con valor económico.
- **Orientación:** Posición espacial de una discontinuidad, descrita mediante su rumbo y buzamiento. Discontinuidades con orientación similar forman sistemas o familias.
- **Perfil geotectónico:** Serie de actividades orientadas a analizar el subsuelo, incluyendo recomendaciones para diseño y construcción en dicho entorno.

- **Perfil litológico:** Estudio de la composición y estructura de las rocas, analizando aspectos como tamaño de grano, textura, mineralogía y material cementante.
- **Perforación:** Primera etapa en la preparación de una voladura, que consiste en realizar taladros en la roca para alojar explosivos y accesorios de detonación.
- **Persistencia:** Extensión de una discontinuidad. A menor persistencia, mayor estabilidad de la masa rocosa; a mayor persistencia, menor estabilidad.
- **Pliques:** Curvaturas de los estratos rocosos, generalmente asociadas a procesos tectónicos.
- **Potencia:** Espesor de un depósito mineral, medido perpendicularmente entre las cajas.
- **Productividad:** Relación entre los bienes y servicios producidos y los recursos empleados en su producción.
- **Relleno:** Material presente dentro de una discontinuidad. Materiales blandos reducen la competencia de la masa rocosa, mientras que materiales duros la aumentan.
- **Roca intacta:** Fragmento de roca ubicado entre discontinuidades, usualmente utilizado para ensayos de laboratorio.
- **Roca meteorizada:** Roca alterada por interacción con la atmósfera, hidrósfera o biósfera, común cerca de la superficie terrestre.
- **Rugosidad:** Nivel de aspereza o irregularidad en una discontinuidad. Una mayor rugosidad implica una masa rocosa más competente.

- **Rumbo (STRIKE):** Dirección de la veta, estrato o manto en relación con el norte magnético, medida en un plano horizontal.
- **Veta o filón:** Grieta de la corteza terrestre rellena de mineral, generalmente inclinada y con desarrollo uniforme en longitud, ancho y profundidad.
- **Yacimiento de mineral:** Depósito natural compuesto de uno o más minerales que contienen sustancias metálicas con valor económico.
- **Zonas de corte:** Bandas de material de varios metros de espesor donde se han producido fracturas en la roca.
- **Zonificación geomecánica:** Proceso de división del terreno en áreas con características geomecánicas homogéneas, lo que permite anticipar su comportamiento.

## **2.4. Formulación de Hipótesis**

### **2.4.1. Hipótesis general**

Si efectuamos el Planeamiento determinaremos el Método de Explotación y Desarrollo de la Reserva Minera Valeria IV de la Minera Aurífera Retamas S.A.

### **2.4.2. Hipótesis Específicos**

- a) Con la realización del planeamiento se determinará la geometría del yacimiento y la potencia de la reserva Valeria IV en la Minera Aurífera Retamas S.A.
- b) Con la ejecución del planeamiento se establecerá el proceso para el desarrollo de las labores en la Minera Aurífera Retamas S.A.

## **2.5. Identificación de las variables**

### **2.5.1. Variable Independiente:**

X: Planeamiento para determinar el Método de Explotación y Desarrollo de la Minera Aurífera Retamas S.A.

### 2.5.2. Variable Dependiente:

Y: Reserva Minera Valeria IV de la Minera Aurífera Retamas S.A.

### 2.6. Definición operacional de variables e indicadores

**Tabla 2.**

*Operacionalización de Variables*

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Planeamiento para determinar el Método de Explotación y Desarrollo.	Es imperativo realizar un análisis preliminar sobre la planificación y supervisión del proceso productivo (operaciones mineras), subrayando su relevancia, su alcance, sus restricciones y sus métodos. En resumen, desde la perspectiva de Munier, Velasquez y Ackoff, la planificación se define como el diagnóstico de las posibilidades a través de un proceso intelectual, implicando un análisis exhaustivo de los factores productivos dentro de la organización, sus restricciones internas y externas, y cualquier aspecto relacionado con la selección de un objetivo a alcanzar en la Minera Aurífera Retamas S.A.	Planeamiento Minero  Evaluación Geomecánica.	Parametros Geotecnicos  Tipo de roca  Zonificación
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Reserva Minera Valeria IV de la Minera Aurífera	La producción de mineral en Minera Aurífera Retamas S.A., con un nivel de 1500 TMS/día y una ley promedio de 11 g Au/TM, está por encima del Cut-off operacional de 6.64 g Au/TM, lo que indica una operación económica viable dentro de las condiciones actuales. Esta productividad y elección del método de minado están directamente influenciadas por diversos factores técnicos, geológicos y operativos que definen la eficiencia de la extracción en la reserva Valeria IV, caracterizada por ser un depósito epigenético de origen hidrotermal. A continuación, se analiza en detalle:	Minera Aurífera Retamas	Metodo de Explotacion  Desarrollo  Secuencia de Minado

*Fuente: Elaboración Propia*

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Tipo de investigación**

- Basado en la determinación del Método de Explotación, se determina que tenemos una investigación del tipo Cuantitativa.
- Aplicada: En el proceso de explotación y desarrollo de la Minera Aurífera Retamas, son de diferentes tipos, por lo que se debe determinar el método de minado de la reserva Valeria IV.
- Experimental: Por el análisis realizado a la información obtenida durante el proceso de análisis de datos.
- Documental: Por la información proporcionada por la empresa y las gestiones realizadas para efectuar la presente investigación.
- De campo y de laboratorio: Por los resultados obtenidos en los trabajos de campo y los análisis realizados para su realización.

#### **3.2. Nivel de investigación**

Relacional

### **3.3. Métodos de la Investigación.**

El método que se siguió para la realización de la presente investigación fueron como sigue:

**Método deductivo:** Análisis de los datos generales para llegar a conclusiones determinativas.

**Método inductivo:** Resultados general a partir de los datos obtenidos y de los antecedentes de la Minera Aurífera Retamas.

### **3.4. Diseño de la Investigación**

El enfoque utilizado se enmarca en la investigación cuantitativa, de tipo descriptivo y correlacional, orientado al desarrollo del Planeamiento para Definir el Método de Explotación y Desarrollo de la Reserva Minera Valeria IV, perteneciente a Minera Aurífera Retamas S.A.

### **3.5. Población y muestras**

#### **3.5.1. Población**

Área que comprende la Reserva Valeria IV, objeto del presente estudio.

#### **3.5.2. Muestra**

Las reservas explotadas en la minera vienen a ser una detallada muestra del proceso geológico acontecido en Retamas, que corresponden a la clasificación general de depósito epigenético, formados por soluciones hidrotermales.

### **3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

#### **3.6.1. Técnicas**

##### **Descripción de las técnicas empleadas**

##### **- Recopilación y análisis de datos**

Se recolecta la información de campo e información de la empresa que representa la referencia principal.



- **Observación directa y toma de datos**

Se realiza observaciones directas de todos los ciclos de minado en la mina, y la evaluación geomecánica realizada, para la obtener los parámetros geotécnicos de la reserva Valeria IV.

- **Búsqueda de Información Bibliográfica**

Se analizo la información proporcionada por la Minera y la información por internet que sirvieron como referencias para la aplicación de los deferentes métodos de explotación.

**3.6.2. Instrumentos de recolección de datos**

**Materiales**

- Planos topográficos.
- Mapeos geomecánicos Efectuados.
- Informes geomecánicos.
- Tipos de Minados efectuados (Documentación).
- Informe de ciclos de minado.
- Picota, brújula, flexómetro, mapeador.
- Estación Total.
- Libreta de campo.

**3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos.**

Se realizó el procesamiento de los datos en la mina, detallando el tipo de roca y la zonificación correspondiente en su totalidad. Este procedimiento se llevó a cabo considerando la información recolectada y las consideraciones establecidas respecto al tipo de roca de acuerdo con los parámetros geomecánicos, con la finalidad de establecer el método de explotación más apropiado para la reserva Valeria IV.

### **3.8. Tratamiento estadístico**

Las acciones que se aplicaron sobre las unidades experimentales y que son objeto de con los diferentes métodos de explotación por cada tipo de roca, así como por los parámetros geotécnicos obtenidos que nos permite obtener una estadística dentro de todos los procesos efectuados admitiendo obtén un modelo estadístico que refleja los resultados obtenidos de los trabajos realizados.

### **3.9. Orientación ética filosófica y epistémica**

La investigación se llevó a cabo siguiendo los principios de la ética profesional, respetando los valores y lineamientos propios de un proceso investigativo. Cabe destacar que esta se realizó en la Minera Aurífera Retamas, bajo la supervisión técnica de la empresa y cumpliendo con sus controles de calidad establecidos.

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1. Descripción del trabajo de campo**

##### **4.1.1. Macizo Rocoso**

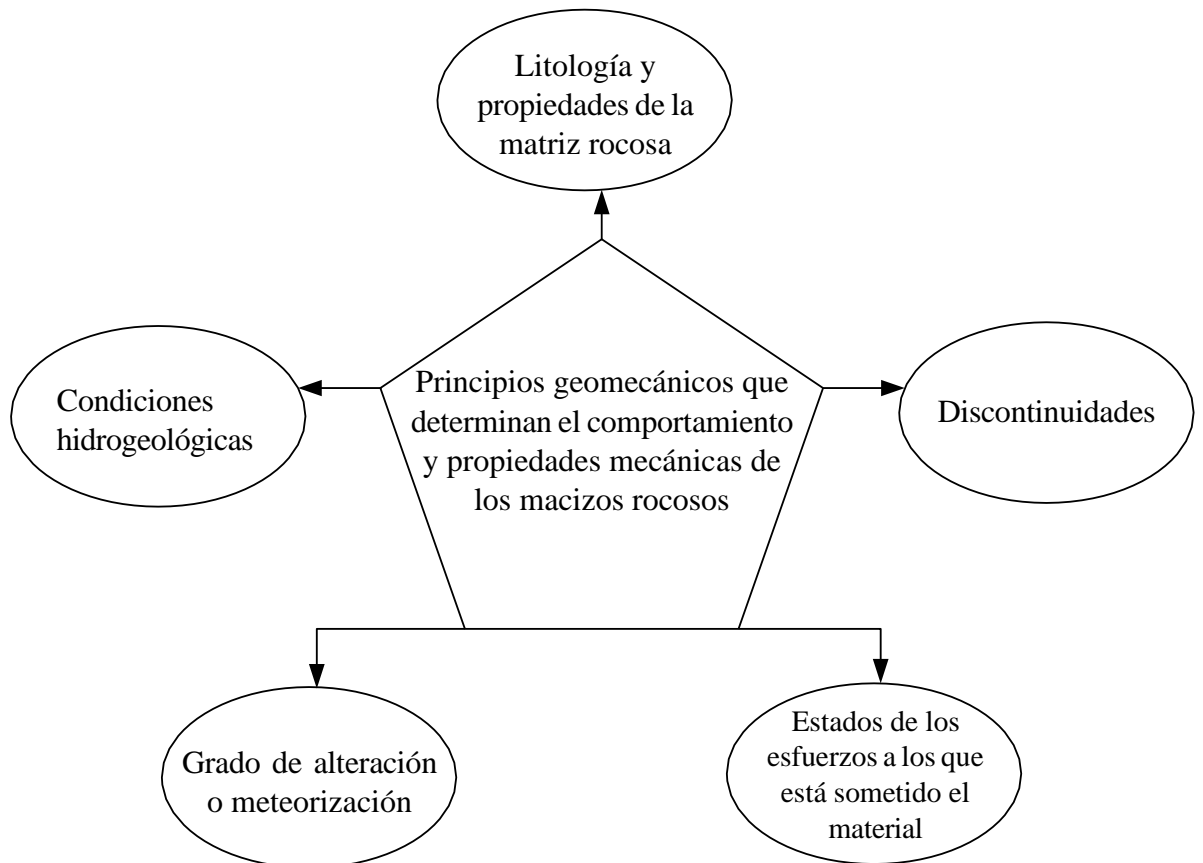
El macizo rocoso se compone de bloques de matriz rocosa y de discontinuidades. Desde el punto de vista mecánico, se considera un medio discontinuo, anisótropo y heterogéneo, debido a la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, los cuales influyen directamente en su comportamiento geomecánico e hidráulico.

La anisotropía se refiere a la presencia de planos de debilidad con orientaciones específicas, como la estratificación, laminación o grupos de diaclasas, entre otros.

##### **4.1.1.1. Principios Geomecánicos**

La Figura 1 ilustra los principios geomecánicos fundamentales que deben ser considerados para una caracterización precisa del macizo rocoso.

*Ilustración 2. Principios geomecánicos para caracterizar un macizo rocoso*



*Fuente: Fuente propia*

#### 4.1.1.2. Litología

La litología constituye la sección de la geología dedicada al estudio de las rocas, sus propiedades y su formación. De acuerdo con su procedencia, las rocas pueden clasificarse en:

- Rocas Ignífugas: Se refieren a las formaciones resultantes del proceso de enfriamiento y solidificación del magma. El granito, la Diorita, el Gabro, el pórfido y la lava.
- Rocas sedimentarias: estas se originan a través de la sedimentación. La arcilla, la caliza, la turba, el lignito, la antracita.
- Las rocas metamórficas se constituyen a través de procesos de elevadas presiones y temperaturas. Productos tales como cuarcita,

pizarra, mármol y esquisto.

#### 4.1.1.3. Discontinuidades

Las discontinuidades se caracterizan como un plano de origen mecánico que distingue e individualiza los bloques de matriz rocosa dentro de un macizo rocoso. Habitualmente, dichos planos exhiben una resistencia a la tracción insuficiente.

La aparición de discontinuidades, tales como fallas, juntas o diques, introduce un espectro diversificado de características en el macizo de piedra. Mediante su función de discontinuidades, estas discontinuidades establecen las propiedades y el comportamiento del macizo, en función de su naturaleza, frecuencia y orientación.

- **Planos de estratificación:** Dividen las rocas sedimentarias en capas o estratos.
- **Fallas:** Fracturas que presentan desplazamiento. Pueden ser estructuras menores localizadas en áreas específicas de la mina o estructuras de gran magnitud que atraviesan toda la mina.
- **Región de corte:** Se ha detectado una falla en la roca en bandas de material de varios metros de espesor.
- **DIACLASES:** Las juntas, también denominadas fracturas sin desplazamiento, son las más prevalentes en las masas rocosas.
- **Los esquemas de foliación o esquistosidad:** Surgen entre las estratificaciones de las rocas metamórficas, otorgándoles una apariencia laminada o de hojas.
- **Interacciones litológicas:** Habitualmente, constituyen la caja techo y la caja piso en una veta.

- **Venta de Venillas:** Fracturas revestidas con materiales distintos a los que constituyen la roca original.

Propiedades geomecánicas de las discontinuidades que influyen en el comportamiento de la masa rocosa:

- **Orientación:** Describe la posición espacial de la discontinuidad en términos de rumbo y buzamiento.
- **Espaciado:** Representa la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes.
- **Persistencia:** Se refiere al tamaño o extensión de la discontinuidad. Una menor persistencia implica una mayor estabilidad de la masa rocosa.
- **Rugosidad:** Indica la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Una menor rugosidad reduce la competencia de la masa rocosa, mientras que una mayor rugosidad la incrementa.
- **Apertura:** Es la separación entre las paredes de la discontinuidad. Menor apertura suele estar asociada a mejores condiciones en la masa rocosa.
- **Relleno:** Corresponde a los materiales dentro de la discontinuidad. Materiales suaves disminuyen la competencia de la masa rocosa, mientras que los más duros la aumenta.

#### 4.1.1.4. Estado de los esfuerzos a los que está sometido el material

Conforme se incrementa la profundidad del minado, se observa un incremento en los esfuerzos naturales en la masa rocosa, principalmente atribuible al peso de las rocas subyacentes, conocido como carga litostática. La ejecución de una excavación minera en la masa rocosa

provoca una modificación en el campo de esfuerzos naturales, induciendo un nuevo estado de esfuerzos en la roca circundante a la actividad minera. En las áreas donde estos esfuerzos se concentran, la resistencia de la roca puede superarse, lo que puede generar problemas de inestabilidad en el macizo rocoso de las excavaciones y representar un peligro potencial de desprendimientos de roca.

- Las repercusiones de los esfuerzos en la masa rocosa pueden ser categorizadas teniendo en cuenta las siguientes categorías generales de terrenos:
- Trabajos ejecutados en roca de considerable magnitud o con fracturas mínimas.
- Empleados en roca fracturada.
- Trabajos en roca con fracturas de intensidad y debilidad.
- Actividades ejecutadas en roca estratificada.
- Trabajos ejecutados en el contexto de fallas y áreas de corte.
- Se llevaron a cabo ensayos en roca expansiva.

### **Resistencia de una roca**

- Resistencia: La valoración de la resistencia de una roca en terreno se lleva a cabo utilizando un martillo geológico, considerando la correlación entre la cantidad de impactos necesarios para fracturar la roca y el rango de resistencia en el que se categoriza la roca impactada.
- Criterio generalizado de Hoek & Brown: Este estándar establece la reducción de la resistencia de un macizo rocoso en comparación con la resistencia de la roca intacta bajo diversas condiciones geológicas. El cálculo terrenal se lleva a cabo a través de la observación de dos

elementos fundamentales: el estado de fracturamiento y la calidad de las discontinuidades (consultar Figuras 3 y 4). El Índice de Resistencia Geológica (GSI, por sus siglas en inglés) se manifiesta en una serie de valores y se determina de manera visual, fundamentándose en la experiencia del geólogo encargado de la caracterización del macizo. En consecuencia, este proceso puede exhibir un nivel de subjetividad.

Hoek y Brown desarrollaron su criterio de rotura con el propósito de suministrar información preliminar para el análisis requerido en el diseño de excavaciones subterráneas en roca apropiada. Este criterio se basaba en las propiedades intactas de la roca, a las cuales se aplicaban factores reductores basados en las características de un macizo rocoso fracturado. Con el objetivo de integrar la perspectiva empírica con las observaciones geológicas, los autores optaron por el sistema de clasificación RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski como punto de referencia. No obstante, se llegó a la conclusión de que el RMR no era apropiado para correlacionar el criterio de rotura con las observaciones geológicas en terreno, particularmente en el caso de macizos rocosos de baja resistencia. Este índice fue posteriormente adaptado y ampliado para su aplicación en macizos rocosos de baja resistencia.



**Tabla 3. Criterios para la estimación de la resistencia en terreno**

Grado	Descripción	Identificación del terreno	Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)
R6	Roca extremadamente fuerte	La muestra solo puede ser astillada con el martillo geológico	> 250
R5	Roca muy fuerte	La muestra requiere de muchos golpes del martillo geológico para ser fracturada.	100 - 250
R4	Roca fuerte	La muestra requiere más de un golpe del martillo geológico para ser fracturada	50 -100
R3	Roca medianamente fuerte	No puede ser escarbada o disgregada por un cortapluma, la muestra se fractura con un solo golpe del martillo geológico.	25 - 50
R2	Roca débil	Puede ser escarbada por el cortapluma con dificultad, se deforma o disgrega con un fuerte golpe de la punta del martillo	5,0 - 25
R1	Roca muy débil	Se disgrega con un fuerte golpe de la punta de martillo geológico, puede ser escarbada por el cortapluma.	1,0 - 5,0
R0	Roca extremadamente débil	Marcada por la uña.	0,25 - 1,0

*Fuente: Geomecánica.*

#### **4.1.1.5. Grado de alteración o meteorización.**

Hoek y Brown elaboraron su criterio de rotura con la finalidad de proporcionar información inicial para el análisis necesario en el diseño de excavaciones subterráneas en roca adecuada. Este criterio se fundamentaba en las características de la roca intacta, a las que se aplicaban factores reductores basados en las propiedades de un macizo rocoso fracturado. Con el objetivo de integrar la perspectiva empírica con las observaciones geológicas, los autores optaron por el sistema de clasificación RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski como punto de referencia. No obstante, se llegó a la conclusión de que el RMR no resultaba apropiado para correlacionar el criterio de rotura con las observaciones geológicas en terreno, particularmente en el caso de macizos rocosos extremadamente débiles. Esta circunstancia condujo a la implementación del Índice de Resistencia Geológica (GSI, por sus siglas en inglés), que posteriormente fue adaptado y ampliado para su aplicación en macizos rocosos de baja resistencia.

**Tabla 4. Grado de meteorización.**

TERMINO	DESCRIPCIÓN	GRADO
Roca fresca	No presenta signos visibles de meteorización en la roca: Tal vez una leve decoloración en las superficies de las discontinuidades mayores	I
Levemente meteorizada	La decoloración indica meteorización de la roca y en las superficies de las discontinuidades. La roca en su totalidad puede estar decolorada por la meteorización y puede estar externamente algo más débil que en su condición fresca.	II
Moderadamente meteorizada	Menos de la mitad de la roca esta descompuesta y/o desintegrada como un suelo. La roca fresca o decolorada se puede presentar como colpas o testigos continuos.	III
Muy meteorizada	Más de la mitad de la roca está descompuesta y/o desintegrada como un suelo. La roca fresca o decolorada se puede presentar como colpas o testigos discontinuos.	IV
Completamente meteorizada	Toda la roca está descompuesta y/o desintegrada como un suelo. La estructura original de macizo aún se mantiene en gran parte intacta	V
Suelo residual	Toda la roca está convertida como suelo. La estructura de macizo está destruida. Existe un gran cambio de volumen, sin embargo, el suelo no ha sido transportado significativamente.	VI

*Fuente: Propia*

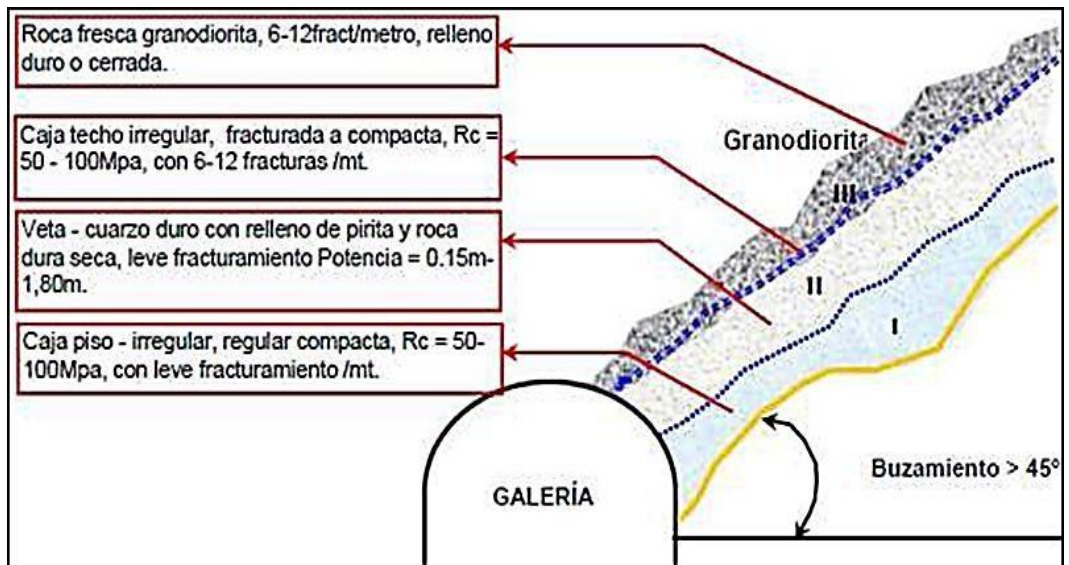
Algunos tipos de alteración, como la silicificación y en menor grado la calcificación, mejoran las características de la masa rocosa.

Ilustración 3. Índice de Resistencia Geológica. (GSI)

INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA		CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES				
<p>De los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades (en Tabla 4), seleccione el cuadro apropiado en esta tabla. Estime el valor típico del Índice Geológico de Resistencia, GSI, de los contornos que muestra la tabla. No trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 36 a 42, es más realista que indicar un único valor, por ejemplo 38.</p>		<p>MUY BUENA Superficies rugosas y de cajas frescas (sin señales de intemperización ni de alteración)</p> <p>BUENA Superficies rugosas, cajas levemente intemperizadas y/o alteradas, con pábotas de óxido de hierro</p> <p>REGULAR Superficies lisas, cajas moderadamente intemperizadas y/o alteradas</p> <p>MALA Superficies lisas y cizalladas, cajas intemperizadas y/o alteradas, con rellenos de fragmentos granulares y/o arcillosos firmes</p> <p>MUY MALA Superficies lisas y cizalladas, cajas muy intemperizadas y/o alteradas, con rellenos arcillosos blandos</p>				
ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO		EMPEORA LA CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES 				
 <p><b>FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY)</b> MACIZO ROCOSO CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA BIEN TRABADOS, DE FORMA CUBICA Y DEFINIDOS POR TRES SETS DE ESTRUCTURAS, ORTODONALES ENTRE SI.</p>		80				
 <p><b>FUERTEMENTE FRACTURADO EN BLOQUES (VERY BLOCKY)</b> MACIZO ROCOSO ALGO PERTURBADO, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA TRABADOS, DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR CUATRO O MAS SETS DE ESTRUCTURAS.</p>		70	60			
 <p><b>FRACTURADO Y PERTURBADO (BLOCKY / DISTURBED)</b> MACIZO ROCOSO PLEGADO Y/O AFECTADO POR FALLAS, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR LA INTERSECCION DE NUMEROSOS SETS DE ESTRUCTURAS.</p>			50	40		
 <p><b>DESINTEGRADO (DISINTEGRATED)</b> MACIZO ROCOSO MUY FRACTURADO Y QUEBRADO, CONFORMADO POR UN CONJUNTO POBREMENTE TRABADO DE BLOQUES Y TROZOS DE ROCA, ANGULOSOS Y TAMBIEN REDONDEADOS</p>				30	20	
					10	

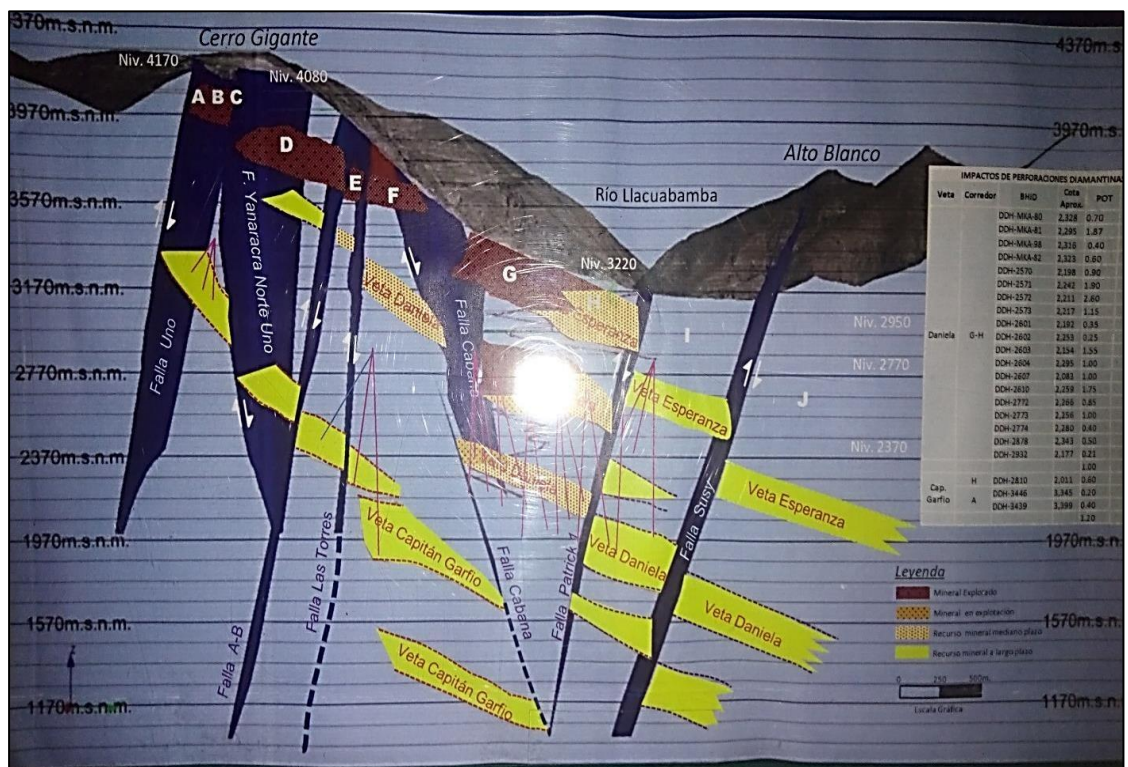
Fuente: Geología.

Tabla 5. Geomecánica del macizo rocoso.



Fuente: Propia

Ilustración 4. Mapa geológico de la veta Daniela



Fuente: Propia

#### **4.1.1.6. Condiciones hidrogeológicas**

En rocas fracturadas o estratificadas, el agua en las fisuras es un factor crítico, ya que ejerce presión, actúa como lubricante y puede lavar rellenos débiles, complicando la estabilidad de las excavaciones. En rocas muy fracturadas, acelera el aflojamiento, especialmente bajo altos esfuerzos.

La filtración de agua en áreas secas indica cambios en los esfuerzos que abren o extienden fracturas, mientras que el secado en áreas húmedas sugiere un aumento de esfuerzos. En rocas expansivas, el agua provoca hinchamiento, generando presiones y deformaciones que pueden llevar a fallas o dañar sostenimientos.

Sin drenaje adecuado, el agua de relleno hidráulico debilita la masa rocosa, especialmente en rocas frágiles, aumentando el riesgo de aflojamiento y caídas.

#### **4.1.2. Valoración de los factores Geomecánicas.**

Se considerarán tres clasificaciones más utilizadas en la actualidad:

- Clasificación Bieniawsky (RMR del CSIR).
- Clasificación de Barton (NGI).
- Clasificación GSI

##### **4.1.2.1. Clasificación de Bieniawski (CSIR).**

Bieniawski, del CSIR (South African Council for Scientific and Industrial Research), desarrolló el sistema de clasificación RMR (Rock Mass Rating), ampliamente utilizado por ingenieros geotécnicos. Este índice sirve como base para el mapeo, la excavación y el diseño de sostenimiento en labores mineras.

El índice RMR clasifica la calidad del macizo rocoso en función de parámetros estructurales específicos, destacando el RQD (Rock Quality Designation). Este índice evalúa la calidad de la roca según los segmentos de testigos mayores a 10 cm obtenidos en sondeos o mediante el índice volumétrico de diaclasas ( $J_v$ ) en afloramientos, calculado como  $(RQD = 115 - 3,30 \cdot J_v)$ .

La clasificación RMR se determina considerando una serie de parámetros clave:

- |  |                     |
|--|---------------------|
| (1) Resistencia del material intacto<br>(Ensayo carga puntual o compresión simple) | : valor máximo = 15 |
| (2) R.Q.D.   | : valor máximo = 20 |
| (3) Distancia entre las discontinuidades   | : valor máximo = 20 |
| (4) Condición de las discontinuidades  | : valor máximo = 30 |
| (5) Agua subterránea   | : valor máximo = 15 |

$$\mathbf{RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5)}$$

**Tabla 6. La clasificación RMR oscila entre 0 y 100.**

<b>Clase</b>	<b>Calidad de roca</b>	<b>RMR</b>
I	Muy buena	81 - 100
II	buena	61 - 80
III	regular	41 - 60
IV	mala	21 - 40
V	Muy mala	0 - 20

*Fuente: Propia*

#### **4.1.2.2. Clasificación de Barton (NGI).**

El sistema Q de clasificación de macizos rocosos fue desarrollado en 1974 por Barton, Lien y Lunde del NGI (Norwegian Geotechnical Institute). Este sistema representó un avance significativo en la clasificación de macizos rocosos debido a varias razones: se basa en el análisis de 212 casos históricos de túneles en Escandinavia, utiliza un enfoque cuantitativo y es una herramienta práctica para el diseño del sostenimiento en túneles.

El sistema Q evalúa la calidad del macizo rocoso mediante un índice numérico (Q) determinado según la siguiente relación:

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

Dónde:

RQD : Porcentaje de recuperación del testigo de un sondeo.

J<sub>n</sub> : Número de familias de fracturas

J<sub>r</sub> : Factor de rugosidad de las discontinuidades. J<sub>a</sub>: Factor de alteración de las discontinuidades.

$J_w$  : Factor de reducción por contenido de agua en las discontinuidades

SRF: Parámetro que considera el estado tensional en el macizo rocoso (Stress Reduction Factor). Factor de reducción por esfuerzos o tensiones.

**Los tres grupos formados con estos parámetros son:**

$RQD / J_n =$  Denota la estructura del macizo rocoso; constituye una medida aproximada de la magnitud de los bloques.

$J_n / J_a$  denota la rugosidad y las propiedades de fricción de las paredes de una fractura o del material de relleno utilizado.

$J_w / SRF =$  Denota el impacto del estado de tensión.

El SRF constituye una métrica empleada para cuantificar la pérdida de carga en excavaciones en zonas de fallas y rocas con fracturas rellenas con arcilla, así como las tensiones en el caso de rocas competentes y la carga que provoca deformación en rocas plásticas incapacitadas.

El RQD se basa en la recuperación modificada de un testigo, y está indirectamente vinculado al número de fracturas y al nivel de alteración del macizo de roca.

***Tabla 7. Calidad de roca en función de RQD.***

RQD	Calidad de roca
<25%	Muy mala
25-50%	Mala
50-75%	Regular
75-90%	buena
90-100%	Muy buena

***Fuente: propia***



El RQD se caracteriza como el porcentaje de núcleos recuperados en fragmentos completos de 100 mm o más, del longitud total del barreno:

$$RQD = \frac{\text{suma de longitudes de piezas de testigos} > 10\text{cm}}{\text{largo del barreno}} \times 100$$

En ausencia de sondeos, se emplea la fórmula alternativa siguiente:

El valor de RQD es de  $115 - 3.3 J_v$ .

Ubicación:  $J_v$ : cantidad de juntas identificadas en la superficie del macizo rocoso por metro cúbico.

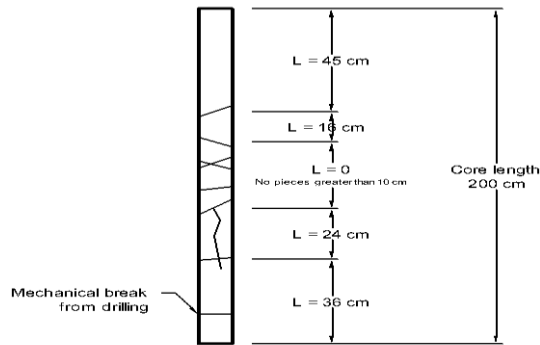
Teniendo en cuenta la cantidad de discontinuidades por metro lineal. De acuerdo con Priest y Huston, 1976.

$$RQD = 100 e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$$

Dónde:  $\lambda$  = número de discontinuidades en un metro lineal

Las condiciones de las discontinuidades se definen por los siguientes parámetros: Persistencia, Apertura, Rugosidad, Relleno y Meteorización.

**Ilustración 5. Forma de calcular el índice de calidad de roca de Deere (RQD)**



$$RQD = \frac{45 + 16 + 24 + 36}{200} \times 100\% = 61\%$$



De acuerdo a la tabla 7, el valor de 61% corresponde a una roca de calidad regular.

**Fuente: Propia**

La calidad del macizo rocoso puede oscilar entre  $Q = 0.001$  y  $Q = 1000$  en una escala logarítmica de calidad del macizo. Este intervalo ha sido segmentado en nueve tramos, resultando en la siguiente categorización cualitativa:

**4.1.2.3. Clasificación según Índice G.S.I**

Además de las clasificaciones más conocidas, como las propuestas por Bieniawski y Barton, el índice de calidad GSI (Geological Strength Index) desarrollado por Hoek y Brown ha ganado popularidad recientemente. Este índice permite estimar los parámetros de corte "equivalentes",  $(C)$  y  $(\phi)$ , lo que constituye una de sus principales ventajas.

El GSI fue concebido como una opción alternativa al RMR, ofreciendo una metodología para incorporar datos geológicos en el criterio de falla generalizada de Hoek-Brown. Este método resulta particularmente beneficioso para macizos rocosos de calidad baja o muy baja (muy alterados y con alto contenido de finos).

La determinación del GSI es el primer paso para estimar empíricamente la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso. Este proceso se basa en la evaluación de las condiciones estructurales (como el grado de fracturamiento) y de superficie (incluyendo la alteración, la forma de las fracturas y el tipo de relleno).

La clasificación según su estructura varía de:

- Levemente fracturado (LF)
- Fracturada (F)
- Muy fracturada (MF), 12 a 20 fracturas/m
- Intensamente fracturada (IF), mayor de 20 fracturas
- Triturada (T)

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

- Muy buena (MB)
- Regular (R)
- Pobre (P)
- Muy pobre (MP)

### **4.1.3. Métodos de explotación**

#### **4.1.3.1. Definición de método de explotación.**

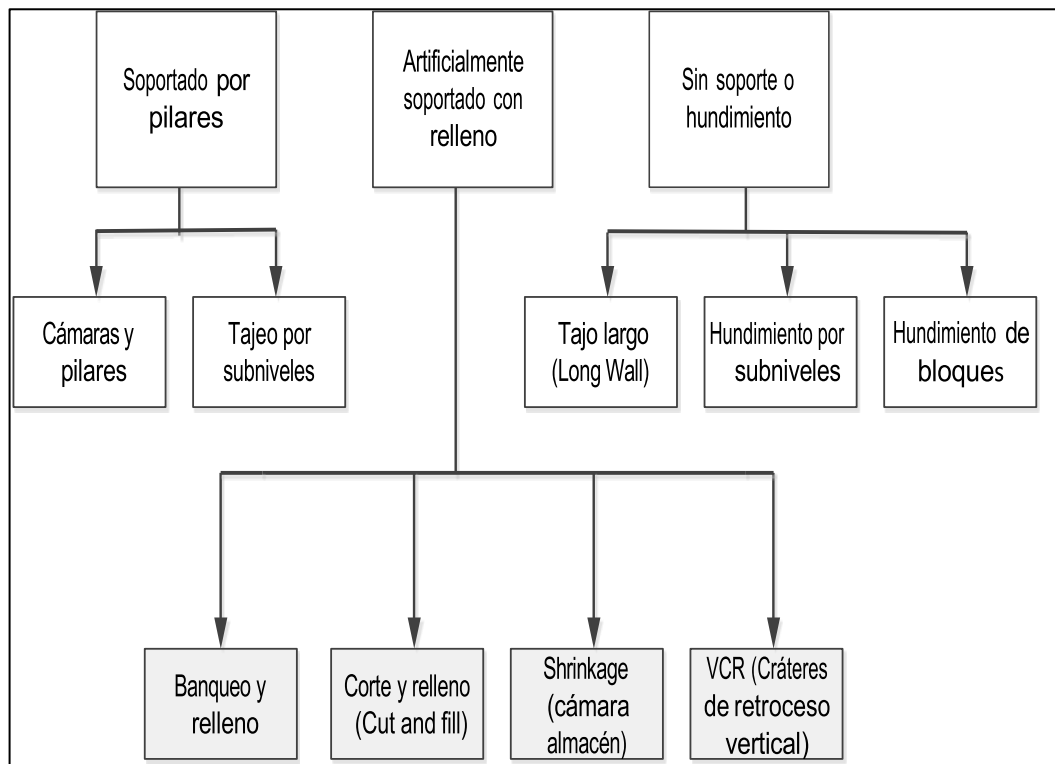
Un método de explotación minera es el conjunto de procedimientos técnicos y económicos utilizados para extraer recursos de un yacimiento mineral.

La selección del método depende de la geometría del yacimiento y de la geoforma en relación con las rocas y la topografía circundante. En términos de geometría, se considera el diseño estándar de las labores de acceso, preparación y explotación de cada sector del depósito mineral. Además, se tienen en cuenta las tecnologías empleadas en el arranque, cargue, transporte y control de los huecos generados durante la extracción.

#### **4.1.3.2. Clasificación de los métodos de explotación**

Los métodos de explotación minera se clasifican en tres grandes categorías: aquellos soportados por pilares, los que cuentan con soporte artificial mediante relleno y, finalmente, los que no requieren soporte o se basan en el hundimiento. Cada una de estas categorías se subdivide en métodos específicos, tal como se detalla en la figura correspondiente.

**Ilustración 6. Clasificación de los métodos de explotación.**



*Fuente: Propia*

#### **4.1.3.2. Factores para la elección de un buen método de explotación.**

Para una elección adecuada del método de explotación, es necesario examinar los siguientes factores:

- La naturaleza del yacimiento (Superficial, subterráneo y mixto)
- Geometría del yacimiento: Forma y ubicación.
- Proceso de distribución de la masa mineral.
- Características tanto físicas como químicas del mineral y de las rocas encajantes.
- Factores financieros y capacidad de transporte.
- Condiciones relacionadas con la seguridad y el medio ambiente.
- Operaciones de acceso al yacimiento (Galería, corte, rampa, pique, entre otros).
- Elementos característicos del mineral (Ley, dureza, espesor, entre

otros)

#### **4.1.3.3. Corte y relleno ascendente**

Este procedimiento de extracción implica la extracción del mineral a través de tajadas horizontales en una secuencia ascendente, iniciando desde la base del caserón. Todo el material extraído se extrae del tajo, y tras la finalización de cada tajada, el espacio vacío se rellena con material externo. Este relleno no sólo ofrece sustento a las paredes del caserón, sino que también funciona como piso de trabajo para la extracción de la siguiente tajada. El mineral es extraído mediante piques artificiales que se erigen de manera progresiva en el relleno conforme progresa la explotación en dirección ascendente.

Este sistema resulta óptimo para vetas, mantos y cuerpos mineralizados que presentan ángulos de buzamiento que superan el ángulo de reposo del material en fragmentación. El mineral debe ser de gran masa y parcialmente cementado; sin embargo, debe tener la capacidad de mantener claros amplios durante el proceso de extracción. No obstante, la roca encajonadora, particularmente en la tabla superior, tiende a ser menos eficaz, demandando apoyo adicional, ya sea natural o artificial, para prevenir colapsos durante periodos prolongados.

El procedimiento resulta especialmente eficaz cuando las cajas presentan una capacidad insuficiente y el buzamiento de la veta excede los 45°. Mediante rampas, se obtiene altura para la construcción de ventanas desde las cuales se procede a la ejecución ascendente de la veta. Se efectúan cortes horizontales consecutivos hasta llegar a un punto de equilibrio, dejando un pilar de mineral como soporte final. Las ventanas

dirigidas hacia la chimenea de extracción se abren cada vez que se requiere la modificación del canal de rastrillaje, y el nivel subterráneo coincide con la corona del último corte realizado.

Cada dos incisiones se consolidan con relleno hidráulico, que actúa como fundamento para la continuación de las nuevas incisiones. Para la implementación del relleno, se edifica una plataforma de hormigón armado que soporta la carga de finos. Previo a la ejecución de los cortes, se construye una chimenea que facilita el acceso al corte y facilita el traslado del mineral extraído. Esta chimenea se dilata conforme progresan los cortes.

El mineral roto se limpia utilizando winches eléctricos, trasladándolo hacia las chimeneas, donde es chuteado a través de tolvas para su posterior recolección. Este proceso asegura la extracción eficiente y el soporte adecuado durante toda la operación.

### **Preparación Del Block**

Para implementar el método de corte y relleno ascendente, se inicia con la preparación del rebaje, delimitando la zona de explotación mediante dos niveles y dos contrapozos (pozos auxiliares conectados al principal de extracción), en un proceso conocido como bloqueo de rebaje. Las dimensiones del rebaje o área de explotación se establecen en función del tipo de yacimiento, la consistencia del mineral y las tablas, la calidad y ley de los valores, la ubicación de los respaldos, y el tipo y disponibilidad del equipo de minado a emplear.

Tras la determinación del rebaje, se emprenden las actividades de preparación. Principalmente, estas tareas abarcan el cuele de un subnivel

situado por encima del nivel inferior, en función del tamaño del rebaje; el cuele de tolvas de extracción; y, si las dimensiones lo requieren, el cuele de uno o más contrapozos desde el subnivel de preparación hasta el nivel superior. Estos contrapozos cumplen funciones tales como la ventilación, el acceso y los contenedores destinados al almacenamiento del material de relleno.

Cada dos incisiones se consolidan con relleno hidráulico, que actúa como fundamento para la continuación de las nuevas incisiones. Para la implementación del relleno, se edifica una plataforma de hormigón armado que soporta la carga de finos. Previo a la ejecución de los cortes, se construye una chimenea que facilita el acceso al corte y facilita el traslado del mineral extraído. Esta chimenea se dilata conforme progresan los cortes.

**Tabla 8. Datos generales de la veta Daniela.**

VETA	MET.	BUZ.	PANEL	LONG. (m)	ANCHO (m)	LIMPIEZA	ALTURA MINADO (m)
Daniela	TE	45°	A-1	40	70	Winche	1.3

*Fuente: Propia*

#### **4.1.3.4. Método de Explotación Long Wall**

El método **\*\*Long Wall\*\***, también conocido como método de tajo largo, consiste en aislar la zona de trabajo y avanzar a lo largo del frente de extracción “fila a fila”. A medida que se avanza, el techo colapsa detrás del área trabajada, lo que contribuye a liberar carga sobre los pilares previamente establecidos y mejora la estabilidad de la excavación.



En el plan de producción de la mina, se proyecta cumplir con una capacidad máxima de procesamiento de 1500 toneladas diarias. Actualmente, la veta Valeria aporta aproximadamente un 30% de esta producción, aunque se espera que pronto supere el 70%. Para una nueva zona en desarrollo, se seleccionará el método de explotación más adecuado basado en un análisis comparativo de las ventajas y desventajas entre el método de corte y relleno ascendente y el método Long Wall. Es importante subrayar que el procedimiento Long Wall, tal como se aplica en el caso presente de la mina, demanda la utilización de una chimenea central para dividir el bloque en dos secciones. Esta chimenea es el punto de inicio de la fractura en la dirección del rumbo, con una salida hacia el subnivel. Uno de los beneficios primordiales del procedimiento radica en la sencillez en la perforación y la limpieza constante del mineral a través de la utilización de winches. Para el sostenimiento, se utilizarán puntales de madera con cabezales Jack Pot (platos pretensados) y se aplicará de manera puntual la solución Wood Pack.

Desde una perspectiva histórica, la elección de una técnica minera para la explotación de un nuevo yacimiento se basaba primordialmente en la valoración de técnicas implementadas en otras operaciones mineras y en las experiencias derivadas de yacimientos similares en la misma región. No obstante, en el contexto contemporáneo, debido a las significativas inversiones de capital requeridas para la apertura de una mina nueva o la modificación de un método de explotación preexistente, y al impacto considerable de dichas decisiones

en los costos de extracción, este proceso debería fundamentarse en un análisis sistemático y exhaustivo de todos los parámetros particulares del yacimiento.

Los parámetros en cuestión incluyen la geometría del depósito y la distribución de las leyes, las características geomecánicas del mineral y de las rocas encajonadoras, los factores económicos, las limitaciones ambientales y las circunstancias sociales.

El diseño de una mina comprende un conjunto diverso de componentes y objetivos, que incluyen la selección del método de explotación, la determinación de la dimensión geométrica de la mina, la determinación del ritmo de producción, la secuencia de extracción y la elección del equipo adecuado.

#### **4.1.4. Operaciones de Perforación y voladura**

##### **4.1.4.1. Perforación**

La perforación es la primera etapa en el proceso de voladuras y tiene como objetivo crear huecos en los macizos rocosos, distribuidos y diseñados con la geometría adecuada para alojar las cargas de explosivos y sus accesorios iniciadores. La **\*\*malla de perforación\*\*** se refiere a la disposición de los taladros en una voladura, considerando principalmente la relación entre el **\*burden\*** (distancia entre taladros y la cara libre), el espaciamiento entre taladros y su orientación respecto a la profundidad.

En las voladuras, los barrenos desempeñan distintas funciones según su posición y tienen misiones específicas. Estos se agrupan y se enumeran de acuerdo con la secuencia de encendido.

- Arranque o cuele:

Este conjunto de barrenos, situados en una proximidad considerable entre ellos, tiene como finalidad primordial la generación de una cara libre inicial en una región central de la voladura. Generalmente, incorpora barrenos cargados junto con uno o varios barrenos de diámetro superior que permanecen vacíos. Su disposición típicamente posee dimensiones aproximadas de un metro cuadrado, aunque en determinadas circunstancias pueden albergar una carga superior a la del resto de los barrenos.

- Contracuele:

Estos barrenos rodean el cuele y tienen como función ampliar la cara libre inicial, facilitando el desplazamiento del material durante la detonación del resto de la voladura.

- Destroza:

Son barrenos encargados de fragmentar y mover la roca hacia la cara libre creada por el cuele y el contracuele, asegurando un desplazamiento eficiente del material.

Contorno:

Estos barrenos, situados en el perímetro de la voladura, tienen como propósito moldear el perímetro de la excavación, ajustándose al diseño proyectado. Su carga es inferior a la de los demás, empleándose cordón detonante de alto gramaje, tanto aislado como en combinación con cartuchos de calibre reducido.

- Arrastre:

Estos barrenos, situados en el piso de la voladura, constituyen el

suelo de la excavación. Los dispositivos finalmente dispuestos tienden a estar sobrecargados, debido a la necesidad de levantar el material previamente volado y depositado sobre ellos.

En las labores de avance de túneles o galerías, uno de los principales desafíos al trabajar con explosivos es la falta de caras libres. Esto aumenta el consumo específico de explosivo en comparación con las voladuras a cielo abierto, especialmente en secciones pequeñas. Para optimizar las condiciones de diseño, es fundamental detonar en un orden que permita generar progresivamente nuevas caras libres.

Entre los resultados de una mala calidad de perforación, tenemos:

- Mala fragmentación.
- Inadecuado rendimiento del explosivo.
- Sobre excavaciones.
- Voladura fallada.
- Formación de callos o pechos.

#### **4.1.4.2. Voladura**

La voladura constituye la etapa inicial en la conminución del material in situ y tiene como propósito optimizar el uso de la energía química del explosivo para lograr una fragmentación adecuada al menor costo posible. Esto contribuye a aumentar la productividad en las operaciones de carguío, transporte y chancado, mejorando así el costo global del proceso de minado.

El principal objetivo de la voladura es romper la estructura del macizo rocoso in situ, minimizando el daño en la roca circundante, de

modo que los equipos mecánicos puedan excavar los fragmentos de manera eficiente.

Los explosivos, compuestos por una mezcla de sustancias oxidantes y combustibles, se descomponen violentamente al ser iniciados, liberando una gran cantidad de energía. Esta energía se utiliza para fracturar la roca mediante la expansión de gases generados durante la explosión.

#### **4.1.4.3. Voladura Controlada**

La voladura controlada es una técnica especializada diseñada para lograr superficies de corte lisas y bien definidas, minimizando el agrietamiento de la roca remanente o adyacente y mejorando así su estabilidad.

Los objetivos principales de una voladura controlada son:

Condiciones para realizar una voladura controlada:

- Disminuir la sobre rotura (overbreak): Reducir el exceso de material removido fuera de los límites planificados.
- Obtener superficies de corte lisas: Conseguir paredes regulares y bien definidas en el área de la excavación.
- Lograr una mayor estabilidad: Minimizar el daño en la roca remanente para garantizar la seguridad y durabilidad de la estructura.
- Disminuir la dilución del mineral: Reducir la mezcla de material estéril con el mineral valioso.
- Evitar agrietamientos: Prevenir fracturas no deseadas en la roca adyacente al área de la voladura.

### **Condiciones para una voladura controlada**

Se efectúa una voladura regulada mediante el empleo de cargas explosivas lineales de baja energía, dispuestas en perforaciones muy próximas entre sí y detonadas simultáneamente. Este método permite la gestión de la generación de una fisura o plano de fractura que determina la superficie final de un corte o excavación.

Condiciones en la perforación para una voladura controlada:

- **Diámetro de los taladros:** Los taladros de contorno generalmente tienen el mismo diámetro que los utilizados en la voladura principal.
- **Precisión en la perforación:** Es fundamental asegurar el alineamiento y el paralelismo de los taladros para obtener resultados efectivos.
- **Espaciamiento entre taladros:** La distancia entre los taladros debe ser menor que la empleada en una voladura convencional para controlar mejor el plano de rotura.

### **Condiciones en el carguío:**

- **Explosivos de baja energía y velocidad de detonación:** Se emplean para minimizar el impacto en la roca remanente.
- **Carga de columna desacoplada:** La carga no debe interactuar directamente con las paredes del taladro, generando un anillo de aire que amortigue el impacto y absorba una porción de la energía de la explosión. Esta carga debe ser distribuida de manera uniforme a través del taladro.
- **Carga de fondo acoplada:** El factor de acoplamiento debe ser cercano al 100% para maximizar la eficiencia de la detonación en el fondo del taladro.

- Sellado de los taladros: Es necesario usar tacos inertes para contener los gases y evitar que la columna desacoplada sea expulsada del taladro durante la explosión.

#### **Condiciones necesarias en el disparo:**

- Sincronización del disparo: Los taladros del corte periférico deben detonarse de forma simultánea o con un máximo de dos o tres etapas de retardo muy cortas. Esto asegura la formación completa del plano de corte.
- Explosivos de baja potencia o poder rompedor bajo: Es recomendable utilizar explosivos como dinamita espaciada, Exsacorte o Exsasplit, que generan menor impacto y ayudan a preservar la estabilidad del macizo rocoso circundante.

#### **4.1.4.4. Explosivos y accesorios de voladura.**

- **Explosivos.**

Un explosivo se define como una sustancia activada por calentamiento, fricción u ondas de choque, que desencadena en milisegundos una reacción exotérmica acelerada, liberando calor y produciendo volúmenes significativos de gases a elevada presión. Estos gases, al ser sometidos a calentamiento y expansión, generan un trabajo mecánico de considerable magnitud.

Posterior a la detonación de un explosivo a través de un taladro, se genera una onda de choque que se propaga a una velocidad media de 400 metros por segundo, impactando la roca y produciendo fisuras radiales que se propagan desde

el lugar de detonación. Si esta onda alcanza una superficie libre, se caracteriza como una onda de tensión. Dado que la roca exhibe una mayor resistencia a la tensión que a la compresión, se generan nuevas fisuras que propician la penetración de gases a elevada presión en ellas, culminando en la ruptura.

Dentro de su composición química, los explosivos frecuentemente incorporan elementos combustibles como el carbono e hidrógeno, así como oxidantes, destacando el oxígeno en combinación con nitrógeno. Dado su carácter inestable, los explosivos tienen la capacidad de evolucionar hacia un estado más estable cuando son sometidos a un estímulo externo.

***Ilustración 7. Explosivo Semexa 65% 7/8" x 7"***



***Fuente: [www.exsa.net](http://www.exsa.net)***



*Ilustración 8. Exsablock, dinamita de baja densidad.*



*Fuente: [www.exsa.net](http://www.exsa.net)*

- **Propiedades de los explosivos.**

Las propiedades más importantes de los explosivos son las siguientes:

A) **Fuerza, potencia o efecto voladura.**

Denota la energía obtenida durante una detonación, que facilita la evaluación de la capacidad operativa del explosivo. Esta fuerza está condicionada por el volumen de gases producidos, el calor emitido durante la explosión y la velocidad de la reacción, que genera una presión elevada.

No obstante, la energía disponible de manera autónoma no resulta suficiente para prever la eficacia en la fractura de la roca, dado que dos explosivos con una cantidad idéntica de energía pueden generar efectos distintos en función de la velocidad con la que se libera dicha energía.

La energía liberada, conocida como  $Q$ , se determina

mediante la diferencia entre el calor producido por los productos de la explosión y el calor producido por los componentes del explosivo:

$$Q = \Delta H (\text{productos}) - \Delta H (\text{componentes})$$

Donde  $\Delta H$  representa el calor de formación o el cambio de entalpía.

La energía puede expresarse en función del peso del explosivo, de su volumen o mediante valores absolutos o relativos, lo que da lugar a las siguientes cuatro formas de expresión:

- **Potencia absoluta en peso (AWS)**

- 1) Energía por unidad de peso:

Esta metodología de cuantificación representa la energía emitida por cada unidad de peso del explosivo. Por ejemplo, la Resistencia Absoluta de Peso (AWS) de un Anfo se sitúa en aproximadamente 900 cal/g, mientras que la de una dinamita gelatinosa amoniaca se sitúa en cerca de 1100 cal/g.

- **Potencia absoluta en volumen (ABS)**

Indica el volumen de energía liberado por cada unidad de volumen del explosivo, expresado en cal/cm<sup>3</sup>.

La fórmula para calcular este valor es:

$$\text{Energía por volumen} = \text{Energía por peso} \times \text{Densidad del explosivo}$$

Esto permite evaluar el impacto energético del explosivo en función de su volumen ocupado.

$$ABS_{\text{explosivo}} = \rho \times AWS$$

Dónde:  $\rho$  = Densidad del explosivo en  $\text{g/cm}^3$

AWS = Potencia absoluta en peso en  $\text{cal/g}$

Por ejemplo:

Para el Anfo cuya densidad es de  $0,85 \text{ g/cm}^3$  y un valor de AWS de  $900 \text{ cal/g}$ , la ABS estará dada por:

$$ABS_{\text{anfo}} = 0,85 \times 900 = 765 \text{ cal/g}$$

La ABS se determina en función de la densidad del explosivo, lo que implica que su valor puede fluctuar incluso para el mismo tipo de explosivo.

- **Potencia relativa en peso (RWS)**

Es la relación entre la potencia absoluta por peso (AWS) de un explosivo y la de otro considerado como referencia, utilizada para comparar su desempeño.

Por lo general, el ANFO se toma como referencia, asignándole un valor energético arbitrario de  $RWS = 100$ , equivalente a  $900 \text{ cal/g}$ .

Ejemplo:

Determinar la potencia relativa de una dinamita gelatinosa amoniacal con una potencia absoluta de  $1100 \text{ cal/g}$ .

$$RWS_{\text{(dinamita)}} = \frac{AWS_{\text{(dinamita)}}}{AWS_{\text{(anfo)}}} \times 100 = \frac{1100}{900} \times 100 = 122\%$$

Posteriormente, la dinamita gelatinosa amoniacal exhibe

una potencia en peso relativo que supera en un 22% a la de la dinamita del Anfo.

- **Potencia relativa volumétrica (RBS)**

Corresponde a la energía liberada por unidad de volumen de un explosivo en comparación con la de un explosivo de referencia.

Se establece a través de la comparación entre las potencias absolutas por volumen (ABS) de un explosivo y la del explosivo base, teniendo en cuenta una densidad determinada.

Por lo general, se utiliza el ANFO como referencia, con una densidad de 0,85 g/cm<sup>3</sup>.

Ejemplo:

Calcular la potencia relativa de una dinamita gelatinosa amoniacal cuya densidad es de 1,35 g/cm<sup>3</sup>.

Esta fórmula equivale a:

Luego para la dinamita la potencia relativa volumétrica

$$RBS_{(dinamita)} = \frac{ABS_{(dinamita)}}{ABS_{(anfo)}} \times 100$$

$$RBS_{(dinamita)} = \frac{1485}{765} \times 100 = 194$$

será:

Se interpreta como que la potencia volumétrica de la dinamita gelatinosa amoniacal es un 94% mayor que la del Anfo.

#### **A. Velocidad de detonación.**

Corresponde a la energía liberada por unidad de

volumen de un explosivo en comparación con la de un explosivo de referencia.

Se establece a través de la comparación entre las potencias absolutas por volumen (ABS) de un explosivo y la del explosivo base, teniendo en cuenta una densidad determinada.

Por lo general, se utiliza el ANFO como referencia, con una densidad de 0,85 g/cm<sup>3</sup>.

Ejemplo:

Calcular la potencia relativa de una dinamita gelatinosa amoniacal cuya densidad es de 1,35 g/cm<sup>3</sup>.

Las velocidades de detonación de los explosivos sin confinamiento suelen ser aproximadamente del 70% al 80% de las velocidades alcanzadas por los explosivos confinados.

Una distinción fundamental reside en el movimiento de los productos producidos por la reacción química. En un proceso de combustión o deflagración, los compuestos resultantes de la reacción de óxido-reducción se desplazan en dirección contraria al progreso de la combustión. Por el contrario, en un proceso de detonación, los productos se desplazan en la misma dirección que el progreso de la onda de detonación.

Este comportamiento se describe mediante la ecuación

fundamental conocida como la Condición de Chapman-Jouguet.  $VOD = S + W$

Dónde:

VOD: velocidad de detonación.

S : velocidad de sonido en el explosivo.

W : velocidad de partículas (productos).

## **B. Densidad.**

Se caracteriza habitualmente la densidad del explosivo en términos de peso específico, mientras que la gravedad específica de los explosivos se establece dividiendo el peso del explosivo por el volumen ocupado por este. En el contexto de mercancías, el valor fluctúa entre 0.6 y 1.7. Los explosivos de alta densidad suelen generar velocidades de detonación elevadas y una presión aumentada, lo que conlleva una capacidad de fractura incrementada; estos suelen ser utilizados cuando se necesita una fragmentación fina de la roca. Los explosivos de baja densidad producen una fragmentación de finura reducida y se utilizan cuando la roca está diaclasada.

La densidad de los explosivos adquiere relevancia en condiciones de alta humedad, dado que una densidad elevada conlleva una permeabilidad reducida del explosivo. Un proyectil con una gravedad específica inferior a 1.0 no debe ser inmerso en agua.

### C. Presión de detonación.

Representa el indicador más preciso de la capacidad de un explosivo para fracturar una roca dura. La presión de detonación, que está condicionada por la velocidad de detonación y la densidad del explosivo, se refiere a la sobrepresión del explosivo durante el transcurso de las ondas de detonación, y suele ser una variable clave en la elección del tipo de explosivo.

La presión de detonación puede ser calculada a través de la siguiente ecuación:

$$P_d = \frac{\rho \times VOD^2}{4} \times 10^{-5}$$

Dónde:

$P_d$  = Presión de detonación en Kbars

$\rho$  = Densidad inicial del explosivo en g/cm<sup>3</sup>

VOD = Velocidad de detonación en m/s

Como ejemplo aplicamos a un explosivo de anfo de

$$P_d = \frac{0,85 \times 6000^2}{4} \times 10^{-5} = 76,5 \text{ Kbars}$$

densidad 0,85 g/cm<sup>3</sup> y una velocidad de detonación de 6 000 m/s. La presión de detonación estimada es:

La presión de detonación no es equivalente a la que los gases resultantes de la reacción ejercen, la cual se denomina presión de explosión.

Se evidencia una correlación directa entre la velocidad de detonación y la presión de detonación, lo que implica que un incremento en la velocidad conlleva un aumento en la presión correspondiente.

Se utiliza una presión de detonación elevada (alta velocidad de detonación) para la fragmentación de rocas de alta dureza, como el granito (7 en la escala de Mohs y una densidad aproximada de 2.5), mientras que para la fragmentación de rocas de textura suave, como los esquistos (rocas sedimentarias y metamórficas con menos de 4 en la escala de Mohs), puede ser necesaria una presión de detonación reducida (baja velocidad de detonación).

#### **D. Presión de explosión.**

El término alude a la presión ejercida sobre las paredes del barreno como consecuencia de la acción expansiva de los gases derivada de la detonación del explosivo.

Análogamente a la presión de detonación, su valor se ve afectado por la densidad y los Volúmenes de Detonación (VOD) del explosivo. La estimación habitual de su valor se realiza a la mitad del valor de la presión de detonación, según la siguiente ecuación:

$$P_g = \frac{P_d}{2} = \frac{\rho \times VOD^2}{8} \times 10^{-5}$$

Dónde:



$P_g$  = Presión de gases en Kbars

$P_d$  = Presión de detonación en Kbars

#### **E. Sensibilidad.**

El término se refiere a la cuantificación de la facilidad de iniciación de los explosivos, definida como el mínimo de energía, presión o potencia necesaria para lograr la iniciación. El explosivo óptimo se distingue por su sensibilidad a la iniciación mediante cebos (estopines) para asegurar la detonación total de la columna de explosión, y su insensibilidad a la iniciación accidental durante su transporte y manipulación.

Adicionalmente, para contrastar las sensibilidades entre diversos productos, se utilizan fulminantes de variadas potencias, y la sensibilidad del explosivo se incrementa de manera proporcional con el número de cápsulas utilizadas.

#### **F. Resistencia al agua.**

Denota el intervalo temporal en el que un explosivo puede ser cargado en agua y cualquier detección segura, confiable y precisa puede ser realizada. La determinación de la resistencia hídrica de un explosivo se basa en la condición del cartucho (empaquetado y capacidad intrínseca de resistir al agua), la edad del explosivo y las condiciones del agua, incluyendo la

presión hidrostática (profundidad), la temperatura y la naturaleza del agua (estática o dinámica).

#### **G. Emanaciones.**

La combustión de explosivos de carácter comercial genera vapor de agua, dióxido de carbono y nitrógeno, los cuales, a pesar de su naturaleza no tóxica, generan gases asfixiantes como monóxido de carbono y óxidos de nitrógeno.

Los factores primordiales que inciden en la generación de gases tóxicos son:

- El equilibrio de oxígeno en el proceso de formulación química.
- Un cebado inapropiado.
- Ataque acuático.
- Corresponde al diámetro crítico.
- La práctica deficiente de carga en el barreno, resultando en cavidades en la columna de explosión.
- La deflagración del explosivo se refiere a una reacción incompleta.

Los explosivos destinados al comercio deben ser formulados de tal forma que estén adecuadamente equilibrados en oxígeno, con el propósito de reducir la generación de gases perjudiciales.

Una concentración excesiva de oxígeno en la mezcla

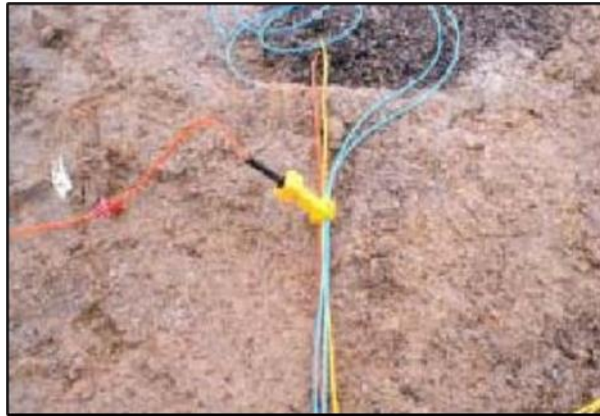
resultará en la producción de óxidos de nitrógeno, mientras que una deficiencia de oxígeno resultará en la generación de monóxido de carbonos.

- Accesorios de voladura en sistemas no eléctricos de iniciación.
- Detonadores iniciados por cordones detonantes de muy bajo gramaje.

Estos cables están compuestos por una sección central de pentrita (1,3-Dinitrato-2,2-bi (nitratometil) propano, también denominado Tetranitrato de Pentaeritritol), con un peso que fluctúa entre 0,8 g y 1,5 g/m, rodeada por hilados y recubierta por una capa de plástico flexible con un diámetro aproximado de 3 mm.

El detonador exhibe paralelismos con el eléctrico, con la diferencia fundamental de que el componente inflamable es el cordón mismo. Este comúnmente se cierra por un enlace plástico, tal como se ilustra en la figura, que facilita la conexión con el cordón maestro de disparo de gramaje superior.

***Ilustración 9. Detonador mostrando conector de plástico.***



*Fuente: Propio*

- Detonadores Nonel o sistemas de tubo de choque.

El Nonel representa un sistema de retardo no eléctrico, compuesto por un tubo de choque de color naranja. En uno de sus extremos, aloja un detonador de fondo de alta potencia, mientras que en el extremo opuesto, se encuentra un detonador de superficie de baja potencia, concebido para activar tubos de choque. Este último está integrado en un bloque plástico que se caracteriza por su codificación cromática.

Los intervalos de retardo se prolongan desde 75 metros hasta alcanzar una cifra que supera los 2 000 metros. La determinación de las voladuras exige tener en cuenta el retraso derivado de la transmisión de la onda de choque a través del tubo, estimado en aproximadamente 0.5 metros por cada metro de longitud. Una limitación intrínseca de este detonador reside en su insuficiente capacidad

para corroborar los circuitos de disparo, lo que implica que deben basarse en una inspección visual sencilla.

- Multiplicadores temporizados

*Ilustración 10. Detonador nonel*



*Fuente: Propia:*

Este conjunto de elementos se compone de un multiplicador convencional alojado en una funda de plástico, equipado con un orificio lateral similar a un orificio de generatriz, donde se desplaza el cordón detonador de gramaje reducido. Este tipo de multiplicador es habitualmente utilizado en las operaciones de voladura, donde las columnas de explosivo se seccionan e inician en periodos diferenciados con el propósito de reducir las cargas.

- **Cordones detonantes.**

El cordón detonador se constituye de un explosivo de pentrita de alta velocidad, circundado por

hilados de tejido y revestido con plástico cloruro de polivinilo. Estos son cables flexibles que integran explosivo rompedor. Se calcula la velocidad de detonación en alrededor de 7 000 metros por segundo.

Se distingue por su facilidad para el anudado y su alta resistencia al agua. Empleados en el proceso de activación de explosivos y multiplicadores, específicamente en la producción de explosivos destinados a voladuras de contorno. Es imperativo asegurar utilizando un cordón detonante.

***Ilustración 11: Minivel, sistema de iniciación no eléctrica***



***Fuente: [www.exsa.net](http://www.exsa.net)***

### *Ilustración 12. Pentacord, cordón detonante*



*Fuente: [www.exsa.net](http://www.exsa.net)*

#### **4.1.5. Concepto de dilución y operaciones de perforación, limpieza y sostenimiento**

##### **Dilución:**

La dilución por voladura alude a la reducción en la ley como resultado de la cantidad de material que se halla por debajo de la ley mínima de corte, o estéril, que se combina con el mineral económico. El traslado de estéril a la planta conlleva un costo superior en comparación con el traslado de una tonelada de mineral.

La dilución se define como la proporción de las cajas (techo y piso) que colapsarán como resultado del proceso minero. En consecuencia, la dilución planificada comprende la dilución de diseño, considerando en este caso la sección de minado. Adicionalmente, se considerará la dilución derivada de la voladura, el shotcrete, la geomecánica y la limpieza (dilución de piso).

##### **Operaciones de perforación, limpieza y sostenimiento:**

- El equipo de perforación utilizado es perforador Jack Leg (RNP).
- La limpieza se realizó con winche de 15 HP, y rastra de 36”.

- Sostenimiento con cuadros de madera, espaciados a 1.40 m de poste a poste.

#### 4.1.6. Mapeo Geomecánico

Se caracteriza como la representación de los datos registrados en el terreno con el objetivo de obtener un entendimiento detallado de la geología de la mina. Los parámetros que deben ser mapeados son: La naturaleza de la roca, las discontinuidades, las alteraciones, las clasificaciones de macizo rocoso y los detalles de una geometría o volumen (como una cuña).

La cartografía geomecánica incorpora datos geológicos y geotécnicos relativos a los parámetros que inciden en el macizo rocoso y que podrían provocar inestabilidad en las operaciones mineras. Además, incluye datos referentes a las categorías de estructura, la prospección geomecánica, la mecánica de rocas y otros aspectos relacionados.

El hallazgo de la cartografía geomecánica facilita la determinación del tipo de excavación más apropiado, así como el diseño de un sostenimiento apropiado.

- **Mapeo de registro lineal:** Se trata de un procedimiento para la recopilación de datos geomecánicos que implica la extensión de una cinta métrica en la pared rocosa y el registro de todos los datos relacionados con las propiedades de las discontinuidades, teniendo en cuenta que las fracturas de la voladura no se incluyen en este proceso. Los datos se registran en formatos apropiados para este propósito, y posteriormente serán procesados y exhibidos en los planos de las operaciones mineras.
- **Mapeo en arco rebatido:** Rebatir una tarea subterránea implica la consolidación de la corona y paredes de la misma. Así, el eje de la corona



será compatible con el eje de la planilla del mapeo y los márgenes de la mencionada planilla serán compatibles con el pie de las paredes.

- **Mapeo por celdas o ventanas:** Este documento toma en cuenta los sistemas de fracturamiento más persistentes, considerando sus atributos geomecánicos, incluyendo: su orientación, espaciamiento, abertura, rugosidad, persistencia y meteorización. Se considera la evaluación geomecánica propuesta por Bieniawski.

La principal ventaja de este método de mapeo en comparación con el mapeo por registro lineal radica en que ofrece información tridimensional, ampliando el alcance y profundizando en el entendimiento de los sistemas de fracturación.

La finalidad de este mapeo de celda radica en: la caracterización y cuantificación estadística de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso. Los parámetros que se deben cartografiar son discontinuidades de magnitud mayor y menor.

Este tipo de cartografía se emplea para establecer la ingeniería fundamental y detallada de un proyecto de manera orientada cuando se detectan modificaciones significativas en la geología con el objetivo de optimizar un proyecto.

Su principal aplicación en el campo de la geomecánica comprende: el análisis estructural, las modificaciones de los parámetros de diseño (ajuste por orientación a parámetro RMR), la orientación de las cámaras.

## **4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados**

### **4.2.1. Presentación y Análisis de Datos**

Una vez recopilados todos los datos requeridos en terreno, se adoptó un enfoque secuencial, facilitando así la organización necesaria para realizar el análisis del comportamiento de los métodos de explotación implementados.

Se procedió a tabular tablas y figuras pertinentes, además de tomar fotografías en terreno para ilustrar las diversas actividades.

### **4.2.2. Procedimiento experimental**

Se procederá a detallar los avances en los métodos de explotación: Corte y relleno ascendente y Long Wall, detallando las tareas iniciales y los subniveles correspondientes.

#### **4.2.2.1. Método Corte y relleno ascendente**

- **Buzamiento:** a 45°
- **Tipo de roca:** III (media dura), RMR de 41 a 60.
- **Potencia de veta:** 0.40 m}
- **Galería;** Se ha desarrollado en el nivel inferior con una sección de 2.10 m. x 2.40 m. Este trabajo se desarrolla a lo largo de la estructura mineralizada, y posteriormente se utiliza para el traslado del mineral extraído del bloque mediante carros mineros de tipo U montados sobre riel, transportado por una locomotora.
- **Chimeneas;** Las chimeneas se configuran en una dirección ascendente hacia el buzamiento (45°), con una sección de 1.50 m x 1.50 m. En contraste, la chimenea intermedia, con una sección de 2.40 m x 1.50 m, operará

de manera libre, alcanzando una longitud de 40 metros, distanciándose a 40 metros.

- **Subniveles;** El primer subnivel base se establece sobre la galería, generando un puente de 3 metros. La sección del subnivel se dimensiona de 1.20 m. x 1.80 m. El segundo nivel intermedio estará constituido por una sección de 1.20 m. x 1.80 m., con una corrida de 20.0 m para cada lado a par de la chimenea intermedia de sección 2.4 x 1.5.
- **Operaciones unitarias**
  - **Perforación:**

Equipo de perforación: Jack Leg

Longitud de taladro: 6 pies

Taladros cargados: 16

Malla de perforación: 0.40 x 0.50 m

Tiempo de perforación: 1 hora 58 minutos
  - **Voladura:**

Factor de voladura: 1.08 kg/m<sup>3</sup> Explosivos: 4.68 kg

Exablock: 65 cartuchos Volumen roto: 4.3 m<sup>3</sup>

Factor de potencia: 0.57 kg/ton Rendimiento: 0.85 ton/tal
  - **Sostenimiento:**

Tiempo de sostenimiento: 1 hora 15 minutos

Cuadros de madera de 2.10 m de ancho

Distancia de cuadro a cuadro 1.30 m
  - **Limpieza:**

Tiempo de limpieza: 2 horas 20 minutos

Winche de 15 HP

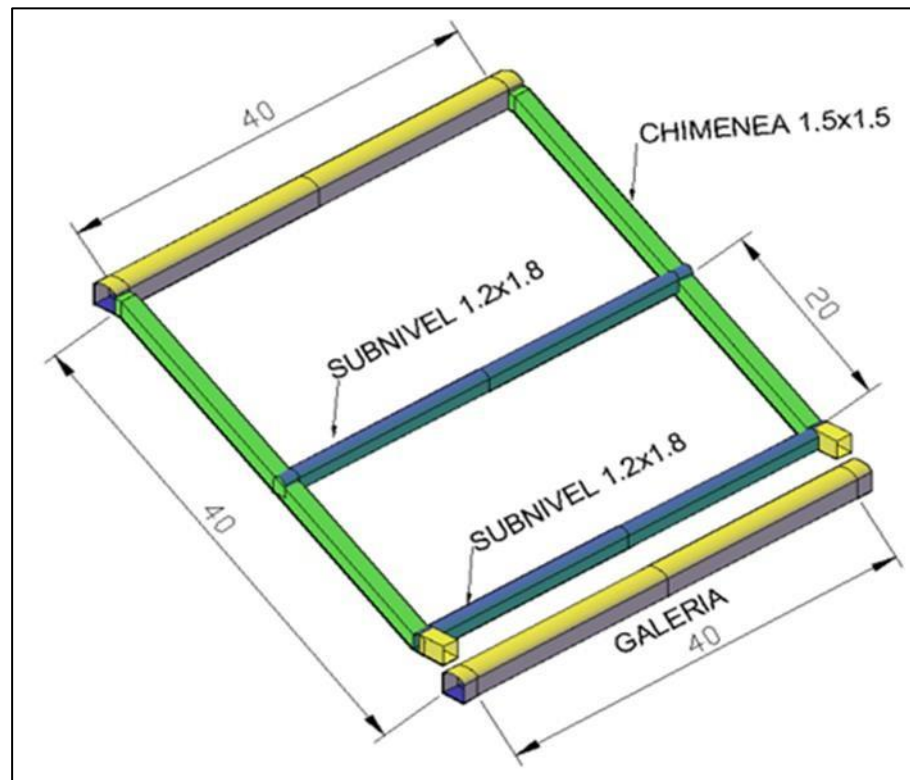
Rastras de 36''

- **Acarreo:**

Locomotora de 2.5 toneladas

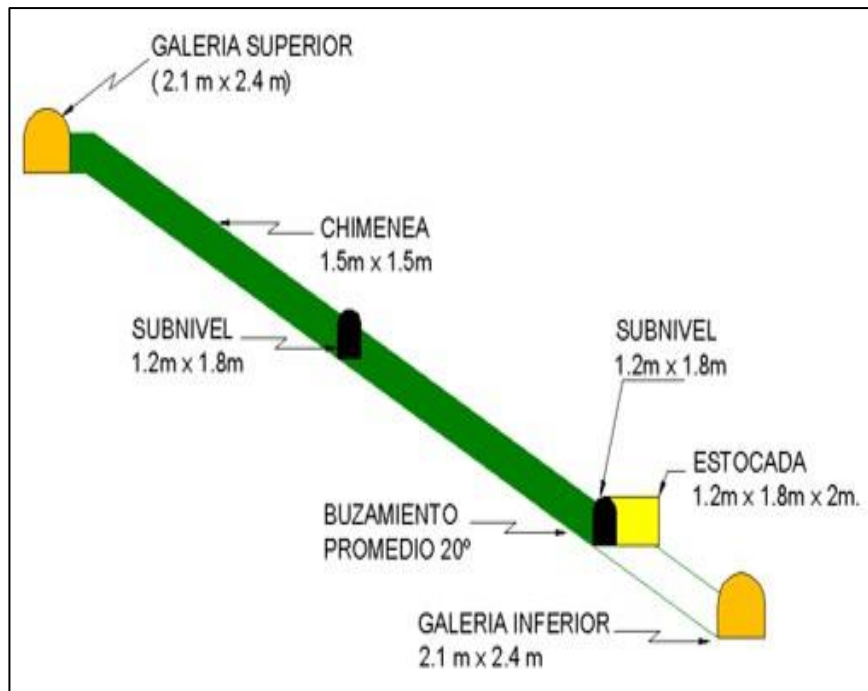
Carros mineros tipo U

*Ilustración 13. Vista isométrica.*



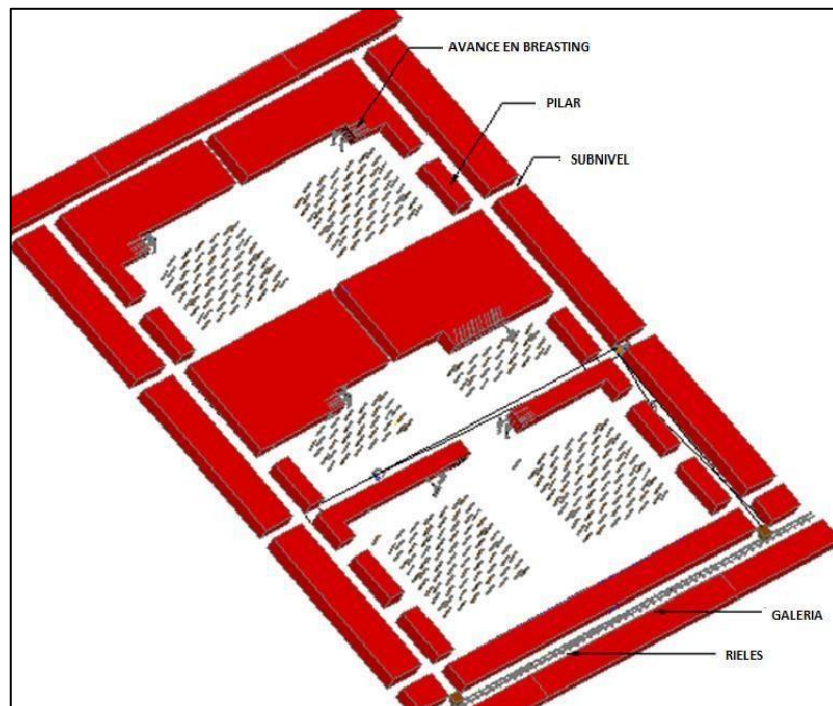
*Fuente: Propia*

*Ilustración 14. Vista transversal.*



*Fuente: Propia*

*Ilustración 15. Avance del Método Corte y Relleno Ascendente.*



*Fuente: Dpto. planeamiento Marsa*

#### 4.2.2.2. Minado por tajeos largos (Long wall)

Conocido también como longwall mining, se aplica en depósitos en forma de estratos de potencia uniforme, en ocurrencias de grandes extensiones.

##### **Consideración y criterios generales.**

La elección del método minado depende de numerosos factores, tales como:

- **Geometría del yacimiento**

La geometría de yacimiento mineral tiene que ver con la forma y posición del yacimiento.

Forma : Irregular.

Potencia : Variable, 0.10 m. a 0.70 m.

Buzamiento : 45°.

- **Características geomecánica.**

Indudablemente este es el factor más importante en el longwall.

- **Tipo de roca:**

III (media dura), RMR de 41 a 60.

##### **Preparación Del Block (12 m. x 20 m.)**

- **Galería;** desarrollada en el nivel inferior con sección 2.10 m. x 2.40 m. labor que avanza a lo largo de la estructura mineralizada, y luego sirve para **el transporte del mineral.**

- **By-pass;** con sección 2.10 m. x 2.40 m. que comunica a dos labores, generalmente para dar más eficiencia a la explotación.

- **Chimeneas;** se prepara las chimeneas con dirección al buzamiento (45°) de forma ascendente con sección 1.50 m x 1.50 m, la chimenea

intermedia con sección de 2.40 m. x 1.50 m. servirá de cara libre con una longitud de 20 m.

- **Subniveles;** el primer subnivel base se desarrolla encima de la galería dejando un puente de 4 m. la sección del subnivel es de 1.20 m. x 1.80 m. El segundo sub nivel intermedio tendrá una sección de 1.20 m. x 1.80 m. y una corrida de 20.0 m.

- **Operaciones unitarias**

- **Perforación:**

Equipo de perforación: Jack Leg

Longitud de taladro: 6 pies

Taladros cargados: 15

Malla de perforación: 0.40 x 0.50 m

Tiempo de perforación: 1 hora 45 minutos

- **Voladura:**

Factor de voladura: 1.18 kg/m<sup>3</sup>

Explosivos: 4.72 kg

Exablock: 60 cartuchos

Volumen roto: 4.92 m<sup>3</sup>

Factor de potencia: 0.29 kg/ton

Rendimiento: 1.01 ton/tal

- **Sostenimiento:**

Tiempo de sostenimiento: 1 hora 25 minutos

Cuadros de madera de 2.20 m de ancho

Distancia de cuadro a cuadro 1.30 m

- **Limpieza:**

Tiempo de limpieza: 2 horas 00 minutos

Winche de 15 HP

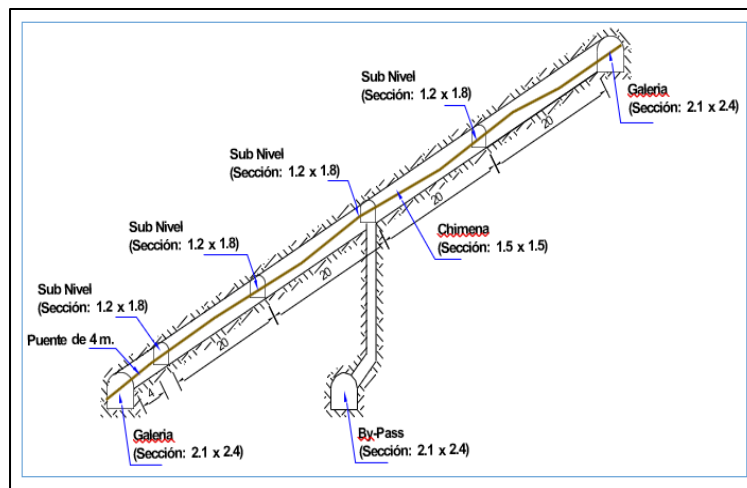
Rastras de 36"

- **Acarreo:**

Locomotora de 2.5 toneladas

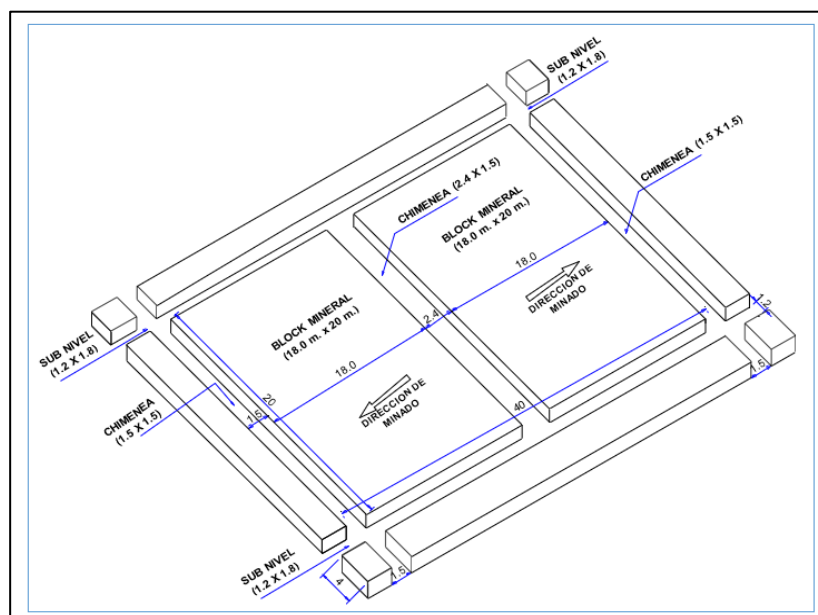
Carros mineros tipo U

*Ilustración 16. Preparación de block de 18.5 m x 20.0 m. Vista en sección.*



*Fuente: Propia*

*Ilustración 17. Preparación de block de 18.5 m x 20.0 m. Vista en isométrico.*



*Fuente: Propia*



### 4.3. Prueba de hipótesis

1. Definición de la Hipótesis Nula (H0):

H0: El planeamiento no tiene efecto sobre la determinación del método de explotación y desarrollo de la reserva minera Valeria IV.

2. Definición de la Hipótesis Alternativa (H1):

H1: El planeamiento adecuado determina el método de explotación y desarrollo de la reserva minera Valeria IV.

3. Recopilación de Datos:

Se realizarán análisis y recopilación de datos relacionados con el planeamiento actual y los métodos de explotación utilizados en la reserva Valeria IV.

4. Análisis de Datos:

Se utilizarán herramientas estadísticas para analizar la relación entre el planeamiento y la determinación del método de explotación.

Se puede aplicar un análisis de varianza (ANOVA) o regresión para evaluar cómo varía el método de explotación según la calidad del planeamiento.

➤ **H0:** Planeamiento para determinar el Método de Explotación y Desarrollo de la Minera Aurífera Retamas S.A.

➤ **H1:** Reserva Minera Valeria IV de la Minera Aurífera Retamas S.A.

### 4.4. Discusión de resultados

#### 4.4.1. Resultados del proceso desarrollado.

*Tabla 9. Indicadores promedios de labores mineras en ambos métodos.*

INDICADORES	UNIDAD	CORTE Y RELLENO	LONG WALL
Altura de Minado	m	1.2	1.3
Ancho Corte	m	2.1	2.2
Long. de Corte	m	12	12

Potencia Veta	m	0.40	0.40
Dilución	%	75%	76.5%
Rumas(volumen)	m <sup>3</sup>	214.6	282.6
Toneladas minerales	TM	95.3	108.1
Densidad del mineral	TM/m <sup>3</sup>	3.15	3.15
Ley promedio	g/TM	28.0	28.0
Tiempo de ejecución	Gdia.	10	9
INDICADOR PRODUCCIÓN	TM/hgdia	2.13	1.75
N° de tareas	tar.	29	28
Avance por guardia	m/m <sup>3</sup>	3.4	3.6
INDICADOR MANO OBRA	TM/hgd.	2.13	1.75
Disparos	Unid.	10	10
Tal. Cargados	Unid.	16	15
Pies Perforados	pp.	18.9	17.7
INDICADOR PERFORACIÓN	pp./Ton.	2.02	1.67
Exablock	cartucho	81	75
Explosivo	kg	6.3	5.85
INDICADOR VOLADURA	Kg/m <sup>3</sup>	1.44	1.18
Factor de potencia	kg/ton	0.47	0.39
SOSTENIMIENTO			
Cuadros	Pza.	11	10
Área Sostenida	m <sup>2</sup>	25.2	26.4

*Fuente: Propia*

**Tabla 10. Precio unitario en tajo con winche.**

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	S/. COSTO/m <sup>3</sup>
Corte y relleno ascendente	110.8
Long Wall	104.6

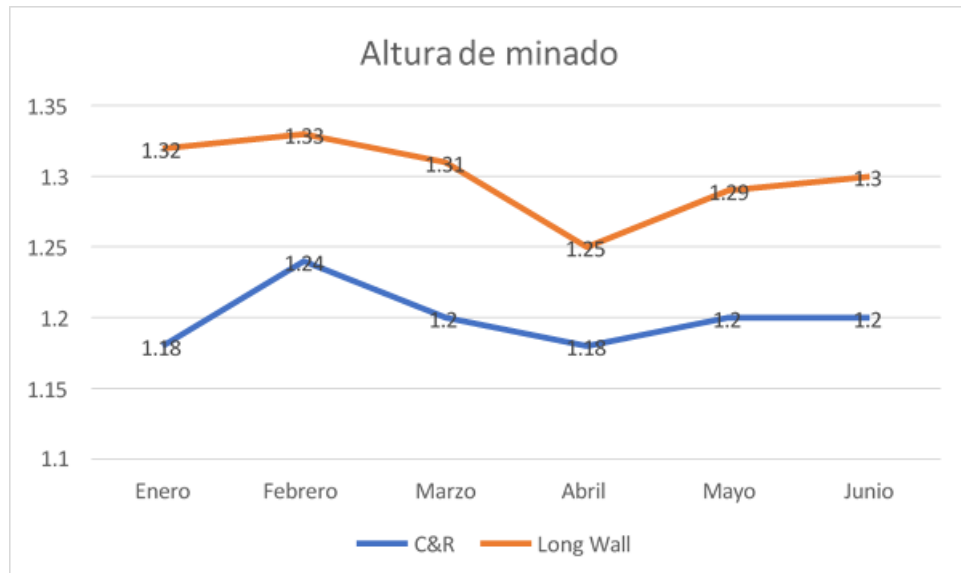
*Fuente: Propia*

**Tabla 11. Comparación de alturas de minado**

Mes	C&R	Long Wall
Enero	1.18	1.32
Febrero	1.24	1.33
Marzo	1.2	1.31
Abril	1.18	1.25
Mayo	1.2	1.29
Junio	1.2	1.3

*Fuente: Propio*

**Ilustración 18. Comparación de altura de minado en C&R y LW.**



*Fuente: Propia*

La tabla presenta los valores correspondientes a la altura de minado ejecutado para ambos procedimientos: Corte y relleno ascendente junto con la técnica de Long Wall. El procedimiento C&R posee una longitud de 1.2 metros y la longitud de la vía libre es de 1.3 metros. La justificación de la mayor altura en el método de tajos largos radica en su idoneidad para facilitar el acceso al winche.

**Tabla 12. Comparación de % de dilución.**

Mes	C&R	Long Wall
Enero	44%	52.6%
Febrero	45%	53%
Marzo	40%	51%
Abril	40%	55.2%
Mayo	42%	50%
Junio	42%	51%

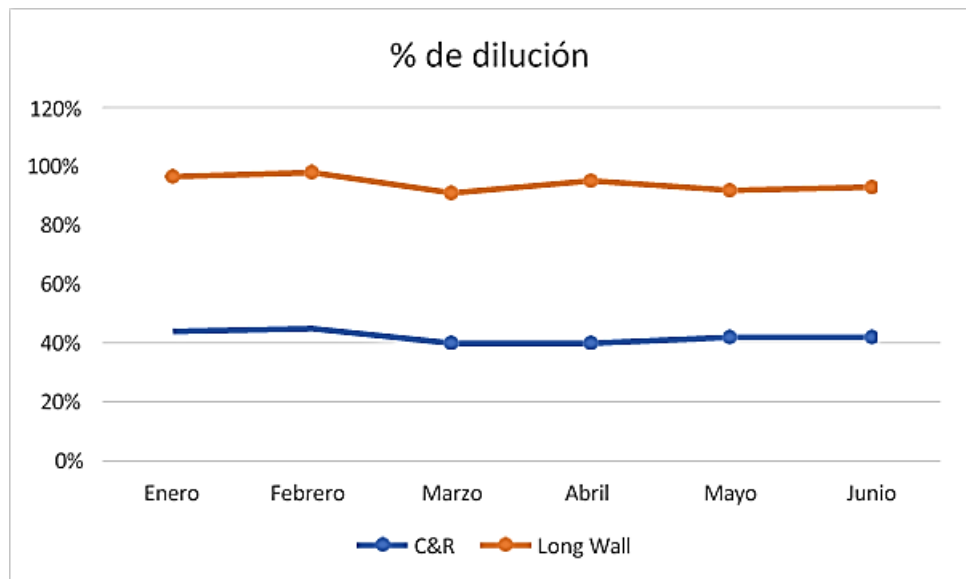
Según los valores medios exhibidos en la tabla y la figura, se confirma que en el método Long Wall se registra una dilución del 52%, mientras que en el Corte y Relleno Ascenso se registra un 42%. El incremento en el valor de dilución se deriva de una mayor sobrerotura, resultando en un mayor volumen y tonelaje de mineral.

**Tabla 13. Comparación de rumas por método.**

Mes	C&R, m <sup>3</sup>	Long Wall, m <sup>3</sup>
Enero	215.15	287.61
Febrero	191.9	264.11
Marzo	199.5	281.65
Abril	221.4	276.61
Mayo	215.15	287.61
Junio	245	298

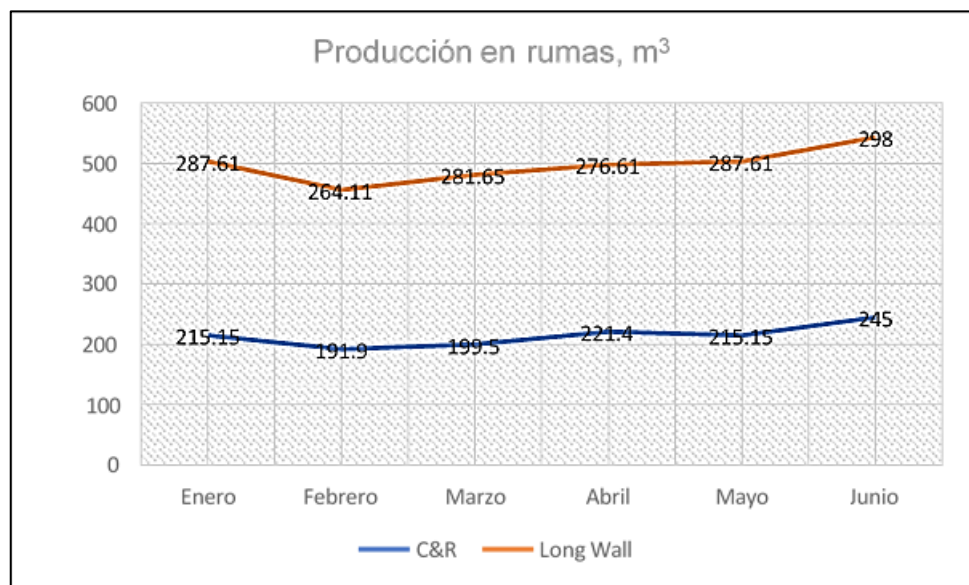
*Fuente: Propia*

**Ilustración 19. Comparación de % de dilución en C&R y LW.**



*Fuente: Propia*

**Ilustración 20. Comparación de rumas (m<sup>3</sup>) en C&R y LW.**



1. De acuerdo con los valores promedio de rumas, así como los datos de la tabla 11 y la figura 21, se observa que el método Long Wall produce 282.6 m<sup>3</sup>, mientras que el método de Corte y Relleno Ascendente genera 214.6 m<sup>3</sup>. La mayor producción en Long Wall se debe a una mayor sobrerotura, lo que da la impresión de una mayor producción, pero con un nivel elevado de dilución.

2. En la tabla se observa que, en cuanto al parámetro de toneladas métricas por hora de trabajo por guardia, el método de Corte y Relleno Ascendente obtiene un valor de 2.13, mientras que el método Long Wall alcanza 1.75. Esto indica que el método de Corte y Relleno Ascendente presenta una mayor productividad en relación con el personal y los equipos.
3. En cuanto al indicador de perforación, la tabla 7 muestra que para Corte y Relleno Ascendente se alcanzan 2.02 pies/tonelada, en comparación con 1.67 pies/tonelada para Long Wall.
4. En relación con el costo unitario de cada método, según los datos de la tabla, el costo para Corte y Relleno Ascendente es de 110.8 S/. /m<sup>3</sup>, mientras que para Long Wall es de 104.8 S/. /m<sup>3</sup>.
5. En cuanto al factor de potencia de los métodos Corte y Relleno Ascendente y Long Wall, se obtiene un valor de 0.52 kg/ton para el primero y 0.46 kg/ton para el segundo, lo que representa una disminución del 11.5%.
6. El proceso es más lento debido a la necesidad de soportar la roca, ya que el tipo de roca en la zona es de clase IIIB – IVB.

## CONCLUSIONES

- La mayor altura de minado de 1.30 m en el método Long Wall provocó sobrerotura.
- La mayor sobrerotura resultó en una mayor cantidad de mineral extraído, pero con una alta dilución. Esto incrementa los costos, ya que el acarreo y transporte de mineral con baja ley es más caro que el de mineral de alta ley.
- El indicador de producción en TM/hg/día mostró una mayor productividad en el método de Corte y Relleno Ascendente, debido al menor tiempo invertido en la recolección de desmonte y el reducido uso de sostenimiento.
- El estudio reveló que la perforación por tonelada fue más eficiente en el método Corte y Relleno Ascendente en comparación con Long Wall.
- Aunque el método Long Wall tiene un costo 5.4% menor, la alta dilución del mineral reduce la recuperación metalúrgica, lo que implica un mayor consumo de reactivos y una vida útil más corta para las pozas de lixiviación.
- Otros parámetros, como el número de tareas, taladros cargados y accesorios de sostenimiento, presentaron valores similares en ambos métodos, lo que no resultó determinante para elegir el mejor método.
- Finalmente, se concluye que el método más adecuado es el de Corte y Relleno Ascendente.

## **RECOMENDACIONES**

- Se recomienda llevar a cabo una investigación detallada sobre la influencia cuantitativa de la alta dilución de mineral en las operaciones unitarias posteriores
- Antes de proceder con la perforación de la siguiente voladura, es esencial estudiar las variables geomecánicas del macizo rocoso en cada frente, con el fin de monitorear su evolución. Esto es crucial, ya que estas características cambiarán con el tiempo, y nuestras decisiones sobre los parámetros de perforación y voladura deben adaptarse a esos cambios.
- Es fundamental registrar ciertos parámetros durante la perforación para contar con información precisa que garantice el rendimiento eficiente del explosivo. Esto nos permitirá identificar, antes de realizar el pedido de explosivos, las zonas donde se requiere más energía o donde el rendimiento podría ser menor, lo que facilitará la planificación de la voladura y asegurará los resultados esperados.
- La comunicación constante y efectiva entre el personal involucrado en los trabajos de perforación y voladura (perforistas, ingenieros y personal de la explotación) es clave. Un trabajo conjunto y bien planificado entre personal capacitado contribuirá significativamente a lograr una voladura eficiente.



## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Barton, N. (1992- 1993). Predicting the behavior of underground openings in rock. New Delhi.
- Ramírez J (2010). Aplicación de método de explotación Longwall en vetas auríferas angostas en la zona de Patrick – Marsa. Tesis para optar el título profesional de ingeniero de Minas. Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería. pp. 5-10
- Zamudio R., Zúñiga A. (2012). Ventajas económicas del método Long Wall Mining sobre el método corte y relleno ascendente, en la explotación de la veta Valeria, mina San Andrés, U.E.A. Marsa. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Facultad de Ingeniería de Minas y Civil. Universidad Nacional de Huancavelica. pp.4-6
- Vílchez C. (2014). Diseño del método de explotación corte y relleno ascendente en la veta esperanza. (Bolsonada 1) Cia. Minera Aurífera Retamas S.A. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas. Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de Piura. pp.26- 28
- Morán J. (2009). Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la unidad de Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas. Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalurgia. Universidad Nacional de Ingeniería. pp. 15-19
- Cabello N. (2008). Selección del método de explotación para la veta Piedad de la mina Catalina Huanca, Ayacucho. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero

de Minas. Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica.  
Universidad Nacional Mayor de San Marcos. pp. 34-38

Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía. (2004). Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea. Documento preparado en asociación de: Compañía minera Atacocha S.A.; EXSA; Compañía de minas Buenaventura; EACH; Cía. Minera Ares S.A.C.; Minero Horizonte; MILPO; MINSUR; VOLCAN. pp. 4-7; 10-15; 42; 48-49.

Hernández R., Fernández C., Baptista M. (2010). Metodología de la investigación. Quinta edición. Editorial Mc Graw Hill. pp. 20-21

[www.estudiosmineros.com](http://www.estudiosmineros.com) Manual de minería. (28 de enero de 2016)

<http://es.slideshare.net/incognitokvs/voladura-controlada> (10 de febrero 2016)

[www.trashes/RQD.htm](http://www.trashes/RQD.htm) ( 15 de noviembre de 2016)

[file:///C:/Users/FAMILY/Downloads/lab\\_2\\_Guia\\_de\\_terreno.pdf](file:///C:/Users/FAMILY/Downloads/lab_2_Guia_de_terreno.pdf) (10 de enero 2017)

<https://www.rocscience.com/documents/pdfs/uploads/7713.pdf> ( 10 de enero2017)

<http://unschminas.blogspot.pe/2013/01/view-corte-y-relleno-ascendente.html>(20 de febrero 2017)

[http://Tajo%20Largo%20\(Longwall%20Mining\).html](http://Tajo%20Largo%20(Longwall%20Mining).html) (20 febrero 2017)

EXSA (2009). Manual Práctico de voladura. 4th Edición.

IDAL E. (2005). “Apuntes de curso de Ingeniería de Explosivos” Pontificia Universidad Católica del Perú.

<http://www.explosivos.wikidot.com>. (10 de mayo 2016).

## **ANEXOS**

**MARSA**

MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.

**MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.  
UNIDAD SAN ANDRES**

# **CARTILLA GEOMECANICA**



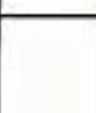
**CARACTERIZACION SEGUN GSI PARA DETERMINAR EL TIPO  
DE SOSTENIMIENTO DE LABORES**



## **OBLIGACIONES / RECOMENDACIONES**

- 1.- No se puede ingresar al trabajo sin portar la Cartilla Geomecánica.
- 2.- Este documento es personal e intrasferible.
- 3.- Portar la Cartilla Geomecánica, es auditable y fiscalizado por Supervisores de MARSA y Externos.
- 4.- En caso de pérdida o deterioro debe inmediatamente comunicar a su Supervisor y al Dpto. de Geomecánica de su Unidad.

## TABLA GEOMECÁNICA PARA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

 <b>MARS A</b>		<b>TABLA GEOMECÁNICA SEGÚN GSI</b>													
<p>Los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso son referencialmente la combinación entre la estructura y la condición superficial y/o resistencia de éstas.</p> <p>Para estimar la clasificación del GSI, primero se tiene que determinarse el número de fracturas por metro cuadrado en el punto de mapeo, luego se determina la condición superficial de las estructuras contadas (Resistencia).</p> <p>Con esta información se hace la interpolación en esta tabla, por ejemplo, si se cuenta 21 fracturas/metro cuadrado y la condición de estas estructuras deja una huella superficial y no existe filtración de agua, entonces esta intersección clasificará al macizo rocoso como Intensamente Fracturada / Regular (IF/R) y el valor del RMR = 40 - 50 (color amarillo).</p>		 <b>ESTRUCTURA</b>		 <b>CONDICIÓN SUPERFICIAL ( RESISTENCIA)</b>		<b>SE ROMPE CON 3 O MÁS GOLPES DE PICOTA O SE ASTILLA CON LA BARRETILLA</b> MUY BUENA / MUY RESISTENTE / FRESCA; ( MB )		<b>SE ROMPE CON 1 - 2 GOLPES DE PICOTA O SE FRACTURA CON LA BARRETILLA</b> BUENA / RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA; ( B )		<b>HUELLA SUPERFICIAL CON PICOTA / BARRETILLA</b> REGULAR / MODERADAMENTE RESISTENTE, MODERADAMENTE ALTERADA; ( R )		<b>HUELLA MAS DE 5 mm CON PICOTA / BARRETILLA</b> MALA / BLANDA, MUY ALTERADA; ( M )		<b>SE DISGREGA CON LA PICOTA / BARRETILLA</b> MUY MALA / EXTREMADAMENTE ALTERADA; ( MIN )	
		 LEVEMENTE FRACTURADA ( LF ) ( 1 - 6 Fract./ metro cuadrado ) Tres a menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre sí.		 MOD. FRACTURADA ( F ) ( 7 - 12 Fract./ metro cuadrado ) No disturbada, bloques que se autosostienen entre sí.		 MUY FRACTURADA ( MF ) ( 13 - 20 Fract./ metro cuadrado ) Parcialmente disturbada, bloques que se autosostienen entre sí.		 INT. FRACTURADA ( IF ) ( más de 20 Fract./ metro cuadrado ) Plegamiento y/o fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos e irregulares.		 TRITURADA O BRECHADA ( T ) Masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados.					
		 RMR: 90 80		 70 60		 50 40		 30 20		 10					

Trebada: Cuando existen fracturas que forman cuñas que se auto-sostienen entre sí.

Zona A: No considerar la franja amarilla.

Zona B: No considerar la franja naranja.

## CORDÓN DETONANTE - PENTACORD®

### (Detonating Cord)

#### Descripción y composición

El CORDÓN DETONANTE PENTACORD® es un accesorio de voladura, que posee características como: Alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y seguridad. Está formado por un núcleo de pentrita (PETN), el cual está recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico. En el caso de los cordones reforzados, se utiliza adicionalmente hilos y resinas parafinadas para dotar al producto de una mayor resistencia a la abrasión y tracción.

#### Tipos y usos

Para satisfacer los requerimientos del mercado, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. cuenta con los siguientes tipos:

- **PENTACORD® 3 P.-** Es un Cordón Detonante de bajo gramaje desarrollado para iniciar al FANEL®, MININEL® y para voladuras secundarias.
- **PENTACORD® 3 PE.-** Es un Cordón Detonante reforzado de bajo gramaje, de gran resistencia a la tracción, abrasión y un alto grado de impermeabilidad, desarrollado para trabajar en líneas descendentes en taladros de pequeño diámetro.
- **PENTACORD® 5 P.-** Generalmente destinado como línea troncal en voladuras primarias o secundarias, o como línea descendente en taladros de diámetro pequeño o intermedio, tanto en minería superficial como subterránea. También se usa para iniciar al FANEL® y MININEL®.
- **PENTACORD® 5 PE.-** Es un Cordón Detonante reforzado de gran resistencia a la tracción, abrasión y un alto grado de impermeabilidad por lo que puede utilizarse en trabajos de minería superficial y subterránea.
- **PENTACORD® 8 P y 10 P.-** Son cordones de mayor gramaje, que pueden usarse como líneas troncales y descendentes en cualquier trabajo especial de minería superficial o subterránea.
- **PENTACORD® 8 PE y 10 PE.-** Son accesorios reforzados de gran resistencia a la tracción, abrasión y un alto grado de impermeabilidad para trabajos de voladura con exigentes condiciones de rigurosidad. Estos cordones pueden permanecer cargados durante un tiempo sin deteriorarse hasta realizar la voladura respectiva.

El uso de este accesorio está orientado a la minería superficial y minería subterránea, pues trabaja adecuadamente en voladuras primarias, secundarias y en voladuras masivas.





www.EXSA.net

## SEMEXSA

Dinamita desarrollada para minimizar los costos de chancado así como los asociados a la realización de voladuras secundarias en terrenos de roca semidura a dura al proporcionar una buena fragmentación del macizo rocoso. Es ideal para el carguío de taladros en terrenos fracturados que presenten dificultad gracias a su excelente simpatía y sensibilidad que contribuyen a reducir los tiempos de manipulación y carguío del explosivo.

Recomendaciones de uso:

- Aplicable para voladura de roca semidura.
- Recomendable en taladros de arranque, producción y arrastre.
- Para iniciar, utilizar detonador N°8 como mínimo.
- No abrir o amasar los cartuchos.
- Para consideraciones de seguridad en su manipulación y almacenamiento, consultar hoja de seguridad de Exsa.

### Características técnicas

Especificaciones Técnicas	Unidades	Semexsa 45	Semexsa 65	Semexsa 80
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.08 ± 3%	1.12 ± 3%	1.18 ± 3%
Velocidad de detonación *	m/s	3,800 ± 200	4,200 ± 200	4,500 ± 200
Presión de detonación**	kbar	87	94	125
Energía**	KJ/kg	3,060	3,130	3,230
RWS **	%	83	85	87
RBS **	%	109	116	126
Resistencia al agua		Buena	Buena	Excelente
Categoría de humos		1 era	1 era	1 era

\* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

\*\* Calculadas con programa de simulación TERMODET.

### Presentación y embalaje

Cartuchos de papel kraft, dispuestos en bolsas plásticas y embalados en cajas de cartón corrugado.

Peso Neto	25 kg			
Peso Bruto	26.3 kg			
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm			
Material	Caja de cartón corrugado			
Producto	pulg	UN/Caja	Masa g/UN	
SEMEXSA 45	1 3/8	12	122	205
SEMEXSA 45	7/8	7	316	79
SEMEXSA 65	1 1/2	12	68	368
SEMEXSA 65	7/8	7	308	81
SEMEXSA 80	1 3/8	8	164	152
SEMEXSA 80	7/8	7	292	86

En las cantidades mencionadas podrá haber variaciones en el número y peso de los cartuchos para mantener el estándar de 25 kg/caja.

Para otros formatos de cartuchos preguntar a Exsa.

### EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD

Estos explosivos han sido inspeccionados y encontrados en buen estado antes de ser embalados y/o entregados. Se deben almacenar en un lugar fresco, seco y bien ventilado, así como manipularse y transportarse de conformidad con las disposiciones legales vigentes.

Por consiguiente, desde su entrega a los compradores, el fabricante no será responsable por su seguridad o por la obtención de los resultados que se busquen, ya sean estos expuestos o implícitos. La totalidad del riesgo y de la responsabilidad, cualquiera sea su naturaleza, por accidentes, pérdidas, daños a la propiedad o personas (incluyendo la muerte), ya sean estos directos, indirectos, especiales y/o consecuenciales o de cualquier otro tipo derivado del uso de estos explosivos, es de los compradores desde la entrega de los mismos.

### Almacenamiento y garantía

Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 60 meses, después de su fecha de fabricación.

### Transporte

CLASE: 1  
DIVISIÓN: 1.1 D  
N°ONU: 0081





www.EXSA.net

## EXSABLOCK

Dinamita de baja densidad y potencia especialmente diseñada para reducir el daño al macizo rocoso circundante y los niveles de vibración, logrando como resultado una notable disminución de la sobredilución y los sobrecostos de sostenimiento en voladuras de contorno en roca blanda.

### Recomendaciones de uso:

- Aplicable para voladura de roca blanda.
- Recomendable en coronas y hastiales.
- Para iniciar, utilizar detonador N°8 como mínimo.
- No abrir o amasar los cartuchos.
- Para consideraciones de seguridad en su manipulación y almacenamiento, consultar hoja de seguridad de Exsa.

### Características técnicas

Especificaciones Técnicas	Unidades	Exsablock
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	0.8 ± 3%
Velocidad de detonación *	m/s	2,800± 200
Presión de detonación**	kbar	23
Energía**	KJ/kg	1,720
RWS **	%	47
RBS **	%	45
Resistencia al agua		Nula
Categoría de humos		1 era

### Presentación y embalaje

Cartuchos de papel kraft parafinado, dispuestos en bolsas plásticas y embaladas en cajas de cartón corrugado.

Peso Neto	20 kg		
Peso Bruto	21.3 kg		
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm		
Material	Caja de cartón corrugado		
Producto	pulg	UN/Caja	Masa g/UN
EXSABLOCK	7/8	7	276
EXSABLOCK	1 1/8	8	160

En las cantidades mencionadas podrá haber variaciones en el número y peso de los cartuchos para mantener el estándar de 20 kg/caja

Para otros formatos de cartuchos preguntar a Exsa.

### Almacenamiento y garantía

Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 12 meses, después de su fecha de fabricación.

### Transporte

CLASE: 1  
DIVISIÓN: 1.1 D  
N° ONU: 0081



### EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD

Estos explosivos han sido inspeccionados y encontrados en buen estado antes de ser embalados y/o entregados. Se deben almacenar en un lugar fresco, seco y bien ventilado, así como manipularse y transportarse de conformidad con las disposiciones legales vigentes.

Por consiguiente, desde su entrega a los compradores, el fabricante no será responsable por su seguridad o por la obtención de los resultados que se busquen, ya sean estos expresos o implícitos. La totalidad del riesgo y de la responsabilidad, cualquiera sea su naturaleza, por accidentes, pérdidas, daños a la propiedad o personas (incluyendo la muerte), ya sean estos directos, indirectos, especiales y/o consecuenciales o de cualquier otro tipo derivado del uso de estos explosivos, es de los compradores desde la entrega de los mismos.



*Anexo 3. Matriz de Consistencia*

<b>MATRIZ DE CONSISTENCIA</b>						
<b>TÍTULO: Planeamiento para Determinar el Metodo de Explotacion y Desarrollo de la Reserva Minera Valeria IV - Minera Aurifera Retamas S.A.</b>						
Tesista: Bach.						
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	TIPO Y NIVEL DE INVEST
<p><b>GENERAL:</b> ¿Es posible efectuar el Planeamiento para determinar el Método de Explotación y Desarrollo de la Reserva Minera Valeria IV de la Minera Aurífera Retamas S.A.?</p> <p><b>Problemas Específicos</b> A. ¿La realización del planeamiento permitirá determinar la geometría del yacimiento y la potencia de la reserva Valeria IV en la Minera Aurífera Retamas S.A.? B. ¿La ejecución del planeamiento establecerá el proceso para el desarrollo de las labores en la Minera Aurífera Retamas S.A.?</p>	<p><b>GENERAL:</b> Efectuar el Planeamiento para determinar el Método de Explotación y Desarrollo de la Reserva Minera Valeria IV de la Minera Aurífera Retamas S.A.</p> <p><b>Objetivos Específicos</b> A. Realizar el planeamiento para determinar la geometría del yacimiento y la potencia de la reserva Valeria IV en la Minera Aurífera Retamas S.A. B. Ejecutar del planeamiento para establecer el proceso y el desarrollo de las labores en la Minera Aurífera Retamas S.A.</p>	<p><b>GENERAL</b> Si efectuamos el Planeamiento determinaremos el Método de Explotación y Desarrollo de la Reserva Minera Valeria IV de la Minera Aurífera Retamas S.A.</p> <p><b>Hipótesis Específicas</b> A. Con la realización del planeamiento se determinará la geometría del yacimiento y la potencia de la reserva Valeria IV en la Minera Aurífera Retamas S.A. B. Con la ejecución del planeamiento se establecerá el proceso para el desarrollo de las labores en la Minera Aurífera Retamas S.A.</p>	<p><b>INDEPENDIENTE</b> X: Planeamiento para determinar el Método de Explotación y Desarrollo de la Minera Aurífera Retamas S.A.</p> <p><b>DEPENDIENTE</b> Y: Reserva Minera Valeria IV de la Minera Aurífera Retamas S.A.</p>	<p>Planeamiento Minero</p> <p>Evaluacion Geomecanica</p> <p>Minera Aurifera Retamas.</p>	<p>Parametros Geotecnicos</p> <p>Tipo de roca</p> <p>Zonificacion</p> <p>Metodo de Explotacion</p> <p>Desarrollo</p> <p>Secuencia de Minado</p>	<p><b>TIPO:</b> Aplicada.</p> <p><b>NIVEL:</b> Evaluativa.</p>