

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS



**“APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA PARA REDUCIR EL PORCENTAJE DE
DILUCIÓN Y COSTOS EN TAJOS CONVENCIONALES (CORTE Y RELLENO
ASCENDENTE Y TAJOS LARGOS) UTILIZANDO EXPLOSIVO EXABLOCK Y COJIN
DE AGUA, MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A MARSA 2017”**

TESIS

PRESENTADO POR:

Bach. Huamaní Bustinza Feliciano
Bach. Soto Mamani Rolando Hilmer

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

ABANCAY-PERÚ

2018



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS



**“APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA PARA REDUCIR EL PORCENTAJE DE
DILUCIÓN Y COSTOS EN TAJOS CONVENCIONALES (CORTE Y RELLENO
ASCENDENTE Y TAJOS LARGOS) UTILIZANDO EXPLOSIVO EXABLOCK Y COJIN
DE AGUA, MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A MARSA 2017”**

Presentado por los **Bach. Huamaní Bustinza Feliciano** y **Bach. Soto Mamani Rolando Hilmer**, para optar el título profesional de ingeniero de minas

Sustentado y aprobado el 27 de setiembre del 2018 ante el jurado:

Presidente:

Ing. Walquer Huacani Calsin

Primer miembro:

Ing. Hilario Carrasco Kolque

Segundo miembro:

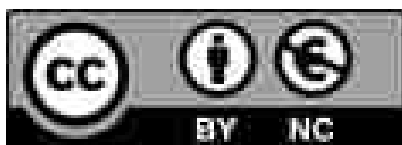
Ing. Jose Adolfo Cardenas Catalan

Asesor:

Mg. Franklin Aguirre Huilcas

**“APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA PARA REDUCIR EL PORCENTAJE
DE DILUCIÓN Y COSTOS EN TAJOS CONVENCIONALES (CORTE Y RELLENO
ASCENDENTE Y TAJOS LARGOS) UTILIZANDO EXPLOSIVO EXABLOCK Y COJIN
DE AGUA, MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A – MARSA-2017”**

Esta publicación está bajo una licencia Creative Commons.



DEDICATORIA

A Dios

Por darme bendiciones y guiarme cada día, A lo largo de mi vida

A mi Familia

Mi madre quien fue la que me enseñó a ser perseverante y a luchar por cada uno de Mis sueños, quien además siempre estuvo ahí para escucharme, en los momentos más difíciles.

Mi padre por sus buenos consejos y enseñarme valores. Quien es mi ejemplo a seguir y me apoya en todo momento.

Bach. Huamani Bustinza, feliciano

A Dios

Por guiarme y protegerme día a día, por darme La fuerza para enfrentar los Momentos difíciles.

A mi madre Victoria Julia.

Por haberme apoyado en todo momento, por sus consejos, sus valores, por la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien, pero más que nada, por su amor.

A mi padre Palermo.

Por los ejemplos de perseverancia y constancia que lo caracterizan y que me ha infundado siempre, por el valor mostrado para salir adelante y por su amor.

Bach. Soto Mamani, rolando hilmer



AGRADECIMIENTO

A nuestra alma mater la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac y a sus docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas por las enseñanzas brindadas y prepararnos para los retos que se presentan en la vida.

A la empresa Minera Aurífera Retamas S.A y a cada uno de sus ingenieros por darnos la oportunidad de realizar nuestras prácticas profesionales y así complementar nuestra formación profesional.

Expresamos nuestro profundo agradecimiento al ING Aguirre Contreras franklin, nuestro asesor, por su confianza, paciencia, ideas y enseñanzas impartidas durante el desarrollo de nuestra Tesis.

Bach. Huamani Bustinza Feliciano

Bach. Soto Mamani Rolando Hilmer



TABLA DE CONTENIDO

Resumen	1
Abstract	2
CAPÍTULO I.	3
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.1. Descripción del problema	3
1.2. Objetivos.....	4
1.3. Justificación	5
1.4. Delimitación.	5
1.4.1. Tipo y nivel de investigación.	5
1.4.2. Método y diseño de investigación.....	5
1.4.3. Población.	5
1.4.4. Características y delimitación.	5
1.4.5. Ubicación espacio – temporal.....	5
1.4.6. Muestra.....	6
CAPÍTULO II.....	7
MARCO TEÓRICO.....	7
2.1. Antecedentes	7
2.2. Generalidades	8
A. Ubicación y acceso	8
B. Clima.....	11
C. Relieve.....	11
D. Recursos humanos.	12
E. Reseña histórica de la mina.	12
F. Exploraciones	13
G. Mina.....	14
H. Planta.....	15
I. Disposición de Relaves.	16
J. Laboratorio químico.	17
K. Proyecto del pique principal.....	17
L. Servicios.....	18
M. Centro médico.....	19
N. Gestión integrada	20
O. Responsabilidad ambiental.....	20
P. Cierre de minas.....	21
Q. Geología general.	22
R. Geología local.	22



S. Petrografía.	22
T. Geología estructural	25
U. Sistema de vetas.	26
V. Geometría del yacimiento.	26
W. Controles de mineralización.	26
X. Mineralogía.	27
Y. Geología económica	27
2.3. Marco referencial	27
A. Dilución:	27
B. Factores causantes de la dilución:	28
C. Control de la dilución:	29
D. Explosivos.....	31
E. Propiedad de los explosivos.....	33
3. Velocidad de detonación (VOD):	34
4. Densidad.....	35
5. Presión de detonación.	36
6. Resistencia al agua.....	36
7. Sensibilidad.....	36
F. Clasificación de los explosivos	37
1. Explosivo Semexsa 65%.....	37
2. Explosivo Exsablock	39
G. Accesorios de voladura.....	39
H. Voladura controlada:	42
I. Esquema de voladura convencional.....	45
J. Esquema de voladura controlada (voladura amortiguadora).....	45
K. Indicadores de productividad.....	46
L. Descripción de los métodos de explotación.....	48
M. Método de explotación corte y relleno ascendente convencional.	48
N. Método de explotación tajos largos (Long Wall)	51
2.4. Definición de términos	56
A. Control de la sobre rotura en tajos convencionales.....	56
B. Estandarización de la malla de perforación.	56
C. Grado de dilución.....	56
D. Optimización del consumo de explosivo.	56
E. Geomecánica de la roca.....	56
F. Clasificación del macizo rocoso.....	56

b.	Explosivos.....	60
c.	Diseño de la malla de perforación.	60
d.	Recopilación de información sobre geomecánica de la roca y los explosivos a usar	60
e.	Calculo de buerden y espaciamento.....	61
CAPÍTULO III.		63
DISEÑO METODOLÓGICO		63
3.1.	Definición de variables	63
3.1.1.	Variable independiente	63
3.1.2.	Variable dependiente	63
3.2.	Operacionalización de variables	63
3.3.	Hipótesis de la investigación	63
3.4.	Tipo y diseño de la investigación	64
3.5.	Población y muestra	64
3.5.1.	Universo muestral.....	64
3.5.2.	Universo objetivo	64
CAPÍTULO IV.		66
RESULTADOS		66
4.1.	Descripción de los resultados	66
4.1.1.	Calculo de ratios de productividad y grado de dilución.	66
4.1.2.	Cálculos y resultados de control de altura de minado y dilución.....	75
4.1.3.	Resultados para tajos con corte y relleno ascendente.	82
4.1.4.	Resultados para tajos largos.....	92
4.2.	Discusión de resultados	100
CAPÍTULO V.		103
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		103
5.1.	Conclusiones	103
5.2.	Recomendaciones	105
Referencias Bibliográficas.....		106
ANEXOS		107



ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro N° 1: Relación de labores donde se realizó las pruebas	6
Cuadro N° 2: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65%	75
Cuadro N° 3: Altura de minado utilizando dinamita Exsablock	76
Cuadro N° 4: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65% y Exsablock.....	77
Cuadro N° 5: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65%	78
Cuadro N° 6: Altura de minado utilizando dinamita Exsablock	79
Cuadro N° 7: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65% y Exsablock.....	80
Cuadro N° 8: Porcentaje de dilución en el método Corte y Relleno Ascendente	81
Cuadro N° 9: Porcentaje de dilución en el método Tajos Largos	82
Cuadro N° 10: Costo de Perforación y Voladura utilizando dinamita Semexsa 65%.....	83
Cuadro N° 11: Costo de Perforación y Voladura utilizando dinamita Exsablock	85
Cuadro N° 12: Resumen de costo en perforación y voladura con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.	87
Cuadro N° 13: Costo de Sostenimiento utilizando dinamita Semexsa 65%	88
Cuadro N° 14: Costo de Sostenimiento utilizando dinamita Exsablock	89
Cuadro N° 15: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.	90
Cuadro N° 16: Costo de Limpieza utilizando dinamita Semexsa 65%	90
Cuadro N° 17: Costo de Limpieza utilizando dinamita Exsablock.....	91
Cuadro N° 18: Resumen de costo en la Limpieza con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.	91
Cuadro N° 19: Costo de Perforación y Voladura utilizando dinamita Semexsa 65%.....	92
Cuadro N° 20: Costo de Perforación y Voladura utilizando dinamita Exsablock	94
Cuadro N° 21: Resumen de costo en perforación y voladura con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.	96
Cuadro N° 22: Costo de Limpieza utilizando dinamita Semexsa 65%	96
Cuadro N° 23: Costo de Limpieza utilizando dinamita Exsablock.....	97
Cuadro N° 24: Resumen de costo en la Limpieza con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.	97
Cuadro N° 25: Costo de Sostenimiento utilizando dinamita Semexsa 65%	98
Cuadro N° 26: Costo de Sostenimiento utilizando dinamita Exsablock	99
Cuadro N° 27: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.	99
Cuadro N° 28: Resumen de costo en voladura con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.	100
Cuadro N° 29: Resumen de tonelaje roto con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.	100
Cuadro N° 30: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock. ..	101
Cuadro N° 31: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock. ..	101
Cuadro N° 32: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock. ..	102
Cuadro N° 33: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock. ..	102



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1: Clasificación de los explosivos industriales	37
Tabla N° 2: características técnicas del explosivo Semexsa 65%, 7/8pulg x 7pulg.....	38
Tabla N° 3: Características técnicas del explosivo Exsablock 7/8pulg x 7pulg.....	39
Tabla N° 4: Especificaciones técnicas de la mecha rápida	40
Tabla N° 5: Especificaciones técnicas del Carmex	41
Tabla N° 6: Especificaciones técnicas de la Mecha Rápida.....	41
Tabla N° 7: Presión de detonación de cada explosivo.	61
Tabla N° 8: Resistencia a la compresión y Resistencia a la tracción de los 2 tipos de roca.	61
Tabla N° 9: Operacionalización de variables	63
Tabla N° 10: Costo unitario de los explosivos y accesorios	70



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 1: Ubicación Minera Aurífera Retamas S.A. – Unidad Minera San Andrés.....	10
Figura N° 2: Columna Litológica de la formación Geología.....	24
Figura N° 3: Correcto paralelismo de los taladros.....	28
Figura N° 4: Elementos que intervienen en el cálculo de la dilución.....	29
Figura N° 5: Desarrollo de la detonación.....	32
Figura N° 6: Preparación del cebo.....	32
Figura N° 7: Iniciación de la onda de choque.....	33
Figura N° 8: Explosión del explosivo generando la mecánica de rotura.....	33
Figura N° 9: Influencia del diámetro de la carga explosiva sobre la velocidad de detonación.....	35
Figura N° 10: mecha rápida de ignición.....	40
Figura N° 11: carguío en voladura amortiguadora con Exadit.....	45
Figura N° 12: carguío en voladura amortiguadora con espaciador.....	45
Figura N° 13: Carguío en voladura amortiguadora con tubo plástico.....	46
Figura N° 14: Vista isométrica de método de explotación corte relleno ascendente convencional.....	49
Figura N° 15: Vista transversal del método de explotación corte y relleno ascendente convencional ..	50
Figura N° 16: métodos de explotación corte y relleno ascendente convencional.....	50
Figura N° 17: Métodos de explotación Long Wall vista isométrica.....	53
Figura N° 18: Métodos de explotación Long Wall vista de sección preparación del block 38.5mx20 m.	53
Figura N° 19: Preparación de chimenea central de sección de 2.40m x 1.50m.....	54
Figura N° 20: Long Wall con puntales.....	54
Figura N° 21: vista del Long Wall relleno.....	55
Figura N° 22: vista del Long Wall con cuadros.....	55
Figura N° 23: valor de RMR para cada tipo de roca.....	57
Figura N° 24: Tabla geomecánica.....	58
Figura N° 25: Tiempo de auto soporte.....	59
Figura N° 26: Distribución de taladros en malla de perforación con uso de Semexsa 65%.....	84
Figura N° 27: Distribución de taladros en malla de perforación con uso de Exsablock.....	86
Figura N° 28: Distribución de taladros en malla de perforación con uso de Semexsa 65%.....	93
Figura N° 29: Distribución de taladros en malla de perforación con uso de Exsablock.....	95
Figura N° 30: Cámara de locomotora.....	113
Figura N° 31: Diseño de Tolva Americana.....	113
Figura N° 32: Diseño de un puntal instalado.....	114
Figura N° 33: Diseño de una galería de 8pies * 9pies.....	114
Figura N° 34: Plano Geológico de la zona de estudio.....	115
Figura N° 35: Sistema de fallas en las zonas de trabajo.....	116



ÍNDICE DE FOTOS

Foto N° 1: Aeródromo de Pías – Avioneta de ATSA	9
Foto N° 2: Relieve de San Andrés – MARSA	11
Foto N° 3: Explosivo Semexsa 65% de 7/8pulg x 7pulg	38
Foto N° 4: Explosivo Exsablock de 7/8pulg x 7pulg	39
Foto N° 5: Carmex 7”	41
Foto N° 6: Mapeo Geomecánica	59
Foto N° 7: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65%.....	76
Foto N° 8: Altura de minado utilizando dinamita Exsablock	77
Foto N° 9: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65%.....	79
Foto N° 10: Altura de minado utilizando dinamita Exsablock	80
Foto N° 11: Semexsa, Exsablock, taco de detrito, cojín de agua	108
Foto N° 12: accesorios de voladura.....	108
Foto N° 13: Forma de carguío.....	109
Foto N° 14: carguío en el tajo	109
Foto N° 15: carguío en el tajo	110
Foto N° 16: Amarre en el tajo	110
Foto N° 17: Chispeo en el tajo	111
Foto N° 18: Altura del tajo.....	111
Foto N° 19: granulometría del carguío S+E.....	112
Foto N° 20: granulometría del carguío Exsablock	112



Resumen

En la Unidad Minera Aurífera Retamas S.A, se detectó deficiencias en el proceso de perforación y voladura de labores de avance y explotación, reflejadas en el porcentaje de sobre rotura y dilución cuyos indicadores están por encima de los objetivos de la empresa; originando problemas de estabilidad en la roca encajonante y un aumento en el costo del ciclo de minado. El principal método de explotación es corte y relleno ascendente y método de explotación por tajos largos. Que en los tajos se realizan voladuras con excesivo consumo de explosivos en la caja techo, lo cual genera sobrerotura aumentando la altura de minado y por consiguiente un excesivo grado de dilución, además se debilita las cajas con lo cual aumenta la probabilidad de accidentes a los trabajadores por desprendimiento de rocas. El presente trabajo de investigación tiene como finalidad reducir el grado de dilución en los tajos de la Minera Aurífera Retamas, previos estudios geomecánicos, a través de una malla de perforación diseñada mediante la aplicación del modelo matemático de Piarse, además del empleo de explosivos como el Semexsa 65% (S), y el Exsablock (K), asimismo adicionamiento de cojín de agua (COJIN) como espaciador y taco de detritos (T) como dispositivo de confinamiento. Para ello, se realizó el seguimiento y control de disparos efectuados con voladura convencional y comparándola con voladura controlada. Los resultados obtenidos fue la reducción de la dilución en 14 %, se redujo el costo del sostenimiento en 8 %, y costo de limpieza en un 25 % en el método de explotación corte y relleno ascendente y se redujo la dilución en 18 % en el método de explotación por tajos largos, se redujo el costo del sostenimiento en 31 %. Y costo de limpieza en 6 %.

PALABRAS CLAVES: Dilución, explosivos, métodos de explotación, tajos convencionales, voladura controlada.



Abstract

In the Minera Aurífera Retamas S.A, deficiencies were detected in the process of drilling and blasting of advance and exploitation work, reflected in the percentage of overbreak and dilution whose indicators are above the company's objectives; causing problems of stability in the box rock and an increase in the cost of the mining cycle. The main method of exploitation is cutting and filling up and method of exploitation by long cuts. That in the pits blasting with excessive consumption of explosives is carried out in the roof box, which generates overrotage, increasing the mining height and consequently an excessive degree of dilution, in addition the boxes are weakened, which increases the probability of accidents to the workers by rockfall. The purpose of this research work is to reduce the degree of dilution in the pits of the Minera Aurífera Retamas, previous geomechanical studies, through a perforation mesh designed by applying the mathematical model of Piarse, in addition to the use of explosives such as Semexsa 65% (S), and the Exsablock (K), also adding water cushion (CUSH) as a spacer and debris block (T) as confinement device. For this, the monitoring and control of shots made with conventional blasting was carried out and compared with controlled blasting. The results obtained were the reduction of the dilution in 14%, the cost of maintenance was reduced by 8%, and the cost of cleaning by 25% in the cut and fill method, and the dilution was reduced by 18% in the method of exploitation by long cuts, the cost of maintenance was reduced by 31%. And cleaning cost by 6%.

KEY WORDS: Dilution, explosives, exploitation methods, conventional chopping, controlled blasting.



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

El presente trabajo se centra en las labores de explotación de mineral aurífero de la Compañía Minera Aurífera Retamas – MARSA, en la zona de Chilcas Bajo, donde se presentan problemas durante la explotación del mineral lo cual conduce al aumento de la dilución en un 67 % en el método de explotación corte y relleno ascendente y 42 % en el método de explotación por tajos largos en promedio.

Los cuales se ven alterados debido al comportamiento de la roca encajonante con un RMR (resistencia al macizo rocoso) de 41 a 50, tanto en la mineralización como en el macizo rocoso (filitas), en las cuales no se viene realizando una evaluación geomecánica in situ día a día.

La perforación se realiza con taladros de 6 pies de longitud, con una eficiencia de perforación del 92.5% y un avance efectivo de 1.60 m. La potencia de veta es angosta la cual oscila entre 0.8 m a 0.75 m en promedio, con un Ángulo de buzamiento de 35° y 45° grados y una altura de minado programado entre 1.3 m a 1.4 m, pero durante la explotación la altura de minado varía considerablemente entre 1.80m y 1.88m, debido al excesivo empleo de explosivos en la corona y un explosivo de alta potencia.

Minera Aurífera Retamas tiene una producción de mineral 1800 TMS/Día, proveniente de la explotación, preparación y desarrollo. Se presentan vetas de oro las cuales tienen ley promedio de 14.85 gr/TM, estas leyes de minado pueden mejorarse si se controla la dilución, realizando dicha explotación con voladura controlada (amortiguadora).

Para las labores convencionales se utiliza perforadoras neumáticas Jackleg (RNP) con barras de 4pies,



6pies y brocas de 36 mm y 38 mm; Asimismo como carga explosiva se emplea dinamita Semexsa de 65% de 7 pulgadas de longitud y 7/8 pulgadas de diámetro, con una densidad de 1.12 g/cm³.

Debido a una inadecuada elección del tipo de explosivo y la falta de control en la sobre rotura, además del uso inadecuado de los parámetros de perforación y voladura, es que se produce el aumento de la dilución en tajos convencionales, además de un retraso en el ciclo operativo (perforación, voladura, ventilación, limpieza, sostenimiento, acarreo y transporte) reflejándose en el aumento de los costos de producción por tonelada métrica de mineral.

Para reducir la sobre rotura y dilución del mineral se realizan diversas técnicas de voladura controlada, todas tienen un objetivo, la reducción y la buena distribución de las cargas explosivas para minimizar las fracturas en la roca encajonante, así como el desprendimiento de roca fuera de la línea definida de la excavación.

Contratistas Mineros “ALFA”, es una empresa especializada con amplia experiencia en labores de explotación, preparación, desarrollo y explotación, actualmente presta servicios a Minera Aurífera Retamas S.A (MARSA) en la

U.E.A. San Andrés.

Dicha unidad minera se encuentra ubicada en la comunidad campesina de Llacuabamba, Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz, Región La Libertad, a una altitud promedio de 3400 m.s.n.m. donde el yacimiento está emplazado dentro del Batolito de Pataz, presentándose en vetas auríferas de cuarzo – sulfuros, con cajas predominantes de granodiorita con presencia de alteraciones.

1.2. Objetivos

➤ Objetivo general

Determinar si, la voladura controlada utilizando explosivo Exsablock y cojín de agua influye para reducir el porcentaje de dilución y costos en tajos convencionales (Corte y Relleno Ascendente y Tajos Largos) en minera aurífera retamas S.A. – MARSA - 2018.

➤ Objetivos específicos

- ✓ Identificar si la influencia de la aplicación de la voladura controlada utilizando explosivo Exsablock y cojín de agua en reducir el porcentaje de dilución y costos en tajos convencionales (Corte y Relleno Ascendente y Tajos Largos) y el control de sobre rotura en minera aurífera retamas S.A. – MARSA - 2017.
- ✓ Determinar los factores que intervienen directamente para reducir costos con respecto a la aplicación de la voladura controlada utilizando explosivo Exsablock y cojín de agua en reducir el porcentaje de dilución y costos en tajos convencionales (Corte y Relleno Ascendente y Tajos Largos) en minera aurífera retamas S.A. – MARSA - 2018.
- ✓ Disminuir la dilución mediante el uso de un explosivo de menor costo y menor energía en tajos convencionales.



1.3. Justificación

a. Justificación técnica

Buscamos el método más adecuado para reducir la sobre rotura, el grado de dilución en tajos convencionales y un adecuado control de consumo de explosivos para reducir costos por tonelada de mineral.

b. Justificación económica

El proyecto se justifica porque busca reducir los costos operacionales del ciclo de explotación en tajos convencionales para tener mayor utilidad en la valorización mensual, también nos da mayor seguridad en el trabajo, porque se evitará la presencia de planchones que puedan caer y los tiempos de perforación serán cada vez menores.

c. Justificación personal

Personalmente este trabajo se justifica porque busca obtener el título de ingeniero de Minas para los autores

1.4. Delimitación

1.4.1. Tipo y nivel de investigación

TIPO: Sustentativa – básica enfoque cuantitativo

NIVEL: Correlacional

1.4.2. Método y diseño de investigación

Método de investigación: Científico – Analítico - Descriptivo

Diseño de investigación: Correlacional

Se aplicará el método científico analítico descriptivo.

1.4.3. Población

Compañía Minera Aurífera Retamas S.A. “**MARSA**”

1.4.4. Características y delimitación

El presente trabajo se realizara en la unidad minera San Andrés de la compañía minera Marsa. Y está constituido por las labores de producción que realiza la contrata especializada Alfa S.A

Las mismas que se escogieron como labores pilotos para realizar las pruebas del cambio de explosivo.

1.4.5. Ubicación espacio – temporal

La Libertad – Provincia de Pataz – Distrito de Parcoy – Compañía Minera Aurífera retamas S.A. “**MARSA**” -2017



1.4.6. Muestra

LABOR	T. LAB	DIMENSIÓN DE BLOCK
TJ 2020 (S/N 3086-N(CHI)	TE	20m*40m
TJ 2021 (CHI10510-16N(SN)	TE	20m*40m
TJ 105-A (CHI 8972-6BS(GAL)	TE	20m*40m
TJ 2022 (CHI 10510-17N(GL)	TE	20m*40m
TJ 2023 (CHI 10510-19N(GL)	TE	20m*40m
TJ 2023 (CHI 10510-19N(GL)	TE	20m*40m
TJ 2025 (EST 1 (CHI 21N)	TE	20m*40m
TJ 2023 (CHI 10510-19N(GL)	TE	20m*40m
TJ 305-A (CHI 10514-19N(SN)	TE	20m*40m
TJ 205 (S/N 3144-S (CHI)	TE	20m*40m
TJ 117 (S/N 2997-S(CHI5S)	TE	20m*40m
TJ 305-A (CHI 10514-19N(SN)	TE	20m*40m
TJ 601 (GAL 11029-S(XC-S)	TE	20m*40m
TJ 203 (S/N 3137-S (EST)	TE	20m*40m
TJ 305-A (CHI 10514-19N(SN)	TE	20m*40m
LABOR	T. LAB	DIMENSIÓN DE BLOCK
TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	20m*40m
TJ 2024 (CHI 10510-19N(GL)	TL	20m*40m
TJ 2024 (CHI 10510-21N(GL)	TL	20m*40m
TJ 2024 (CHI 10510-21N(GL)	TL	20m*40m
TJ 2024 (CHI 10510-21N(GL)	TL	20m*40m
TJ 2024 (CHI 10510-21N(GL)	TL	20m*40m
TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	20m*40m
TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	20m*40m
TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	20m*40m
TJ 2024-ESPERANZA H	TL	20m*40m

Cuadro N° 1: Relación de labores donde se realizó las pruebas

Fuente: Elaboración propia.



CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

- Torres H, (2015) Señalo en su tesis que la mina Consuelo de la Compañía minera Poderosa, los factores de dilución en sus tajos son la variación de la potencia de sus vetas como su comportamiento en forma de rosario, cambio de buzamiento por la presencia de fallas, falta de control y seguimiento de forma oportuna durante los trabajos de perforación y voladura. (pp. 07).
- Cruz. & Victorio, (2015) señalaron en su tesis que en la mina Rosa de Consorcio Minero Horizonte, presentaba un tipo de roca mala con un RMR de 20 a 30 y la dilución en sus tajos mecanizados superaba el 20%, las cuales al aplicar voladura controlada disminuyo al 10% (pp. 15).
- Mestas R, (2008) Señala en su investigación sobre diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencias (2008), concluye que las desviaciones de perforación afectan significativamente en el diseño de mallas de perforación, porque varían el burden de diseño dentro de la perforación y afectan mucho en la fragmentación como el avance del disparo, porque la eficiencia de voladura está relacionada con la desviación porque a mayor desviación menor será la eficiencia de la voladura. (pp. 14).
- Meza S, (2002) Realizo pruebas en la sección de Cabana en la veta del mismo nombre ya que esta estructura representa cajas definidas, perforando en caja techo 4 taladros con 4 cartuchos de Semexsa 65% minimizando a un cartucho por taladro y 2 taladros a comparación de otras



secciones como es el caso de intermedio, nivel 5, Española y Españolita en secciones de 7x7, 7x8, en tajos de altura de minado de 1.8m dando como resultado fragmentos de dimensiones de 10 cm a 15 cm, en labores de avance tuvo como resultado una sobre rotura promedio de 20 cm en las 20 pruebas que se realizaron, debido a estos resultados, se cambió el tipo de sostenimiento de cuadros de madera a pernos de anclaje, este último es de menor costo en comparación con el de madera, además que ocasiona el aumento en el rendimiento hombre guardia (pp. 48).

- Avila M, (2004) en su trabajo de investigación “Aplicación de voladura controlada en labores lineales de sección de 7x8 pies en tipo de roca IIIA y la relación con los costos de operación en la unidad minera san Andrés en Minera Aurífera Retamas S.A Marsa” determino que, por efecto de la voladura controlada, el porcentaje de sobre rotura disminuyo de 15% a 10% y como consecuencia influyo en la reducción de los costos de extracción y sostenimiento. (pp. 42).
- Salazar R, (2015) En su trabajo de investigación sobre reducción de costos de perforación y voladura aplicando voladura controlada y optimizando estándares de perforación y voladura en labores de avance de la mina Papagayo – Poderosa (2015), evaluó el costo de voladura realizando el carguío de las mallas experimentales, con lo cual el costo disminuyo en 12.58 \$/m por la adecuada distribución de la carga explosiva. (pp.57).
- Cardenas V, (2013) En su tesis titulada “Influencia de los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance en la optimización de costos de la empresa especializada Mincontrall S.R.L – MARSA” (2013), manifiesto que el pedido de explosivo realizado sin observar detalladamente la malla de perforación que se dispara origina un pedido excesivo en explosivo generando elevado consumo y por ende penalizaciones por aumento en el factor de carga y de voladura. (pp.57).

2.2. Generalidades

A. Ubicación y acceso

La Unidad Minera San Andrés de MARSA, se halla situado en el anexo de Llacubamba, distrito de Parcoy, provincia de Pataz y departamento de La Libertad; emplazada en las vertientes del flanco Oriental de la Cuenca hidrográfica del Marañón, en el sector Norte de la Cordillera Central.

Las coordenadas geográficas son:

Latitud Sur:	08°02’
Longitud Oeste:	77°20’
Altitud Promedio:	3850 m.s.n.m.

Coordenadas UTM DATUM PSAD, zona 18:

Norte	9 108 500
Este	230 500



El acceso se realiza de la siguiente forma:

Por vía terrestre:

Lima -Trujillo	562 Km	Asfaltado
Trujillo -Chirán	34 Km	Asfaltado
Chirán -Chagual	307 Km	Trocha
Chagual –U.M. San Andrés	70 Km	Trocha
TOTAL	973 Km	

Por vía aérea:

Lima – Aeródromo Pías	Aprox. 1H 15’	Vuelo Chárter
Trujillo – Pías	Aprox. 0H 30’	Vuelo Chárter



Foto N° 1: Aeródromo de Pías – Avioneta de ATSA

Fuente: Elaboración propia.



Figura N° 1: Ubicación Minera Aurífera Retamas S.A. – Unidad Minera San Andrés.

Fuente: Elaboración propia

B. Clima

El clima es predominantemente frígido, típico de la región Puna o Jalca; presenta dos variantes climatológicas marcadas: noviembre a abril con lluvias constantes cambiando de mayo - octubre con heladas y frío durante las noches y en el día el sol, donde la temperatura oscila de 5° - 20° centígrados en el día y en las noches de 3 - 10° centígrados, estas dos estaciones son bien marcadas en la zona la mina se encuentra a una cota de 3 900 m.s.n.m. con una vegetación típico de la zona que es el Icho y el Queñual y otros arbustos pequeños, los habitantes del lugar son eminentemente dedicada a la minería aurífera.

Fuente: Elaboración propia.

C. Relieve

La topografía de la zona es bien accidentada, y presenta fuertes pendientes que van de 50° a 60° aproximadamente. Donde el terreno ha sufrido agentes modeladores, también al mismo tiempo el drenaje está controlado principalmente por la litología y la tectónica.

El tectonismo y la erosión fluvial han formado profundos valles que alternan con picos elevados originando desniveles que en la altitud varían entre los 1 800 – 4 200 m.s.n.m.

Fuente: Elaboración propia.



Foto N° 2: Relieve de San Andrés – MARSÁ

Fuente: Elaboración propia.

D. Recursos humanos

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

Distribución de recursos humanos

SECCIÓN	PERSONAL PERMANENTE	PERSONAL TEMPORAL	TOTAL
MINA	1200	50	1250
SUPERFICIE	2200	50	2250
TOTAL	3400	100	3500

Fuente: Elaboración propia.

MARSA tiene un programa mensual de producción de 30 000 TMS de mineral con una ley de cabeza de 14 gr. Au/TMS en promedio y un programa mensual de avances lineales de alrededor de 2 000 m en exploraciones, desarrollos y preparaciones con labores de cruceros, galeras, subniveles, chimeneas inclinadas y verticales. MARSA opera bajo el sistema de contratistas totalizando una masa trabajadora aproximada de 2 000 personas. Se trabajan dos turnos de ocho horas diarias.

E. Reseña histórica de la mina

La historia de Minera Aurífera Retamas S.A. es un típico ejemplo de como el esfuerzo decidido de un empresario peruano puede ser la llave para alcanzar el éxito en el desarrollo de un yacimiento minero en el que muchos otros habían fracasado anteriormente. Lo singular en este caso es haberlo logrado en la década de los 80, aquella en la que gran número de minas tuvieron que ser paralizadas al haber dejado de ser rentables como consecuencia de la gran crisis que entonces soportó la minería nacional y el país en general.

Las primeras noticias que se tienen de esta mina se remontan a Antonio Raimondi quien hace expresa mención del Cerro "El Gigante" y de la labor "Huacrachuco" de donde el sabio séala se extrae abundante oro.

Posteriormente la mina es trabajada alrededor del año 1905 por la familia Tarnawiecki que al parecer la abandonó ante los continuos derrumbes que se producían y al bajo precio del oro en esa época que no hacía rentable su explotación con las tecnologías conocidas entonces.

El Dr. Andres Marsano Porras-Presidente ejecutivo y principal accionista de MARSA es un admirador de Raimondi cuyas obras ya había leído profundamente cuando le fue ofrecida en el año 1980 la oportunidad de adquirir algunos denuncios en la zona por lo que toma esta oferta recordando lo que leyó al respecto. Es así que resolvió invertir en labores de prospección y exploración con la firma Buenaventura Ingenieros S.A. (BISA).



El 15 de abril de 1981 se constituyó Minera Aurífera Retamas S.A. - MARSА- siendo los accionistas fundadores los mismos que continúan hasta la fecha los empresarios Andrés Marsano Porras, Ignacio Larco Pedraza, Santos Valdiviezo Pérez, German Patrón Candela y José Heighes Quiñónez.

A fines de 1981 MARSА encarga el estudio geológico de la zona "Gigante - Huacrachuco" a Buenaventura Ingenieros S.A. (BISA) comenzándose los primeros trabajos de exploración y habilitación de labores antiguas. Con la creación del departamento de Geología e Ingeniería de la empresa a finales de 1982 se procede a realizar el primer estimado de reservas del yacimiento totalizando 23 280 TM. Con una ley de 10,7 gramos de oro por tonelada métrica. Para apreciar de manera objetiva la magnitud del crecimiento de MARSА basta señalar que estas reservas no serán suficientes ni para un mes de funcionamiento normal de la actual concentradora.

Estas pequeñas reservas sin embargo incentivaron al Dr. Andrés Marsano a invertir en la construcción de una primera Planta de Flotación de 50 TM/día que fue inaugurada el 14 de julio de 1983. Dadas las limitaciones de las reservas minerales conocidas en esa época resultaba una decisión más audaz que técnica. A pesar de la incertidumbre creada por la Legislación Minera anterior MARSА continuó con su política de reinversión y aprovechando las ventajas de la ley 22178 (Ley de Promoción Aurífera) prosiguió su crecimiento alcanzando la planta una capacidad de tratamiento de 250 TM/día en 1989.

El 18 de noviembre de 1992 se puso en operación la Planta de Cianuración con el sistema Merrill Crowe automatizado primero en su género en Sudamérica alcanzando hoy en día un alto nivel técnico y profesional que permite el procesamiento del 1 000 TM/día.

Si bien es cierto que el año 1992 MARSА fue la primera productora de oro en el Perú; en la actualidad MARSА es el tercer productor de oro a nivel nacional. Pero si se tratara de comparar las minas de oro de extracción subterránea MARSА se mantiene en el primer lugar y sobre todo con el 100% de capital nacional.

El crecimiento de esta empresa se produjo durante la época más difícil de nuestra historia por la presencia del terrorismo, el fenómeno del Niño y de crisis económica que habían creado un clima de desconfianza y zozobra en el país, pero gracias a la fe inquebrantable de su Presidente Ejecutivo el Dr. Andrés Marsano Porras se pudo llevar adelante este proyecto minero.

F. Exploraciones

En el territorio del distrito minero de Parcoy, en el Batolito de Pataz, se encuentra el depósito mineral conocido como «El Gigante», donde MARSА desarrolla sus operaciones. Está emplazado en rocas intrusivas granitoides de la edad Paleozoica. Constituido por filones de cuarzo con concentraciones de sulfuros, la concentración de mineral se presenta en forma de un cuerpo mineralizado (ore shoot).

En las exploraciones y desarrollo, la política de MARSА es mantener el nivel de reservas, para lograr este objetivo se desarrolla un agresivo programa mensual de avances lineales de alrededor de 2 mil metros. Las exploraciones son vitales para encontrar y renovar nuestras reservas.



Este agresivo programa de exploraciones con labores mineras se viene ejecutando desde la cota 3220 m.s.n.m. hacia cotas más profundas, actualmente ya estamos explorando en la cota 2570 m.s.n.m. Este programa junto a los programas de perforación diamantina de largo alcance permite incrementar nuevas áreas de exploración y una reevaluación de las áreas más antiguas.

En años anteriores las reservas y la producción provenían del sistema esperanza que es una estructura con rumbo NNW – SSE y buzamiento NE, pero adicionalmente se tienen identificadas 14 estructuras al piso de Esperanza con el mismo rumbo y buzamiento. Con la profundización realizada en los últimos años se han interceptado las vetas Cabana 2, Cabana 3 y Daniela con valores de oro superiores al promedio de ley de las reservas actuales y que pertenecen a este sistema de estructuras paralelas. Adicionalmente también se ha interceptado la veta Valeria que es una estructura tensional con valores de oro superiores. Los resultados que se vienen obteniendo son muy alentadores y esto ha permitido que manteniendo el programa de exploraciones las reservas se incrementen sustancialmente. Actualmente nuestras reservas alcanzan para una producción de 10 años. Con respecto al potencial de reservas las expectativas de mineralización económica son muy altas

G. Mina

La mina produce 1650 TMSD, mineral proveniente de la explotación, preparación y desarrollo. Los principales métodos de explotación son Cámaras y Pilares Mecanizados con rendimientos de 8 tm/h-g, Corte y Relleno Ascendente y el Long Wall (convencional), en perforación se utiliza perforadoras tipo jackleg, y para la limpieza winches eléctricos de arrastre en las labores convencionales y scoop en los tajos mecanizados, y para restablecer el macizo rocoso se usa el relleno hidráulico de alta densidad. Para desarrollar las labores de exploración, preparación se utilizan jumbos de electrohidráulicos de un brazo, scoops desde 1.5 yd³ hasta 4.5 yd³ de capacidad y palas neumáticas de 10 pies³. En todas las labores se emplea los ventiladores auxiliares desde 5,000 cfm hasta 18,000 cfm para expulsar el aire viciado hasta los tres circuitos principales de ventilación que está conformado por cruceros y chimeneas raise boring de 6 pies y 8 pies de diámetro, en los extremos de los circuitos se tienen instalados extractores que suman 420,000 cfm.

MARSA, decidió profundizar la mina de manera mecanizada construyendo la Rampa Patrick de 4.0 m por 4.5 m, que tiene un recorrido de 5500 m. y se viene ejecutando la profundización de la rampa II etapa, que tendrá una longitud de 4000 m. En la construcción de la Rampa se está utilizando jumbos electrohidráulicos de dos brazos, scoop de 6 yd³, volquetes de 20 m³ de capacidad, para el desagüe de las aguas subterráneas se viene empleando bombas de 300 hp de potencia y 50 l/s, y se está construyendo una cámara principal de bombeo donde se instalará la bomba de 400Hp y 150 l/s de capacidad como medida de contingencia.

Tenemos una casa fuerza de energía neumática 16,000 cfm, y la red troncal de 22,000 m. para minimizar las caídas de presión el aire es conducido por tuberías de metálica de 16 pulg, 12 pulg, 10 pulg y 8 pulg de diámetro.

La mina trabaja en dos turnos y en MARSA damos una importancia especial a la seguridad en el



trabajo, por ello los implementos de seguridad que se usan en la mina cumplen con los estándares internacionales y su cambio o reemplazo obedecen a la frecuencia de uso y el estado del EPP establecido en el estándar de la mina.

H. Planta

La Planta de Beneficio cuenta con una capacidad de procesamiento de mineral de 1800 TMS/día, procesa el mineral ininterrumpidamente 24 horas al día, 365 días al año.

El mineral antes de ser chancado es sometido a una clasificación previa para separar el producto de $\frac{1}{2}$ pulg que acompañará al mineral de tolva de gruesos proveniente de la mina, el rechazo de la clasificación, es decir el material mayor a $\frac{1}{2}$ pulg se tritura en una chancadora primaria de quijadas de 15 pulg * 24 pulg y luego se complementa el chancado en dos chancadoras cónicas de 48 FC y 36 FC hasta obtener un producto fino que pasa la malla $\frac{1}{2}$ pulg.

En el beneficio del mineral se aplican cuatro procesos metalúrgicos importantes:

- Concentración de los minerales auríferos (mayormente sulfuros).
- Cianuración de los concentrados auríferos.
- Precipitación de los valores disueltos mediante el uso del polvo de zinc (Proceso Merrill-Crowe)
- Deposición separada de los relaves de flotación y cianuración.

El mineral chancado a 100% $\frac{1}{2}$ pulg pasa luego al proceso de molienda, el que se realiza en dos molinos de bolas de 9 pies $\varnothing$ * 8 pies $\varnothing$, en circuito cerrado con un ciclón de 20 pulg $\varnothing$.

Para la concentración de los minerales valiosos, además de la operación gravimétrica, el oro tanto libre como asociado a las piritas, es recuperado aplicando el proceso físico-químico de “Flotación por Espumas”. Esta etapa está orientada principalmente a la recuperación de valores finos (tamaños cercanos a 200 mallas). En la flotación se utilizan dos reactivos: el colector (Z-6) y un espumante.

Los concentrados son espesados y filtrados para separar el agua que le acompaña, de tal manera que se evita el incremento de líquido en el circuito de cianuración.

La cianuración se aplica al concentrado obtenido en la planta de concentración, cuyo volumen representará aproximadamente entre la séptima y octava parte del total de mineral alimentado. Las etapas que comprende el proceso de cianuración son: Remolienda y clasificación con presencia de cianuro ($> 95\%$ - 37 micras), espesamiento y clarificación de la solución rica, lixiviación en tanques agitadores, lavado en contracorriente y finalmente la recuperación de los valores disueltos mediante el proceso Merrill-Crowe con polvo de zinc. La remolienda de concentrados se realiza en dos molinos de bolas 5 pies * 10 pies con carga de bolas entre $1\frac{1}{2}$ pulg y 1 pulg de diámetro, clasificados en un nido de ciclones de 10 pulg con una alta dilución para asegurar el corte de $> 95\%$ - 400 mallas (37 micras). En este circuito se disuelve el 90 % del oro quedando un 5 a 6 % para ser disuelto en los agitadores.

El overflow de los ciclones (con sólidos altamente diluidos por la abundancia del líquido ($< 7\%$ de



sólidos) es conducido a un espesador para separar la solución rica por rebose que finalmente va al Merrill-Crowe previa clarificación y conducir a los sólidos a través del underflow de este equipo hacia el circuito de agitadores para que complete la lixiviación del oro.

La pulpa final del circuito de agitadores es conducida al circuito de lavado en contracorriente para recuperar los valores disueltos y devolverlos en recirculación con el líquido que rebosa del primer espesador lavador hacia el nido de ciclones.

El Merrill-Crowe es el proceso que utiliza el polvo de zinc y se aplica para precipitar valores disueltos de oro y plata contenidos en líquidos fácilmente clarificados. Comprende cuatro etapas:

- La filtración a presión para la eliminación de los sólidos aun presentes después de la clarificación de la solución rica.
- La desaereación de la solución rica, donde la solución filtrada pasa a una torre donde interiormente se dispersa en una cámara porosa para quitarle fácilmente el oxígeno contenido en el líquido mediante una bomba de vacío.
- Precipitación de valores mediante el polvo de zinc, a la solución rica proveniente de la parte baja de la torre libre de sólidos y de oxígeno se le agrega polvo de zinc como agente químico que reacciona inmediatamente formando un precipitado sólido que es arrastrado con el fluido y recuperado por filtración. Mientras que las partículas de zinc mayormente se disuelven.
- Filtración del precipitado valioso, los sólidos valiosos formados por la reacción con el polvo de zinc son recuperados en otros filtros a presión y quedan atrapados en las cámaras de estos equipos dejando pasar al líquido muy pobre en valores al que se le llama solución pobre o barren.

Cabe resaltar que la calidad y eficiencia de nuestros procesos se ven garantizados por nuestra constante inversión en la modernización, la instrumentación con rumbo a la full automatización.

I. Disposición de Relaves

Nuestros relaves son depositados en canchas separadas e integradas por un dique principal con crecimiento de eje central y muro conformado por los gruesos del relave de flotación, rigurosamente compactado. El crecimiento del dique de contención, se lleva con una gradiente de 3 a 1.

a. Depósito de Relaves de Flotación

El efluente clarificado del “espejo” de la relavera de flotación es bombeado nuevamente a la Planta de Beneficio para formar la pulpa en el proceso de molienda; para lo cual se tiene instalada una bomba con su respectiva línea de conducción.

b. Depósito de relaves de cianurización

Para el almacenamiento de los relaves de cianuración se cuenta con dos canchas de relaves. Los depósitos para el relave de cianuración se construyen modularmente con una capacidad de un año de operación.

La pulpa del relave de cianuración es bombeada desde la Planta de Cianuración hasta sus respectivas relaveras, en donde se decantan los sólidos en suspensión y la solución clarificada es reciclada a la planta de lixiviación.

J. Laboratorio químico

El Laboratorio Químico de MARSA dentro de la UEA "Retamas", realiza los análisis físico – químico de muestras de minerales, soluciones cianuradas y aguas, solicitadas por las áreas de Planta de Beneficio, Geología y Programa de Control y Supervisión de Medio Ambiente.

En mayo del 2006, fue remodelado con el fin de obtener resultados altamente confiables y trazables en aras de la mejora continua; todo ello, apuntando a la obtención de la certificación ISO 9001:2008.

En el mes de octubre del 2009, se obtuvo la certificación en Gestión de Calidad – ISO 9001.

a. Área de preparación de muestras

En esta área se trabajan aproximadamente 300 muestras diarias. Se cuentan con chancadoras que permiten la realización de un chancado primario como secundario; pulverizadoras neumáticos tipo LM2 y LM5 que permiten el mejor control de los tiempos de trabajo asegurando la calidad y representatividad de la muestra a ensayar y 1 estufa de secado Labtech Hebro con una capacidad de almacenamiento de 150 muestras por tanda.

b. Área de ensayos al fuego

Para este proceso se cuenta con 1 horno de fundición con una capacidad de 84 crisoles y 2 hornos eléctricos de copelación ambos de fabricación australiana (DFC Furnace), que permiten que este laboratorio esté a la vanguardia de los mejores laboratorios de nuestro país.

c. Área de instrumentación

En esta área se cuenta con 2 equipos de absorción atómica, uno para el análisis de soluciones cianuradas y el otro para el análisis de soluciones ácidas.

Asimismo, existe un moderno sistema de extracción y captación de humos metálicos, polvos y gases que garantizan la seguridad de los trabajadores y previenen un impacto negativo al medio ambiente.

d. Área de Análisis de Aguas

En esta área se realizan análisis de aguas procedentes del monitoreo de los cuerpos receptores para la determinación de cianuro total, cianuro libre, sólidos totales, metales totales y metales disueltos, para lo cual contamos con equipos de última generación.

K. Proyecto del pique principal

Se ha iniciado la construcción de un Pique Circular con una longitud total de 730 mts. (Incluido el castillo y zona de carga) y 4.20 mts. De diámetro, para optimizar la operatividad entre los niveles 3220 y 2620. A través del Pique, se podrá trasladar en el skip 3800 TMS/día de material que incluye mineral y desmonte y contará además con una jaula de capacidad de 72 personas que permitirá dar acceso a



800 trabajadores por turno o trasladar a través de ella 5800 kilos de carga.

Este proyecto representa un gran reto para MARSA. Actualmente se encuentra en fase de la construcción del Castillo de Winche y se estima que estará concluido dentro de 3 años.

a. Proyecto profundización rampa patrick 3

Luego de haber concluido las dos primeras etapas en las que se construyeron la Rampa Patrick 1 entre las cotas 3200 m.s.n.m y 2950 m.s.n.m y Patrick 2 entre las cotas 2950 m.s.n.m y 2570 m.s.n.m, que nos han permitido garantizar un importante volumen de reservas y para seguir profundizando la mina MARSA.

b. Proyecto la rampa patrick 3

La profundización de la Rampa Patrick 3 hacia niveles inferiores a partir del nivel 2620 m.s.n.m permitirá a la empresa generar mayores reservas de mineral que aseguren la producción sostenida de los próximos años. Este proyecto de exploración a mediano plazo comprende un avance de 4 km. de longitud a 12% de gradiente con una sección de 4 m. * 4 m. en forma mecanizada, y significa abrir los nuevos niveles 2570 m.s.n.m, 2520 m.s.n.m, 2470 m.s.n.m, 2420 m.s.n.m, 2370 m.s.n.m, 2320 m.s.n.m, 2270 m.s.n.m, 2220 m.s.n.m, que permitirá explorar y desarrollar las vetas Cachaco, Valeria, Cabana, Daniela y Esperanza.

c. Modernización de la planta de beneficio

En la constante preocupación de contar con tecnología de punta y garantizar una adecuada producción, hemos iniciado la primera etapa de la modernización y optimización de nuestra Planta de Beneficio San Andrés, que actualmente tiene una capacidad instalada de 1800 TMS/día. Para ello, se han adquirido modernos espesadores, celdas de flotación y equipos de clarificación, que reemplazarán a los antiguos de similar capacidad, pero con controles automatizados.

L. Servicios

a. Sistemas

A través de su Departamento de Sistemas, que cuenta con servidores propios y comunicación satelital punto a punto, MARSA, por medio de sus profesionales, ha desarrollado su propio software que le permite dar un soporte adecuado a todas las áreas de la empresa.

b. Logística y Almacenes

Debido a la lejanía de las operaciones y sus dificultades de acceso, MARSA ha desarrollado un eficiente sistema logístico con almacenes y niveles de stock adecuados que le permiten garantizar una operación con materiales y recursos de la más alta calidad y oportunidad.

c. Mantenimiento

Dada la lejanía de las operaciones y la complejidad de las mismas, es necesario garantizar un alto índice



de disponibilidad mecánica de sus equipos, por lo que MARSA ha implementado un departamento de mantenimiento y reparaciones que cuenta con un alto nivel profesional y dotado de los equipos y herramientas necesarios para lograr sus objetivos.

d. Viviendas

MARSA cuenta con 14 campamentos de 65 m de largo, 12 m de ancho y 10 m de alto de primer orden, ubicados en las zonas estratégicas de nuestro asiento minero. Nuestras viviendas alojan a cerca de 4,000 trabajadores y colaboradores, y cuentan con servicios de calefacción, baño privado, agua caliente, lavandería, acceso a internet y espacios comunes en donde los trabajadores departen momentos de reposo y relax durante sus horas de descanso.

e. Comedores

MARSA cuenta con siete comedores estratégicamente ubicados y debidamente acondicionados de acuerdo a los más altos estándares de higiene, valor nutricional y calidad en donde se atienden los servicios de desayuno, almuerzo y comida. El servicio de alimentación se realiza teniendo en cuenta factores como el peso, edad, grado de actividad física (ocupación), sexo, factores climáticos, entre otros, sin perder de vista las preferencias alimenticias de los comensales, para ello se cuenta con los servicios especializados de Sodexo, empresa líder en alimentación y multiservicios en el sector minero y de hidrocarburos.

f. Servicios generales

MARSA se preocupa e interesa por brindar comodidad, bienestar y calidad de vida a sus trabajadores y colaboradores, y para ello contamos con ambientes que han sido construidos para brindar hospitalidad, comodidad, recreación y calidez entre sus huéspedes.

Nuestros trabajadores y colaboradores tienen acceso a un sistema de servicios "mercantiles", mediante los cuales pueden obtener productos comestibles básicos, de aseo y de uso personal, contando para ello con los establecimientos apropiados, además contamos con una panadería que abastece diariamente a toda la población de la mina y en donde se producen más de 11,000 panes diarios. MARSA cuenta con áreas de esparcimiento para actividades deportivas (canchas de fútbol) y extracurriculares, sala de internet, biblioteca, auditorio, juegos de salón, salas de tv, cine, gimnasio y transporte interno. Asimismo, contamos con una Red Móvil Privada a nivel nacional para las comunicaciones con el uso de teléfonos, servicios de RPC y locutorios telefónicos en los centros de esparcimiento.

M. Centro médico

El Centro Médico San Andrés se encuentra ubicado en el sector de Buenos Aires, el Tópico de Chilcas, en el nivel 3220 m.s.n.m., y cuenta con un total de 21 trabajadores, entre personal médico, de enfermería y auxiliares, que tienen la misión de velar por la salud y brindar una excepcional atención a los trabajadores, cabe señalar que también atienden casos de emergencias en apoyo a las comunidades aledañas.



Se realizan consultas ambulatorias en dos horarios (mañana y tarde) y atenciones de urgencias y emergencias las 24 horas. El centro médico, cuenta con la certificación del Ministerio de Salud y realiza aproximadamente 7,000 consultas médicas al mes. Cuenta con servicios de hospitalización (12 camas), sala de emergencias, tópico de inyectables, rayos X, laboratorio, espirometría, audiometría, odontología y demás relacionados a la salud ocupacional para los exámenes de afiliación, anuales, de retiro, de altura y otros. Se brindan capacitaciones en temas de emergencias, primeros auxilios y salud ocupacional a todos los trabajadores. Todo el personal médico y paramédico se encuentra certificado en atención de emergencias.

Se cuenta con una ambulancia tipo II certificada por la Dirección Regional de Salud, la cual se encuentra a disposición las 24 horas del día para transporte asistido y rescate de pacientes.

N. Gestión integrada

Contamos internamente con el Sistema Integral de Seguridad y Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad (SISSOMAC), que está orientado a gestionar y manejar de manera ordenada, objetiva y sistemática la prevención de accidentes laborales, enfermedades ocupacionales, contaminación ambiental, además de un mejoramiento cualitativo de los servicios que ofrece a sus trabajadores. Nos proporciona una estructura determinada para la acción y el establecimiento de objetivos y metas específicas, procurando cumplir en estos temas con los más altos estándares ambientales, de seguridad, salud ocupacional y calidad.

a. Sistema de seguridad y salud ocupacional (OHSAS 18001:2007)

Brindar protección y bienestar a nuestros trabajadores a través del cumplimiento de los más altos estándares en seguridad y salud ocupacional es uno de los propósitos fundamentales de la empresa. Se ha implementado el seguimiento de la norma internacional OHSAS 18001, y contamos con un «Plan de Emergencias de Seguridad», que contempla acciones preventivas y respuestas inmediatas a circunstancias peligrosas.

b. Sistema de gestión de calidad (ISO 9001:2008)

Se realiza el análisis de las muestras minerales, las aguas y las soluciones cianuradas, tomando en cuenta un estricto control de leyes a lo largo del proceso productivo. Gracias a un laboratorio equipado y moderno, y al personal debidamente calificado, se asegura la fiabilidad de los resultados de acuerdo a los patrones internacionales y los estándares de otros laboratorios de prestigio.

c. Sistema de gestión ambiental (ISO 14001:2004)

Se ha previsto también la prevención y minimización de los impactos ambientales como uno de los pilares del desarrollo de la empresa. Es un sistema que nos ha permitido gestionar nuestros procesos de forma más eficiente, logrando reducir significativamente el consumo de los recursos naturales como energía, madera y combustible. Se mejoró la gestión de los residuos sólidos, se optimizó el control de efluentes y emisiones, y se mejoró la cultura ambiental a nivel organizacional.

O. Responsabilidad ambiental



MARSA tiene una política de responsabilidad ambiental orientada a prevenir y minimizar los impactos medio ambientales y de concientizar a sus trabajadores hacia el cuidado del medio ambiente. Para ello se ha desarrollado los siguientes ejes medio ambientales:

a. Monitoreos ambientales

Contamos con un programa de monitoreo ambiental, diseñado y ejecutado regularmente, con el fin de garantizar su eficiente desempeño ambiental. Así, se monitorea la calidad del agua, aire, suelos y ruidos con la finalidad de prever y minimizar cualquier impacto ambiental.

b. Manejo de residuos sólidos

Contamos con un "Plan de manejo de Residuos Sólidos", que se actualiza anualmente con el fin de mejorar la gestión integral de los residuos provenientes de las operaciones mineras, además de garantizar un ambiente saludable para sus trabajadores y las comunidades de su entorno. Ello ha permitido optimizar la utilización de los recursos naturales y minimizar los impactos negativos al ambiente.

c. Control de efluentes y emisiones

Para mitigar los efectos ambientales, se ha implementado una serie de sistemas de tratamiento que obedecen a estudios técnicos y de ingeniería. Contamos con plantas de tratamiento de aguas residuales de minas, procesos metalúrgicos, aguas residuales domésticas y sistemas de control de sedimentos e hidrocarburos. Las emisiones de gases, de material particulado y de ruido con controladas a través de sistemas específicos que cumplen con minimizar posibles impactos al medio ambiente.

d. Educación Ambiental

La empresa lleva a cabo un programa de capacitación y concientización en educación ambiental, dirigido al personal de la empresa, colaboradores y miembros de las comunidades aledañas con la finalidad de lograr el compromiso de todos ellos en la importante tarea del cuidado del medio ambiente. Se vienen incrementando los conocimientos ambientales del recurso humano, logrando mejoras en el manejo de los residuos sólidos, control de los aspectos ambientales de cada actividad y reducción de los incidentes ambientales.

e. Conservación de la biodiversidad

Poseemos un vivero para el crecimiento de plantas, lo que facilita la propagación de especies nativas, en especial las que se encuentran en vías de extinción, así como la reforestación y rehabilitación de las áreas perturbadas.

P. Cierre de minas

Contamos con un plan de cierre de minas, que se viene implementando de manera progresiva y que tiene por finalidad rehabilitar las áreas disturbadas por la actividad minera a fin de garantizar un ecosistema saludable. Este instrumento de gestión ambiental permitirá asegurar el alcance de niveles de calidad ambiental aceptables al cierre de la operación, bajo la premisa de "minería responsable".

Q. Geología general

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

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

En el distrito minero, las zonas de fallamientos y fracturamientos pre-existentes dentro del intrusivo, han servido de canales de circulación de las soluciones mineralizantes hidrotermales, depositándose en las trampas estructurales, dando lugar a la formación de vetas; posteriormente, estas vetas han sido falladas y plegadas en más de dos eventos tectónicos; razón por la cual, se presentan muy irregulares en su comportamiento estructural y continuidad.

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

R. Geología local

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

S. Petrografía

1. Rocas intrusivas

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



intrusivas son gradacionales; algunas facies del intrusivo poseen diques aplíticos que se presentan como xenolitos alargados. Al Batolito de Pataz se le asigna una edad Paleozoica (Carbonífero). Existen pequeños intrusivos a manera de stocks y diques de pórfido tonalita –diorita que intruyen al Complejo del Maraño y al Batolito de Pataz.

2. Rocas metamórficas

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

3. Rocas sedimentarias

Conformada por la secuencia sedimentaria del Paleozoico y Mesozoico que aflora al SW del "Batolito de Pataz", desde Alaska por el Sur hasta Cachica por el Norte (correspondiente a nuestra zona de interés). Esta secuencia está constituida por la unidad vulcano sedimentaria (areniscas, limolitas, micro conglomerados a conglomerados, tobas riolíticas y brechas – aglomerados de riolitas dacitas), pertenecientes al grupo Mitu (Permico) y calizas del grupo Pucará (Triásico-Jurásico).

4. Depósitos cuaternarios

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

Má	ERATEMA	PERIODO	EPOCA	EDAD	UNIDAD	GROSOR (m)	LITOLOGIA	DESCRIPCION DE LAS FACIES
27/96	CENOZOICO	QUATER	HOLÓCENO	CALABRIAN	DPTOS. CUATER.	50		DPTOS. ALUVIALES, COLLUVIALES, FLUMIOGLAC, MORRENAS, ARENAS Y GRAYAS
105/185		CRETACICO	INFERIOR	ALBIANO(?)	GPO. GOYLLARISQUIZGA	100		ARENISCAS, CUARCITAS GRIS BLANQUECINAS
		JURASICO	INFERIOR					CALIZAS GRISAS EN LA PARTE INFERIOR, CALIZAS MASIVAS CON CHERT Y DOLOMITAS EN LA PARTE SUPERIOR
230/240		TRIASICO	SUPERIOR		GPO. PUCARA	200		
			INFERIOR		GPO. MITU	250		ARENISCAS CONGLOMERADAS Y LIMOLITAS DE COLOR ROJO OSCURO CON NIVELES DE VOLCANICOS ROJIZOS VIOLACEOS
260		PERMICO				> 400		3er. MIEMBRO: AGLOMERADOS, SILTITAS, ARENISCAS INTERCALADAS CON DACITAS Y BRECHAS
	PALEOZOIC.					500		2do. MIEMBRO: DACITAS, TUFO LITICO, IGIMBRITAS Y BRECHAS
		CARBONIF.	SUPERIOR		FM VOLC. LAVASEN	200		1er. MIEMBRO: BASALTOS, ANDESITAS, TRAQUIANDESITAS Y BRECHAS LENTICULARES
320/600								
		PRE CAMBRARIO	PROTEROZOICO	SUPERIOR ?	COMPLEJO METAMORFICO DEL MARAÑON	1200		FILITAS DE COLOR GRIS OSCURO A NEGRO EN LA PARTE POSIBLEMENTE MEDIA DEL QUE HACIA LA PARTE SUPERIOR SE INTERCALA CON ESQUISTOS VERDES CLORITIZADOS EN GENERAL Y CON CONTENIDO METAMORFICO DE TRAZAS DE PIRITA CON ALGUNOS NIVELES MASIVOS DE METAVOLCANICOS, O CON DEBILMENTE METAMORFIZADOS

Figura N° 2: Columna Litológica de la formación Geología.

Fuente: (Marsa, 2011)

T. Geología estructural

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

1. Plegamiento

De extensión regional, con ejes orientados de SE a NW; se presentan en las formaciones sedimentarias y metamórficas. La dirección probable de los esfuerzos de compresión que originaron estos plegamientos ha sido de NE a SW y viceversa. Las estructuras mineralizadas reconocidas como Natasha, Gigante Uno, Esperanza, Cachaco, Yanaracra Sur, etc., se presentan plegadas localmente, dificultando su exploración y explotación.

2. Fracturamiento

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

3. Fallamiento

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

➤ Sistema de fallamiento NW SE (Longitudinales)

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

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

➤ Sistema de fallamiento NE SW a N S (Diagonales)

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

➤ Sistema de Fallamiento Principal E-W o Fallas Mayores (Transversales) de rumbo promedio



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

La Falla Uno es una estructura conocida por su extensión y persistencia; por las observaciones de campo se deduce que es de movimiento inicial inverso – sinextral. Muchas de estas fallas son pre minerales al sistema de vetas NW SE, con reactivaciones post minerales.

U. Sistema de vetas

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

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

V. Geometría del yacimiento

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

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

La génesis del yacimiento se puede relacionar al carácter magmatogénico de las soluciones hidrotermales mineralizantes, que han originado las asociaciones mineralógicas de tipo mesotermal - epitermal. Hay corrientes que interpretan que las vetas emplazadas en el batolito de Pataz son de origen orogénico.

W. Controles de mineralización

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

➤ Control Estructural

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



➤ **Control Litológico**

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

➤ **Control Mineralógico**

El cuarzo lechoso es el mineral principal como guía para las exploraciones; ligadas al cuarzo se presentan pirita y arsenopirita. Muchas veces, la presencia de galena y esfalerita marmatita es un indicativo de que se incrementen las leyes de oro, siempre que se presenten asociadas a la pirita.

X. Mineralogía

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

➤ **Mineral de mena**

El principal mineral de mena es la pirita aurífera, que se presenta acompañada de arsenopirita, galena, marmatita - esfalerita, en proporciones menores; también consideramos el cuarzo sacaroide como mineral de mena por hospedar oro libre.

➤ **Minerales de ganga**

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

Y. Geología económica

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

2.3. Marco referencial

A. Dilución

La dilución mineral “es la reducción en la ley de mineral por debajo de la ley mínima de corte (Cut off), debido a la mezcla del material estéril (desmonte) con el mineral económico”.



Los ingenieros de minas y geólogos buscan constantemente reducir sus efectos para así entregar a planta el tonelaje de mineral y la ley programada, cuyo objetivo será aumentar las ganancias y reducir los costos.

La dilución además de bajar la ley del mineral de las labores de explotación eleva el costo del ciclo de minado, ya que el enviar una tonelada de estéril (desmante) a la planta es más costoso que controlar la voladura insitu, es por ello que diversas minas proponen procedimientos más eficientes con los cuales reducir el “empobrecimiento”.

De todo lo que se ha hecho hasta ahora, en términos de elevación de la dilución en minas, se puede concluir que el valor aceptable de dicho parámetro está en alrededor de 10%, lo que sirve para establecer hoy el estándar mundial “benchmarking” (punto de referencia)

El grado de dilución se puede disminuir mediante la voladura controlada ,la cual consiste en cargar los taladros con explosivos especiales para voladura controlada (Exacorte, Exsaplít, Exadit, Exsablock), las cuales son de menor energía; estos cartuchos son cargados en tubos rígidos de plástico para acoplamiento lineal, en otros casos también los taladros son cargados con cartuchos de dinamita los cuales están espaciados con material inerte o aire libre y cordón detonante a lo largo del taladro.

PEREZ,(2015)

B. Factores causantes de la dilución

1. Factores Técnicos

- Falta de paralelismo en la perforación: Si los taladros no son paralelos entre si y tampoco siguen la dirección del cuerpo mineralizado entonces los taladros saldrán del área de la estructura, esto provoca el aumento del material estéril en la voladura, esto se da por la falta de control en la perforación, falta de pericia del maestro perforista, inadecuado uso de guiadores o la falta de estos y en otras las mismas condiciones geológicas.

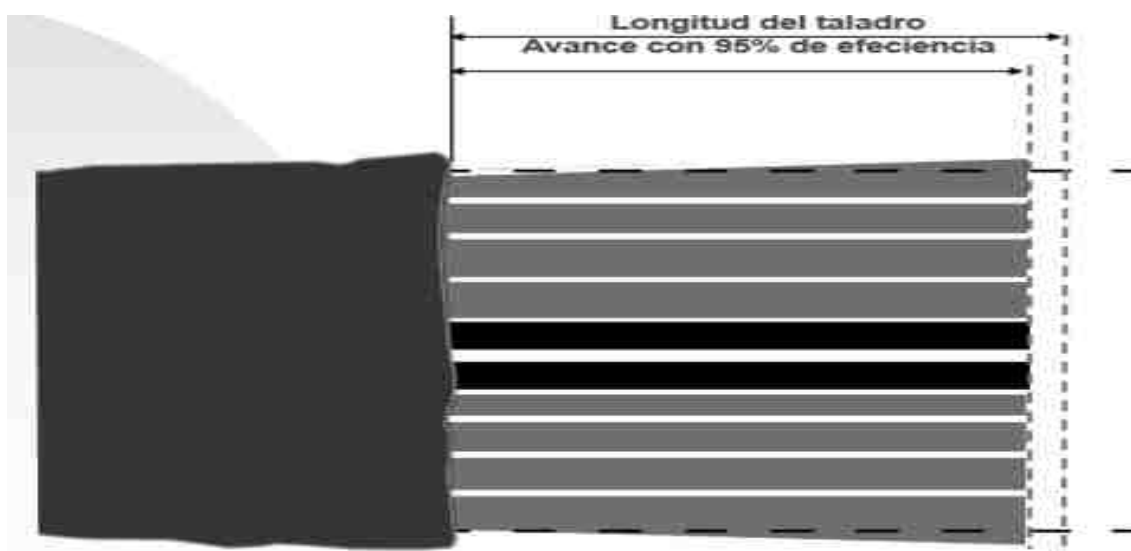


Figura N° 3: Correcto paralelismo de los taladros.

Fuente: (Exsa, Capacitaciones Exsa, 2011).

- **Contaminación durante la limpieza**
Es cuando el operador de winche no toma en cuenta el escogido previo del mineral antes de realizar la limpieza (pallaqueo).
El escogido o pallaqueo es la actividad manual que realizan el maestro y ayudante perforista que consiste en separar el mineral del desmonte y esto se hace con el objetivo lograr que nuestro mineral llegue a la planta con mayor ley de cabeza.
- **Desquinces**
En minería subterránea el avance deberá ser al menos igual a la profundidad de los taladros. La periferia de la labor deberá ser igual a la proyectada; si resulta menor requerirá ensanche adicional (Desquinces).
- **Diseño de la malla de perforación y empleo de explosivo inadecuado**
Basado en el cambio del tipo de roca, buzamiento y potencia de las vetas, debido a la falta de capacitación en los estándares de perforación a los trabajadores que son promovidos a maestros perforistas. Este es un factor importante ya que se tiene que brindar un soporte técnico identificando el tipo de roca, para dar las recomendaciones de cómo realizar la perforación y distribución de taladros en el tajo o frente de avance.

C. Control de la dilución

La responsabilidad de este control involucra a los departamentos de operación mina, planeamiento, geología y geomecánica. Cuyo objetivo es la reducción del grado de dilución en nuestras labores de explotación, para ello se tiene los siguientes parámetros:

1. Parámetros a tener en cuenta en la dilución

Por medio de la determinación de la potencia de veta y la altura de minado se determina el grado de dilución. La dilución se expresa de la siguiente manera.

Sotelo,(2015)

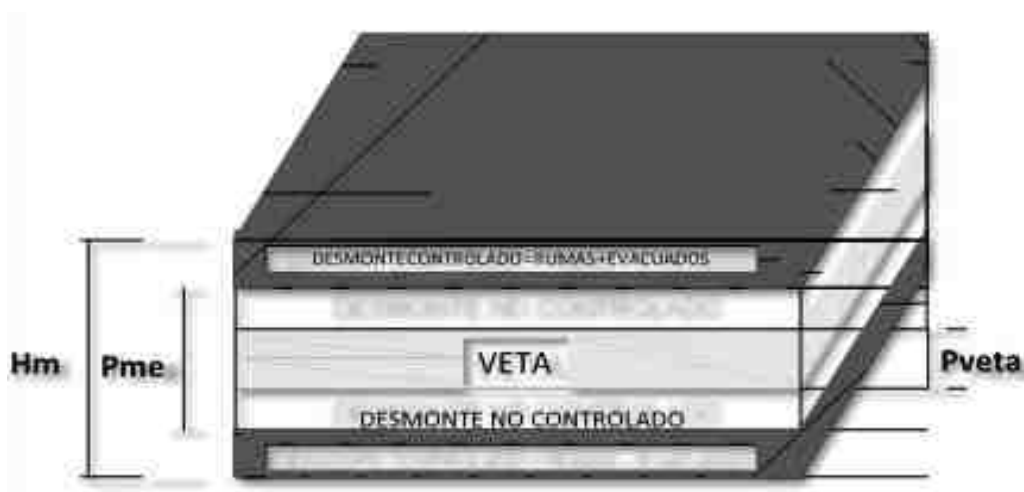


Figura N° 4: Elementos que intervienen en el cálculo de la dilución

Fuente: Elaboración propia.

$$\%DILUCION = \frac{Hm-Pv}{Hm} \times 100 \% \dots\dots\dots (Ecuación 01)$$

Hm: Altura de minado

P.v: Potencia de veta

A. Minado: Área de minado

V. Total: Volumen total producto de la voladura

Pe: Peso específico

$$V. TOTAL = A. Minado * Hm * Long. Perf. = V. Mineral + V. Desmorte \dots\dots\dots (Ecuación 02)$$

$$V. Desmorte = V. Desm Controlado + V. Desm no Controlado$$

$$V. Desm Controlado = V. Rumas + V. evacuados$$

$$V. Mineral = A. Minado * P.v * Long. Perf.$$

$$V. Total = V. Mineral + V. Desm Controlado + V. Desm no Controlado$$

$$V. Total - (V. Rumas + V. evacuados) = V. Mineral + V. Desm no Controlado$$



Volumen Trasportado a Planta

$$TMS. Extraídas = (V. Min * Pe. Min) + (V. Desm * Pe. Desm)$$

$$\%DIL. OPERATIVA = \frac{(Hm - Pv) * Pe.Desm}{((Hm - Pv) * Pe.Desm) + (Pv * Pe.Min)} * 100 \dots\dots\dots (Ecuación 03)$$

$$Pe. Min = 3.15$$

$$Pe. Desm = 2.70$$

2. Razones para controlar la dilución

- Determinar si el tajeo es económicamente explotable (Cut off)
- Determinar el Volumen de mineral a Explotar
- Delimitar el área económica.
- Calcular la Dilución.
- Determinar la Ley Diluida.

3. Calculo de la ley diluida

$$LEY DILUIDA = \frac{P.Veta * L.G}{Hm} \dots\dots\dots (Ecuación 04)$$



Donde:

P. Veta: Potencia de veta (m)

Hm: Altura de minado (m)

L.G: Ley geología (g/TMS)

D. Explosivos

Los explosivos son mezclas o sustancias químicas, que frente a un estímulo externo (un detonador) tiene la capacidad de reaccionar violentamente creando una onda de choque que tritura la roca, también se generan gases que actúan con gran presión sobre las paredes del taladro ayudando a la rotura y desplazamiento de los fragmentos.

Los explosivos se fabrican con diferentes características como: Potencia, resistencia al gua y simpatía; asimismo de diferentes dimensiones según requerimiento de la mina.

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

1. Proceso del desarrollo de una detonación

a. Combustión

Se define como la reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no ser percibida por nuestros sentidos y que presenta un tiempo de reacción bastante lento.

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

b. Deflagración

Es un proceso exotérmico en el que la transmisión de la reacción de descomposición se basa en la conductividad térmica. La deflagración es sinónimo de una combustión rápida.

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

c. Detonación

Es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva (que se traduce en presión sobre el área circundante).

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).



Figura N° 5: Desarrollo de la detonación

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

2. Proceso de detonación de un explosivo

a. Preparación Del Cebo o Prima

Tiene 2 elementos explosivo rompedor (secundario) y explosivo iniciador (primario) -Detonador

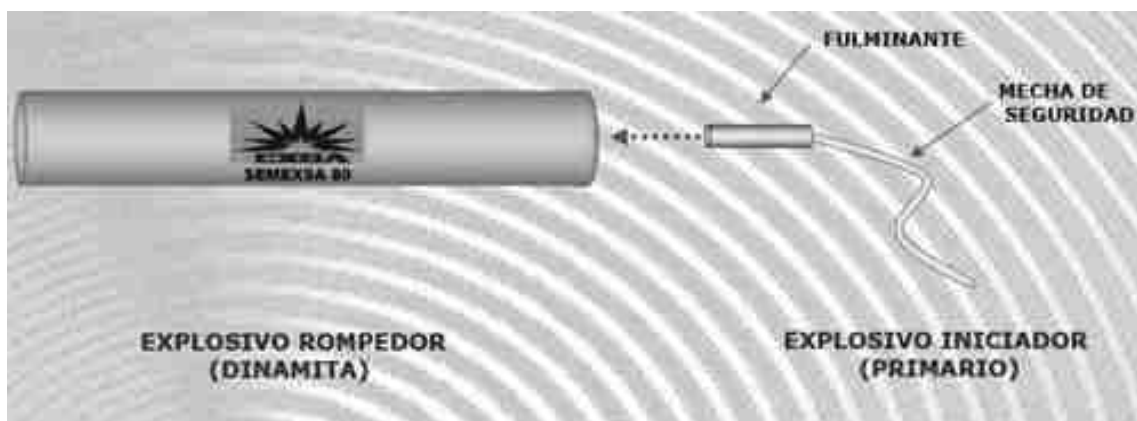


Figura N° 6: Preparación del cebo

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

El detonador crea una onda de choque iniciadora (onda de choque) la onda avanza a alta velocidad originando la reacción de la masa, inicialmente en el punto 1, el que se amplía hasta ocupar el diámetro total del explosivo, donde este adquiere su velocidad máxima de detonación (velocidad de régimen constante VOD)

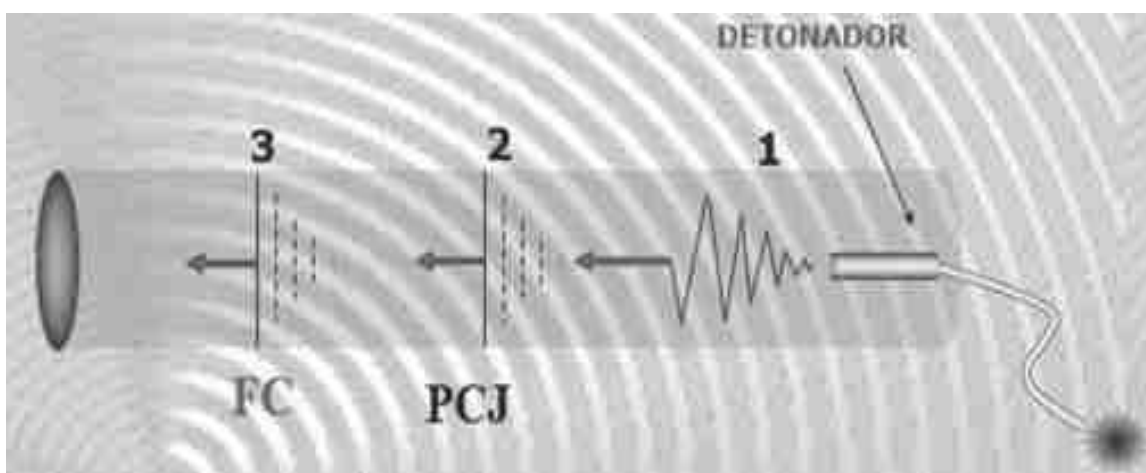


Figura N° 7: Iniciación de la onda de choque

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

Por detrás del frente de choque (FC) se forma la zona de reacción (ZR) limitada por el plano de champman - Jouguet (PCJ) con la máxima temperatura y presión de detonación; donde la masa explosiva se descompone para originar la zona de explosión (ZE) que le sigue (con temperatura y presión de explosión muy elevadas). Los gases calientes Originan enorme presión contra las paredes del taladro al expandirse, originando el efecto de “Mecánica de Rotura”.

E. Propiedad de los explosivos



Figura N° 8: Explosión del explosivo generando la mecánica de rotura

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

1. Potencia y energía

Existen diferentes formas de expresar la potencia (strength) de un explosivo. En las antiguas dinamitas (straight dynamites) era el porcentaje de nitroglicerina el parámetro de medida de la potencia. Posteriormente, con la sustitución parcial de la nitroglicerina por otras sustancias y la realización de ensayos comparativos de laboratorios, se pasó a hablar de potencia relativa por peso (Relative Bulk

Strength). Así es frecuente referir la potencia de un explosivo en tantos por ciento de otro que se toma como patrón, goma pura, ANFO, etc. El cual se le asigna el valor de 100.

Cusi Huamani,(2016)

➤ **Potencia absoluta por peso (AWS)**

Esta es la medida de la cantidad de energía (en calorías), en cada gramo de explosivo, ejemplo:
AWS del ANFO es 900 Cal/g.

➤ **Potencia absoluta por volumen (ABS)**

Es la medida de la cantidad de energía disponible (en calorías) en cada centímetro cubico de explosivo. Esto se obtiene multiplicando la AWS por la densidad del explosivo.

$$ABS = AWS * \rho. \text{ Explosivo} \dots\dots\dots (\text{Ecuación 05})$$

ABS: Potencia absoluta por volumen (cal/g).

AWS: Potencia absoluta por peso (cal/g).

ρ . Explosivo: Densidad del explosivo (g/cm³)

2. Potencia relativa por peso (Rws)

Esta es la medida de la energía disponible de explosivo comparado a un peso igual de ANFO. Esta se calcula dividiendo la AWS del explosivo por la AWS del ANFO y multiplicado por 100.

Cusi Huamani, (2016)

$$RWS = \frac{AWS(\text{Explosivo})}{AWS(\text{Anfo})} * 100 \dots\dots\dots (\text{Ecuación 06})$$

Rws: Potencia relativa por peso (%).

AWS (explosivo): Potencia absoluta por peso del explosivo (cal/g).

AWS (ANFO): Potencia absoluta por peso del ANFO (cal/g).

1. Potencia relativa por volumen (Rbs):

Esta es la energía disponible por volumen de explosivo comparado a igual volumen de ANFO, con una densidad de 0,85 g/CC. Esto se calcula dividiendo la ABS de un explosivo por la ABS del ANFO y multiplicado por 100.

$$RBS = \frac{ABS(\text{Explosivo})}{ABS(\text{Anfo})} * 100 \dots\dots\dots (\text{Ecuación 07})$$

Rbs: Potencia relativa por volumen (%).

ABS Explosivo: Potencia absoluta por volumen del explosivo (cal/g).

ABS ANFO: Potencia absoluta por volumen del ANFO (cal/g).

3. Velocidad de detonación (VOD)

Es la velocidad con la cual la onda de detonación se propaga a través del explosivo y por lo tanto es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía.

Los factores que afectan a la VOD son:

- a. La densidad de la carga.
- b. El diámetro del explosivo.
- c. El grado de confinamiento.
- d. La iniciación.

Para los 3 primeros con forme aumentan dichos parámetros la VOD resultantes crecen significativamente

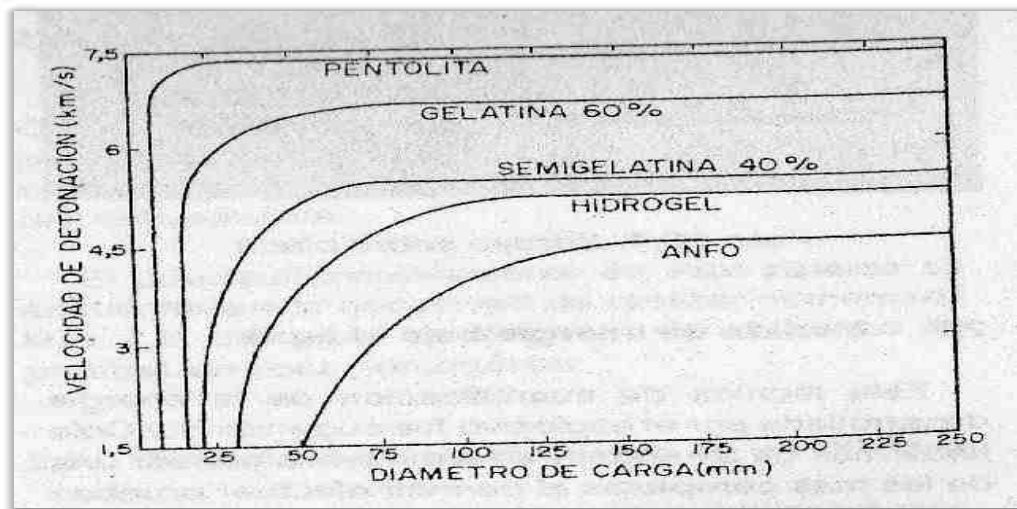


Figura N° 9: Influencia del diámetro de la carga explosiva sobre la velocidad de detonación

Fuente: (ASH, 1977).

4. Densidad

La densidad de la mayoría de los explosivos varía entre 0.8 y 1.6 g/cc y al igual que con la velocidad de detonación, cuanto mayor es, más intenso es el efecto rompedor que proporciona.

En los agentes explosivos la densidad puede ser un factor crítico, pues si es muy baja se vuelve sensible al cordón detonante que los comienza a iniciar antes de la detonación del cebo o de lo contrario si es muy alta, pueden hacerse insensibles y no detonar. Esta densidad límite es denominada **Densidad de Muerte**.

La densidad de un explosivo es un factor importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para una voladura, por regla general, en el fondo de los barrenos en donde se necesita mayor concentración de energía.

Para el arranque de la roca, se utilizan explosivos más densos, como son los gelatinosos e hidrogeles, mientras que las cargas de columnas se necesitan explosivos menos densos, como son los pulverulentos y los de base ANFO.

Fuente: ENAEX,(2015)

$$q_1 = 7.854 * 10^{-4} * Pe * D^2 \dots\dots\dots \text{(Ecuación 08)}$$

q_1 : *concentración lineal de carga* (Kg/m)

D : *diámetro del barrenado* (mm)

Pe : *densidad del explosivo* (g/cm³)

5. Presión de detonación

Está en función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación. Se mide en el plano C-J de la onda de detonación cuando se propaga a través de la columna de explosivo, como ya se ha indicado.

Aunque la presión de detonación depende, además de la densidad y de la VOD, de los ingredientes que está compuesto, una fórmula que permite estimar dicho parámetro es:

$$PD = \frac{\rho \text{ explosivo} * (VOD)^2 * 10^{-5}}{4} \dots\dots\dots \text{(Ecuación 09)}$$

PD: Presión de detonación (Kbar)

VOD: Velocidad de detonación (m/s)

Cuando un explosivo detona, esta presión es liberada instantáneamente en una onda de choque de muy corta duración, lo cual no es más que el efecto de corte o fractura que produce el explosivo, instantáneamente sobre algún elemento.

6. Resistencia al agua

Es la capacidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características. Varía de acuerdo a la composición del explosivo y generalmente está vinculada a la proporción de nitroglicerina o aditivos especiales que

Contengan, así las gomas, hidrogeles y las emulsiones son muy resistentes al agua.

Las sales oxidantes como el nitrato amónico en el ANFO, disminuye intensamente la resistencia al agua pues son muy higroscópicas.

7. Sensibilidad

Esta característica engloba varios significados dependiendo del tipo de acción exterior que se produzca sobre el explosivo.

- ✓ **Acción controlada:** La sensibilidad aquí es equivalente a la aptitud a la detonación por un iniciador.
- ✓ **Acción incontrolada:** la sensibilidad es una medida de la facilidad con la cual un explosivo puede ser detonado por calor, fricción, impacto, choque.

Fuente: (Exsa, Manual práctico de voladura, 2000).



a. Sensibilización a la iniciación

Los explosivos deben ser suficientemente sensibles para ser detonados por un iniciador adecuado. Esta capacidad varía según el tipo de producto, ejemplo la mayoría de los explosivos gelatinosos emplean detonadores, mientras que los agentes explosivos requieren en general de un multiplicador o cartucho cebo de mayor presión y velocidad de detonación.

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

b. Sensibilidad al choque y a la Fricción

Algunos explosivos pueden detonar por efectos de estímulos subsónicos, tales como: choques y fricción. Por seguridad es necesario conocer su grado de sensibilidad frente a estas acciones, especialmente durante su manipulación y transporte.

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

F. Clasificación de los explosivos

La clasificación general de los explosivos industriales para el uso en obras civiles y la minería se resumen en la siguiente tabla.

EXPLOSIVOS ROMPEDORES	AGENTES DE VOLADURA	EXPLOSIVOS ESPECIALES
DINAMITAS (NG-NC)	ANFO	VOLADURA CONTROLADA
EMULSIONES SENSIBLES	ANFO PESADO	CONOS ROMPEDORES
HIDROGELES SENSIBLES	EMULSIONES	BOOSTERS DE PENTRITA
TNT	HIDROGELES	PARA PROSPECCION SISMICA
GELATINAS	SLURRIES	PERMISIBLES (CARBON)
		LOX Y OTROS

Tabla N° 1: Clasificación de los explosivos industriales

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

1. Explosivo Semexsa 65%

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.

1.1. Recomendaciones y uso del explosivo Semexsa 65%

- Aplicable para voladura de roca semidura
- Recomendable en taladros de arranque, producción y arrastre.
- Para iniciar necesita detonador N° 8 como mínimo
- No abrir o amasar los cartuchos

1.2. Características técnicas del explosivo semexsa 65%

ESPECIFICACIONES TECNICAS	UNIDADES	SEMEXA 65
DENSIDAD	g/cc	1.12
VELOCIDAD DE DETONACION	m/s	4200
PRESION DE DETONACION	kbar	94
ENERGIA	KJ/Kg	3130
RWS	%	85
RBS	%	116
RESISTENCIA AL AGUA	BUENA	
CATEGORIA DE HUMOS	1 ERA	

Tabla N° 2: características técnicas del explosivo Semexsa 65%, 7/8pulg x 7pulg

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).



Foto N° 3: Explosivo Semexsa 65% de 7/8pulg x 7pulg

Fuente: Elaboración propia.

2. Explosivo Exsablock

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

2.1. Recomendaciones y uso del explosivo Exsablock

- 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.

2.2. Características Técnicas Del Explosivo Exsablock

ESPECIFICACIONES TECNICAS	UNIDADES	EXABLOCK
DENSIDAD	g/cc	0.8
VELOCIDAD DE DETONACION	m/s	2800
PRESION DE DETONACION	kbar	23
ENERGIA	KJ/Kg	1720
RWS	%	47
RBS	%	45
RESISTENCIA AL AGUA	MALA	
CATEGORIA DE HUMOS	1ERA	

Tabla N° 3: Características técnicas del explosivo Exsablock 7/8pulg x 7pulg

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).



Foto N° 4: Explosivo Exsablock de 7/8pulg x 7pulg

Fuente: Elaboración propia.

G. Accesorios de voladura

Son una serie de dispositivos empleados en voladuras con la finalidad de iniciar, programar o retardar la detonación de las cargas explosivas rompedoras de la roca.

Los accesorios de voladura son los productos empleados para cebar cargas explosivas, suministrar o transmitir una llama que inicie la explosión, llevar una onda de choque de un punto a otro o de una carga explosiva a otra y los necesarios para probar las conexiones y disparar los explosivos para que pueda llevarse a cabo una voladura.

1. Fulminante no eléctrico de retardo

Es un sistema integrado de accesorios de voladura, que cubre los requerimientos e iniciación tradicional y otros conceptos modernos de voladura. Está compuesto por un fulminante número 12, un tubo de choque de alta resistencia a la tracción y abrasión, un conector plástico resistente “J” y etiqueta. Cuenta con dos puntos de identificación (el clip y en la etiqueta).

2. Mecha rápida de ignición Z-18

La mecha rápida es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura. Este accesorio se usa complementariamente con la mecha de seguridad, en sus extremos se encuentran fijados el fulminante simple y el conector de ignición.

En el momento de efectuar el circuito de conexión la mecha rápida se introduce en la ranura de los conectores y se asegura con el respectivo collar plástico incorporado. En estas condiciones la mecha rápida esta lista para ser activada por medio de la llama de un fósforo.

CARACTERÍSTICAS	UNIDADES	EPECIFICACIONES
COLOR DE LA MECHA RÁPIDA		ROJO
MATERIAL DE LA COBERTURA EXTERIOR		PLÁSTICO
PESO DEL MATERIAL PIROCTÉNICO	g/m	3.4
TIEMPO DE COMBUSTION	s/m	35
DIÁMETRO EXTERNO	mm	1.8
PESO TOTAL	g/m	6.5

Tabla N° 4: Especificaciones técnicas de la mecha rápida

Fuente: (Exsa, Capacitaciones Exsa, 2011).



Figura N° 10: mecha rápida de ignición

Fuente: (Exsa, Capacitaciones Exsa, 2011).

3. Guía ensamblada 1.8 Mts (Carmex)

El Carmex ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales.

Está compuesto por los siguientes componentes: un fulminante común N° 8, un tramo de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la mecha rápida al conector.

CARACTERÍSTICAS	UNIDADES	CARMEX
DIÁMETRO DEL FULMINANTE	MM	6.3
LONGITUD DEL FULMINANTE	MM	45
RESISTENCIA A LA HUMEDAD RELATIVA 100% POR 24 HORAS		DETONA
RESISTENCIA AL IMPACTO 2KG/M		NO DETONA
SENSIBILIDAD A LA CHISPA DE MECHA		BUENA

Tabla N° 5: Especificaciones técnicas del Carmex

Fuente: (Famesa, 2002).

CARACTERÍSTICAS	UNIDADES	MECHA SEGURIDAD
COLOR DE RECUBRIMIENTO		VERDE
NÚCLEO DE PÓLVORA	G/M	6
TIEMPO DE COMBUSTIÓN	S/M	150 A 165
LONGITUD DE LA CHISPA	MM	50
DIÁMETRO EXTERNO	MM	5.2
RESISTENCIA A LA TENCIÓN DURANTE 3 MIN	KG	30

Tabla N° 6: Especificaciones técnicas de la Mecha Rápida

Fuente: (Famesa, 2002).



Foto N° 5: Carmex 7"

Fuente: Elaboración propia.

H. Voladura controlada

El objetivo de la voladura controlada es evitar el fracturamiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobre rotura (over break). Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos, y en superficie para la estabilidad de taludes en cortes de laderas.

Consiste en el empleo de cargas explosivas de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que limite la superficie final de un corte o excavación.

En términos generales, si el disparo para este corte es anterior a la voladura principal, se le denomina “pre corte o presplitting”, y si es posterior se le conoce como Recorte, espacio entre taladros es voladura amortiguadora.

Fuente: Mendoza M, (2016).

1. Objetivos de la voladura controlada

- a. Disminuir la dilución del mineral
- b. Lograr una mejor estabilidad
- c. Evitar la sobre rotura (overbreak)
- d. Obtener superficies de corte lisas
- e. Evitar agrietamientos

2. Ventajas de la voladura controlada

- a. Produce superficies de rocas lisas y estables
- b. Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobre excavación, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura, también facilita el transporte de los detritus de voladura.
- c. Produce menor agrietamiento en la roca remanente. Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca puede afectar a las cajas techos a profundidades de hasta 1.50 y 2.00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada solo afecta entre 0.20 m y 0.50 m, mejorando el auto sostenimiento.
- d. En minería puede ser una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables.

3. Desventajas de la voladura controlada

- a. Mayor costo que la voladura convencional por requerir más perforación y empleo de explosivos



especiales o acondicionados a propósito.

- b. Mayor demora en las tareas, por el incremento del trabajo de perforación.
- c. En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material detrítico incompetente o deleznable. Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes. Son varias las técnicas para voladura controlada desarrolladas en los últimos años, muchas veces específicamente para un problema particular más aplicadas son:

Fuente: Mendoza M,(2016).

- ✓ Voladuras de pre corte.
- ✓ Voladura de recorte
- ✓ Voladuras amortiguadas.

4. Voladura de pre corte

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantáneos. El disparo de los taladros de pre corte también puede hacerse simultáneamente con los de producción, pero adelantándonos una fracción de tiempo de 90 a 120 ms, el disparo es pues en dos etapas.

Normalmente es necesario efectuar algunos disparos de prueba para conocer el comportamiento de la roca y ajustar parámetros, pero como guía puede aplicarse algunas ecuaciones propuestas para el caso, como las de C. Konya, así: El factor de carga por pie de taladro que no cause daño a la roca, pero que produzca suficiente presión como para crear la acción de corte se puede estimar por:

Fuente: konya,(2010).

$$q = \frac{\varnothing^2}{28} \dots\dots\dots \text{(Ecuación 10)}$$

Donde:

q: carga de explosivo por pie de taladro (lb/pie).

Ø: diámetro de los taladros vacíos (pulgadas).

Si se aplica este factor de carga, el espaciamiento entre los taladros de pre corte será determinado por la ecuación:

$$E = 10 \times \varnothing \dots\dots\dots \text{(Ecuación 11)}$$

Donde:

E: espaciamiento (Pulgadas).

Ø: diámetro de los taladros vacíos (Pulgadas).



La constante 10 se aplica para asegurar que la distancia no sea excesiva y que el corte ocurra, pero según experiencia puede llevarse a 12 o 14.

5. Voladura de recorte

Consiste en la voladura de una fila de taladros cercanos, con cargas desacopladas, pero después de la voladura “principal” o de producción. El factor de carga se determina de igual forma que para los taladros de pre corte, pero como esta técnica implica el arranque de roca hacia un frente libre, el espaciamiento normalmente es mayor que en el pre corte, pudiendo ser determinado por la ecuación: konya, (2015)

$$E = 16 \times \varnothing \dots\dots\dots \text{(Ecuación 12)}$$

Donde:

E: Espaciamiento (Pulgadas).

$\varnothing$: Diámetro del taladro vacío (Pulgadas).

El disparo es también en dos etapas, primero los taladros de producción y después, con una diferencia de unos 100 ms, los de recorte. Las condiciones de confinamiento de ambas son diferentes, en el pre corte mientras no sale la voladura principal el burden es infinito, en tanto que en el recorte el burden tiene una distancia definida y razonable, después de haber salido la voladura principal, de modo que puede ser estimado en el diseño de la voladura. El burden debe ser mayor que el espaciado para asegurar que las facturas se “encadenen” apropiadamente entre los taladros antes que el bloque de burden se desplace, pudiendo estimar con la ecuación:

$$B = 1.3 \times E \dots\dots\dots \text{(Ecuación 13)}$$

Donde:

B: Burden o línea de menor resistencia.

E: Espaciamiento entre taladros Voladura amortiguadora.

Es prácticamente una voladura convencional, pero en la que se ha modificado el diseño de la última fila, tanto en su esquema geométrico que es más reducido, como en las cargas de explosivo que deben ser menores y desacopladas. El disparo es normalmente en una sola etapa.

6. Voladura amortiguadora

La voladura amortiguadora también denominada suave o cushion blasting, recientemente ha incrementado sus posibilidades de desarrollo de nuevas técnicas como la de ADP (Air Deck presplitting) y la de cargas especiales de baja densidad tipo examen R-20 o ANFO combinado con prills de polietileno, aunque en este caso se presentan problemas de segregación en el carguío neumático por diferencias de densidad.

También se considera dentro de esta técnica a la “perforación en línea” (line drilling) o control de fractura límite, en la que una fila de taladros de pequeño diámetro, estrechamente espaciados y sin



carga explosiva crean un plano de debilidad que producirá el corte como efecto de la voladura principal.

El plano actuará como una cortina que limita el paso de las ondas explosivas hacia atrás. Existen numerosos arreglos de taladro para obtener cargas reducidas o desacopladas, para taladros en superficie y en subterráneo, como los siguientes.

ENAEX, (2015)

I. Esquema de voladura convencional

Taladro con carga convencional, con explosivo de baja energía (EXADIT) sin atacar, sin taco. Iniciación con detonador en la boca o al fondo.



Figura N° 11: carguío en voladura amortiguadora con Exadit

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000)

J. Esquema de voladura controlada (voladura amortiguadora)

Esquema del carguío en taladros periférico con cartuchos de dinamita espaciada con material inerte o aire libre y cordón detonante a lo largo del taladro.

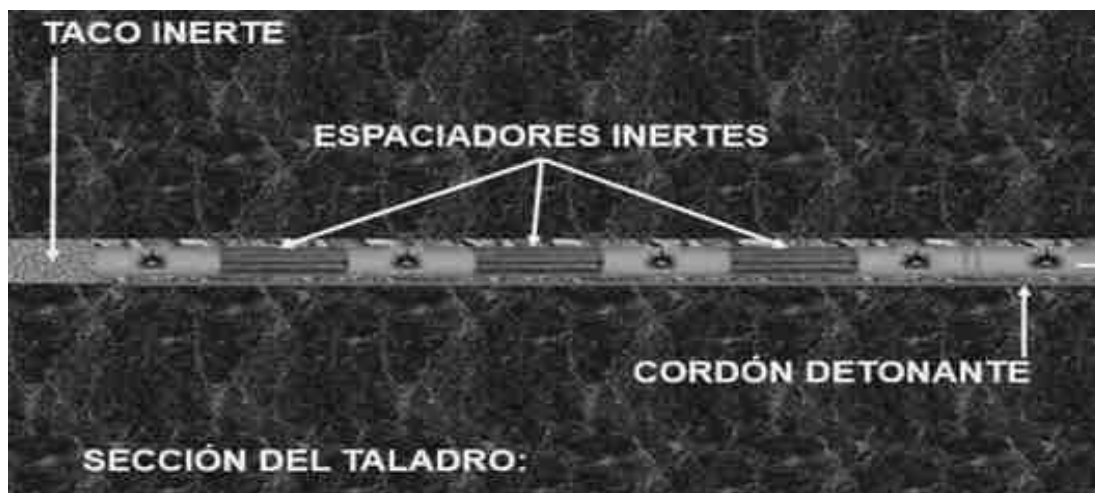


Figura N° 12: carguío en voladura amortiguadora con espaciador

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

Cartuchos convencionales fijados a distancias determinadas sobre una media caña de tubo de plástico - diámetro del cartucho de 22 a 38 mm y diámetro del taladro 50 a 75 mm como ejemplo



Figura N° 13: Carguío en voladura amortiguadora con tubo plástico

Fuente: (Exsa, Manual practico de voladra, 2000).

K. Indicadores de productividad

1. Productividad

Producir más productos. Hacer más en menos tiempo; Es la relación resultado (producto) e insumo dentro de un periodo con la debida consideración de la calidad, se puede expresar en la forma siguiente:

Fuente: Mokate,(1999).

2. Eficacia

Lograr un buen resultado. Hacer las cosas bien; es la capacidad para determinar los objetivos apropiados, es decir, cuando se consiguen las metas que se habían definido. Estos dos conceptos están muy interrelacionado (eficiencia y eficacia) ya que la eficacia está íntimamente relacionada a la necesidad de ser o no eficiente. El ideal de este desempeño debe centrarse en ser eficaces de la forma más eficiente posible. Nos preguntábamos si podríamos ser eficientes sin ser eficaces. La respuesta es afirmativa, se puede ser eficiente sin ser eficaz. Se puede emplear bien los recursos sin conseguir los objetivos propuestos, y esto sucede cuando se es eficiente con metas equivocadas.

Fuente: Mokate,(1999).

3. Eficiencia

Es la capacidad de reducir al mínimo la cantidad de recursos usados para alcanzar los objetivos o fines de la organización, es decir, hacer correctamente las cosas. Es un concepto que se refiere a " insumo- productos".

Se puede hacer aumento de la eficiencia cuando:

Gerentes que pueden reducir al mínimo los costos de los recursos que se necesitan para alcanzar las metas están actuando eficientemente.

Aun siendo una característica prioritaria la eficiencia en la administración y de los administradores, no es una cualidad suficiente. La administración y los administradores no solo deben de buscar la eficiencia en sus acciones, sino que, además tienen que alcanzar los objetivos propuesto, es decir, tienen que ser eficaces.

Fuente: Mokate,(1999).

4. Rendimiento

El rendimiento es una proporción entre el resultado obtenido y los medios que se utilizaron. Se trata del producto o la utilidad que rinde alguien o algo. Aplicado a una persona, el término también hace referencia al cansancio o a la falta de fuerzas. En el ámbito de las empresas, la noción de rendimiento refiere al resultado que se obtiene por cada unidad que realiza una actividad, ya sea un departamento, una oficina o un único individuo.

Cabe destacar que el concepto de rendimiento se encuentra vinculado al de

Efectividad o de eficiencia. La efectividad mide la capacidad de alcanzar un efecto deseado. La eficiencia, por su parte, hace referencia a la capacidad de alcanzar dicho efecto con la menor cantidad de recursos posibles.

Fuente: Mokate,(1999).

5. Rentabilidad: Relación beneficio / Costo

Estimar la rentabilidad de una inversión supone conocer si ganaremos dinero en ella, es decir si el flujo de caja obtenido compensa todos los egresos hechos sea por inversión o costos; si esto se da, podemos decir que una inversión es rentable.

Hay diversos criterios para medir la rentabilidad de una inversión, los indicadores más conocidos son el valor actual neto (VAN), la tasa interna de retorno (TIR) o el ratio beneficio costo (BC), veamos algunos detalles respecto de estos indicadores.

Fuente: Mokate,(1999).

6. Relación beneficio / Costo

En el análisis Beneficio/Costo debemos tener en cuenta tanto los beneficios como las desventajas de aceptar o no proyectos de inversión, además de su uso en el campo de los negocios para determinar la viabilidad de los proyectos en base a la razón de los beneficios a los costos asociados al proyecto. Asimismo, en las entidades crediticias internacionales es casi una exigencia que los proyectos con financiación del exterior sean evaluados con éste método.

El análisis de la relación B/C, toma valores mayores, menores o iguales a 1, esto significa que:

$B/C > 1$ los ingresos son mayores que los egresos, entonces el proyecto es aconsejable.

$B/C = 1$ los ingresos son iguales que los egresos, entonces el proyecto es indiferente.



$B/C < 1$ los ingresos son menores que los egresos, entonces el proyecto no es aconsejable.

La relación B/C sólo entrega un índice de relación y no un valor concreto, además no permite decidir entre proyectos alternativos.

Fuente: Mokate,(1999).

L. Descripción de los métodos de explotación

El método de explotación a elegir debe cumplir con los siguientes requisitos:

- a. Dinámico
- b. Seguro
- c. Económico
- d. Alta recuperación

Bajo estos requisitos y con las características geológicas, estructurales y geomecánicas que presenta este yacimiento, se ha elegido el método de explotación por el corte y relleno ascendente convencional y el método de explotación tajos largos. El cual nos permite tener una mejor explotación para una mayor producción y recuperación de las reservas cubicadas.

M. Método de explotación corte y relleno ascendente convencional

1. Diseño e ingeniería

- ✓ Contar con una galería de acceso y vías para transporte de mineral.
- ✓ Los echaderos de mineral serán de 1.5 m x 1.5 m y cuando se requiere echaderos de 2.4 m x 1.5 m de altura (buzón – camino, doble compartimiento). Instalar parrilla de 1.20m de largo y 1.20 de ancho.
- ✓ Colocar una cámara para winche de arrastre de sección 1.20m x 1.80m ubicada en la caja techo o en una estocada al lado de la chimenea echadero y a la altura del subnivel base.
- ✓ Se realizarán subniveles intermedios de 20m alejado del subnivel base, Ver figura 15.
- ✓ El puente entre la galería y el subnivel base será de acuerdo a la recomendación geo mecánica **ver figura 17**
- ✓ Los paneles o blocks a explotar serán de 40m x 40m para vetas sub horizontales y de 40 m x 60 m en vetas con buzamiento mayor a 45°, **ver figura 16 Y 18.**

2. Operación

- ✓ El avance será ascendente en dirección del buzamiento de la veta, para vetas regulares, **ver figura 17.**
- ✓ El avance es en breasting en dirección del rumbo de la veta, iniciándose los cortes de 2 maneras:



- ✓ Meza Salcedo, R. (2002). *Pruebas de voladura en zona cabana - MARSÁ*. TRUJILLO: S/E.
- ✓ A partir de la cámara (chimenea) intermedia para vetas sub horizontales muy irregulares o tipo rosario.
- ✓ A partir de la chimenea Ore Pass ingresando con una ventana de 3m y dejando un pilar de 3 m para vetas regulares y semi verticales.
- ✓ El equipo de limpieza será winche de 15 HP y rastras de 1.07 m de ancho.
- ✓ En el canal de rastrillaje se realizará sostenimiento con puntales y/o cuadros espaciados entre sí con una luz de 1.40 m
- ✓ Dejar pilares laterales a la chimenea con dimensiones 3m x 3m como mínimo y máximo de acuerdo a recomendación geomecánica.
- ✓ Abrir ventanas hacia la chimenea de extracción cada vez que se vaya a cambiar el canal de rastrillaje, el piso del subnivel coincidirá con la corona del último corte realizado.
- ✓ Rellenar el tajo cuando el área explotada haya alcanzado 4 cortes como máximo o antes por recomendación geomecánica.

3. Servicios

- ✓ Las válvulas principales de agua y aire deben estar ubicadas en el ingreso de la galería principal de acceso al block.
- ✓ Las tuberías de servicios irán al lado opuesto de los cables eléctricos.

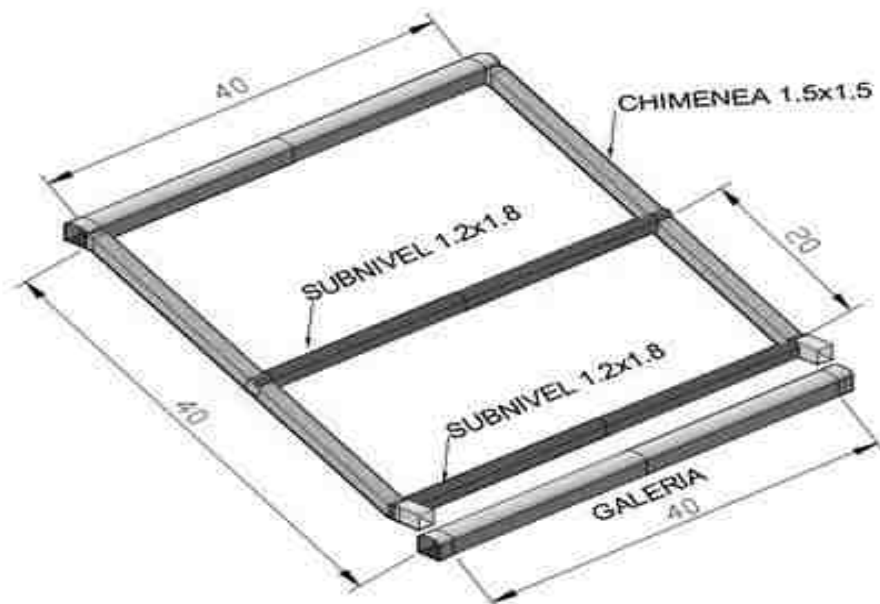


Figura N° 14: Vista isométrica de método de explotación corte relleno ascendente convencional

Fuente: (Marsa, 2011).

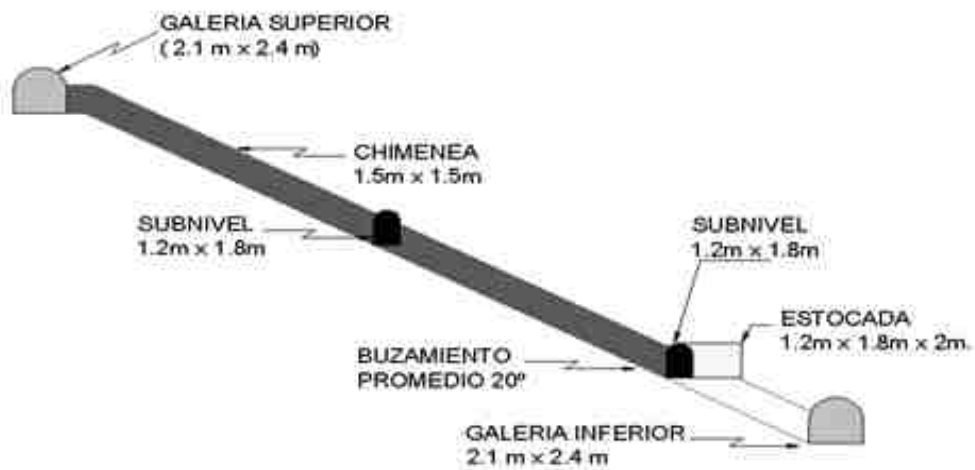


Figura N° 15: Vista transversal del método de explotación corte y relleno ascendente convencional

Fuente: (Marsa, 2011)

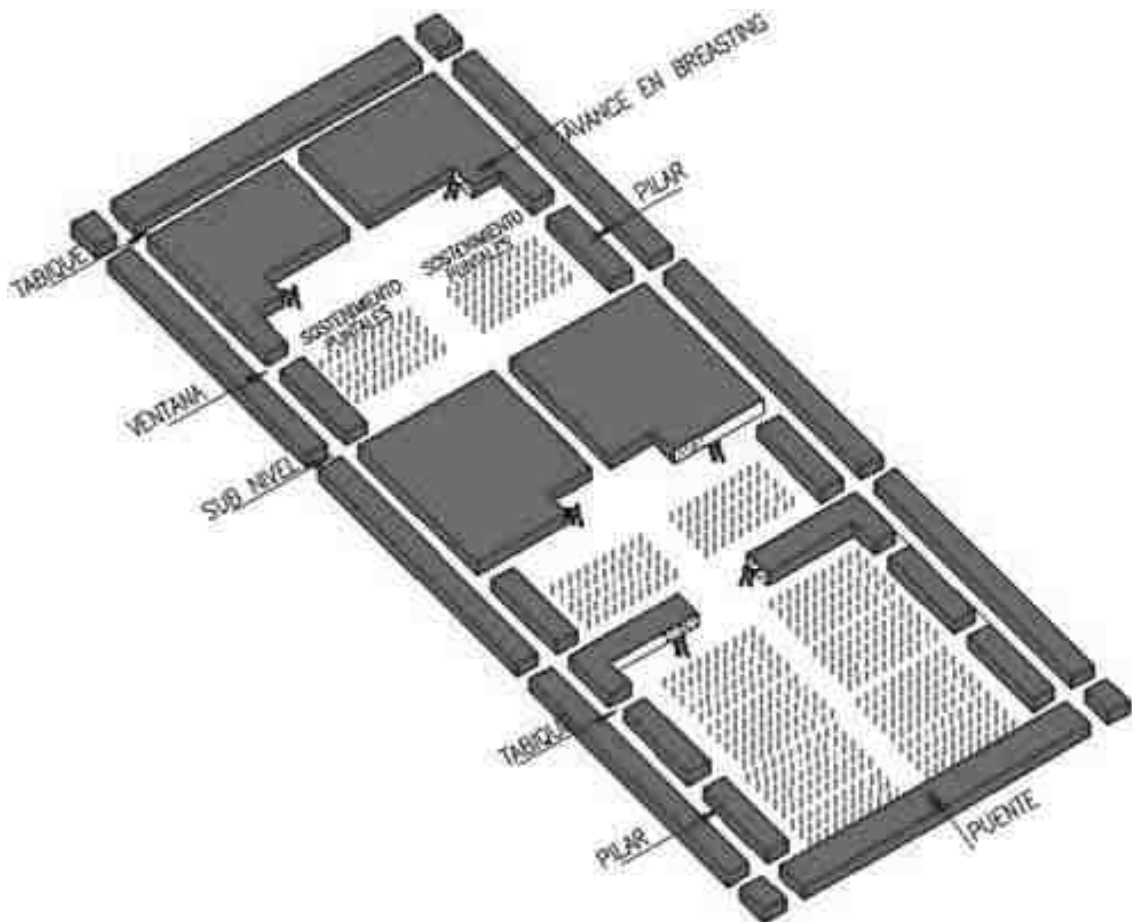


Figura N° 16: métodos de explotación corte y relleno ascendente convencional.

Fuente: (Marsa, 2011).

N. Método de explotación tajos largos (Long Wall)

Para tajos con buzamiento de 10° a 40°.

1. Diseño De Ingeniería

- ✓ Preparar el block para el método de Long Wall, ver figura 18.
- ✓ Sellar chimeneas sobre veta con sección 2.40 m x 1.50 m, cada 40 m.
- ✓ Dimensionar el block a explotar de 38.5 m x 20 m, ver figura 20.
- ✓ Desarrollar la galería a lo largo de la estructura mineralizada para la extracción del mineral.
- ✓ Desarrollar el bypass paralelo a la galería y alineado con el subnivel superior para comunicar a dos labores, figura 19.
- ✓ Desarrollar subniveles de sección de 1.20 m de ancho x 1.80 m de alto como mínimo, el primero como subnivel base encima y paralelo a la galería dejando un puente de acuerdo a la evaluación geomecánica en el rumbo de la veta y el segundo subnivel después de 20 m, ver figura 19.
- ✓ A partir del by pass desarrollar las chimeneas de sección 1.50 m de ancho x 1.5 m de alto, hacia el subnivel intermedio del block, con buzamiento no menor a 40°.
- ✓ En caso de realizar un nivel intermedio se omitirá el By Pass.

2. Operación

a. Explotación de los bloques de roca buena (RMR mayores a 61)

- ✓ A partir del subnivel base se genera la cara libre (tipo chimenea) en dirección del buzamiento con sección 2.40 m x 1.50 m para dividir el block en dos partes y a partir de este iniciar la rotura en dirección del rumbo y con salida hacia el subnivel, figura 20.
- ✓ El avance será en dirección del rumbo de la veta, con taladros mínimos de avance de 1.80 m. la limpieza será con winche de 15 HP y rastras de 1 m como mínimo.
- ✓ Sostener con puntales de madera de 178 mm de diámetro con cabezal Jack pot para darle velocidad al minado. La distancia entre los puntales será de 1.50 m x 1.50 m de eje a eje alineados para permitir la limpieza con el rastrillo.
- ✓ Cuando se observa deformación en puntales cercanos, instalar cribing (anillos de madera o cuartones), ver figura 21
- ✓ Cuando la presión de la caja techo supera la capacidad de soporte de los puntales se procederá a rellenar.
- ✓ Dejar pilares laterales de 3 m de ancho x 20 m de largo, paralelo a las chimeneas. En el último corte de explotación se dejará vacío para la instalación de los drenajes de relleno hidráulico, ver figura 22



- ✓ Finalizada la explotación del block se procederá a rellenar, ver figura 22.

b. Explotación de los bloques de roca regular a muy mala (RMR menor a 60)

- ✓ A partir del subnivel base se genera la cara libre (tipo chimenea) en dirección del buzamiento con sección 2.40 m x 1.50 m, dividir el block en dos partes y a partir de este iniciar la rotura en dirección del rumbo y con salida hacia el subnivel, y los cuadros se instalarán en la misma dirección espaciados a 1.50 m.
- ✓ El avance será de dirección del rumbo de la veta, con taladros mínimos de avance de 1.80 m. La limpieza será con winches de 15HP y rastras de 1m como mínimo.
- ✓ En el primer corte se instalará cuadros de partida en forma invertida, los sombreros serán de 2 m como mínimo para poder colocar el guarda cabeza de 3 m x 150 mm de diámetro y colocar el segundo cuadro pegado al hastial. El espaciamiento debe ser de acuerdo a la recomendación geomecánica, ver figura 18.
- ✓ Cuando se observa deformación en los sombreros, instalar cribing (Anillos de madera o cuartones)
- ✓ Cuando la presión de la caja techo supera la capacidad de soporte de los cuadros se procederá a rellenar.
- ✓ Dejar pilares laterales de 4 m de ancho por 20 m de largo, paralelo a las chimeneas. En el último corte de exploración se dejará vacío para la instalación de los drenajes de relleno hidráulico.
- ✓ finalizada la explotación del block se procederá a rellenar.

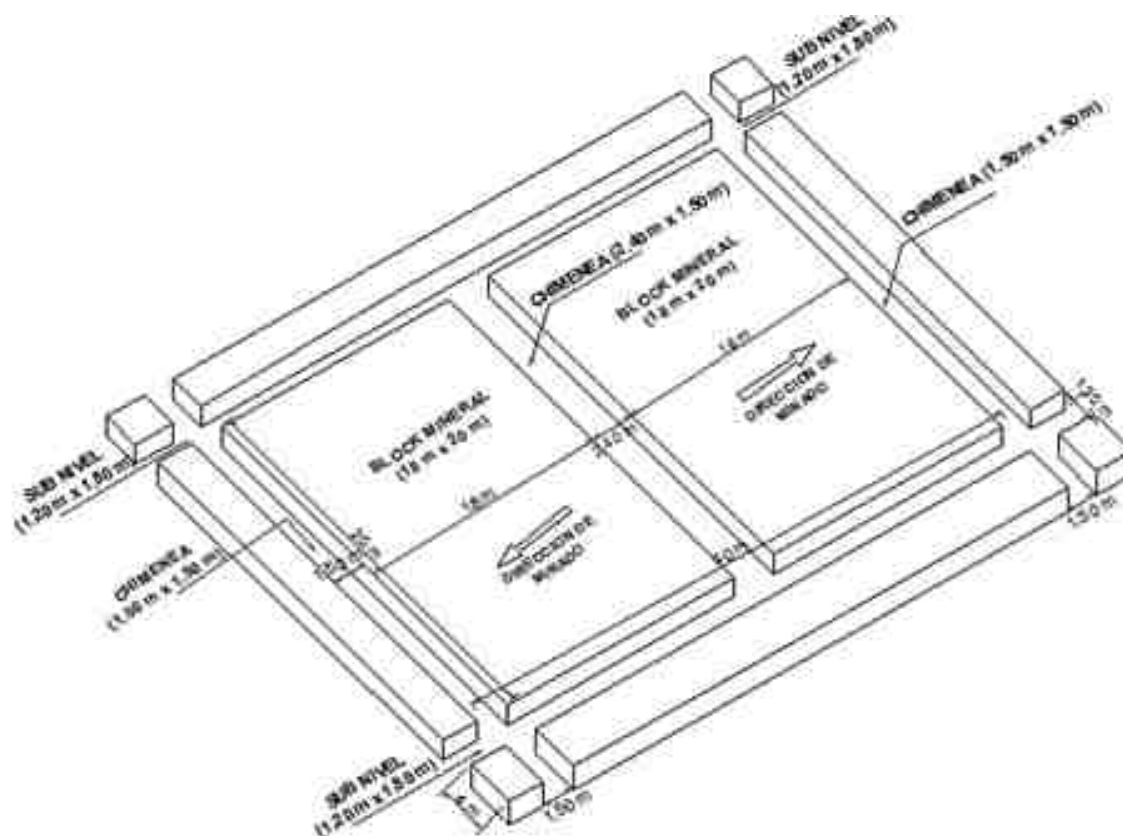


Figura N° 17: Métodos de explotación Long Wall vista isométrica

Fuente: Minera Aurífera Retamas S.A. área de seguridad.

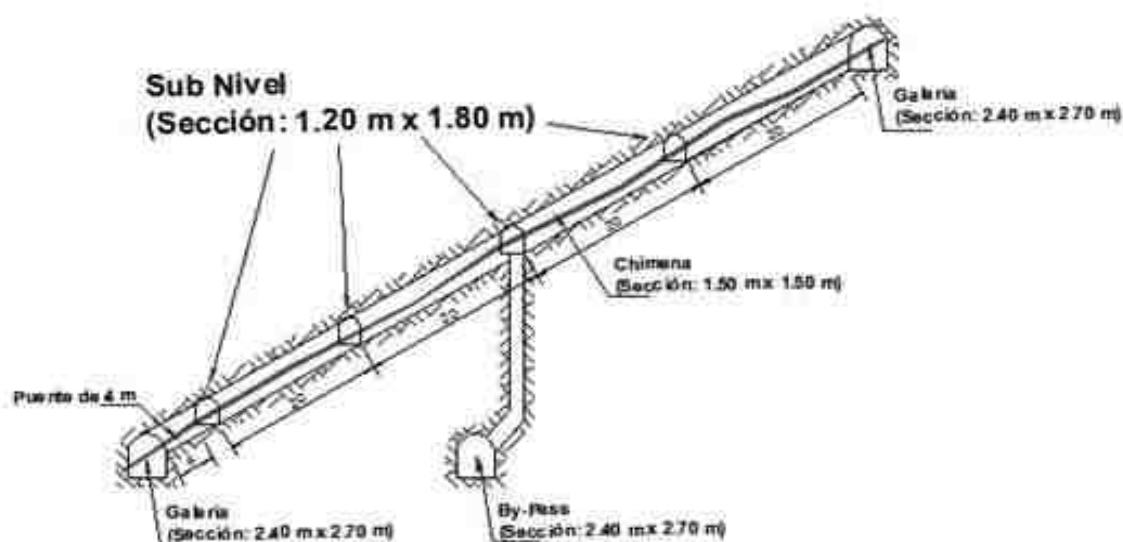


Figura N° 18: Métodos de explotación Long Wall vista de sección preparación del block 38.5mx20 m.

Fuente: (Marsa, 2011).

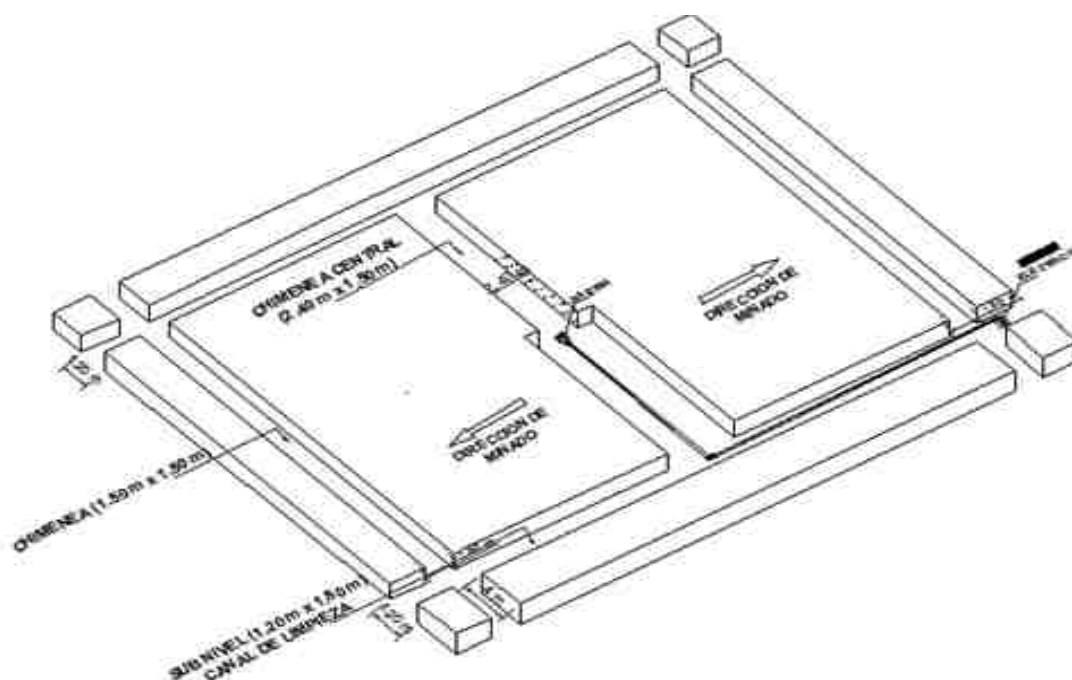


Figura N° 19: Preparación de chimenea central de sección de 2.40m x 1.50m

Fuente: (Marsa, 2011).

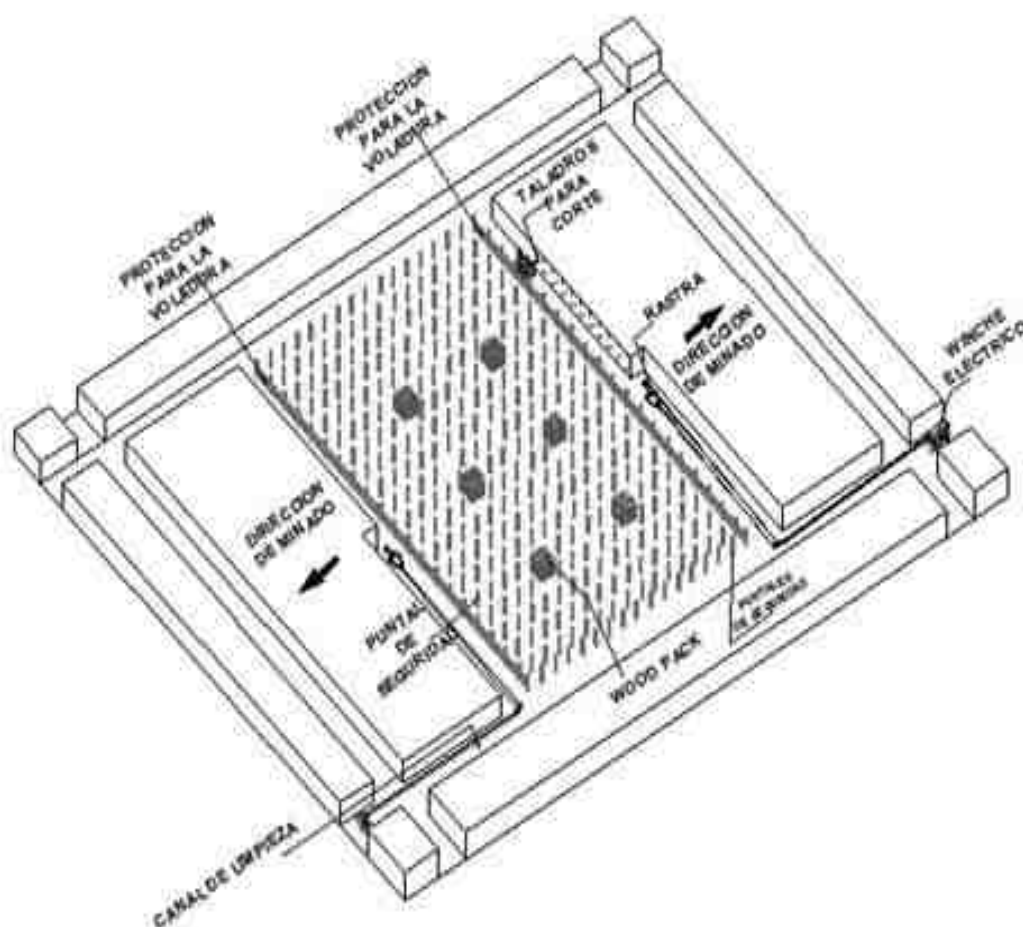


Figura N° 20: Long Wall con puntales

Fuente: (Marsa, 2011).

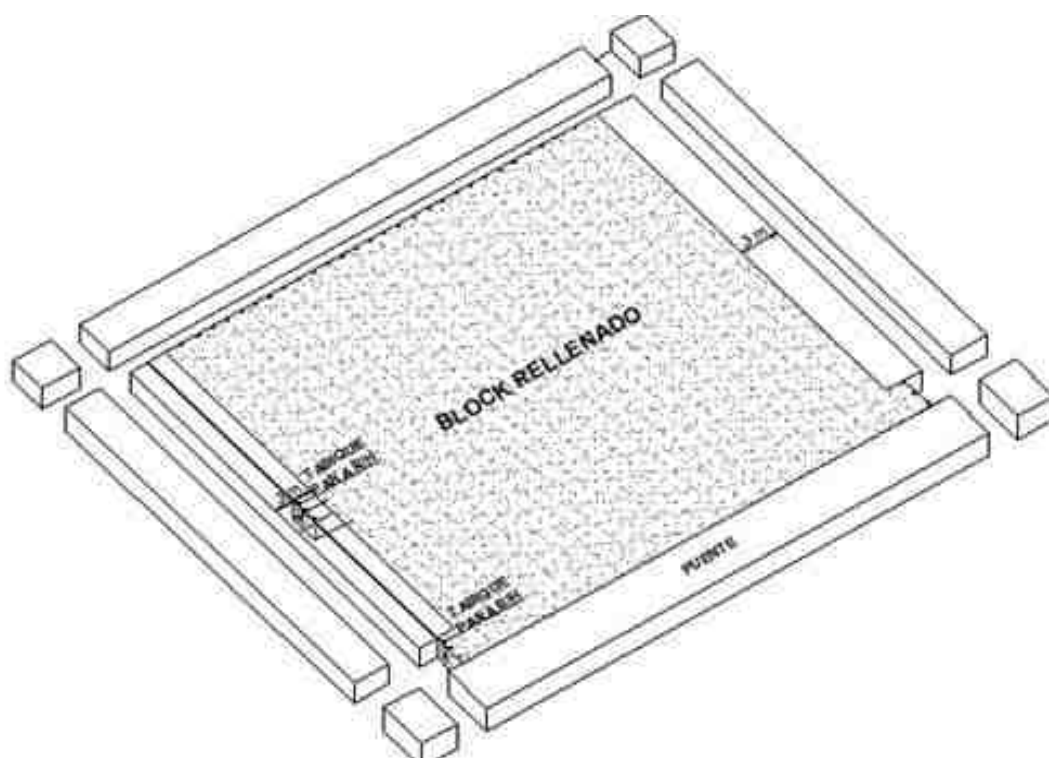


Figura N° 21: vista del Long Wall relleno

Fuente: (Marsa, 2011).

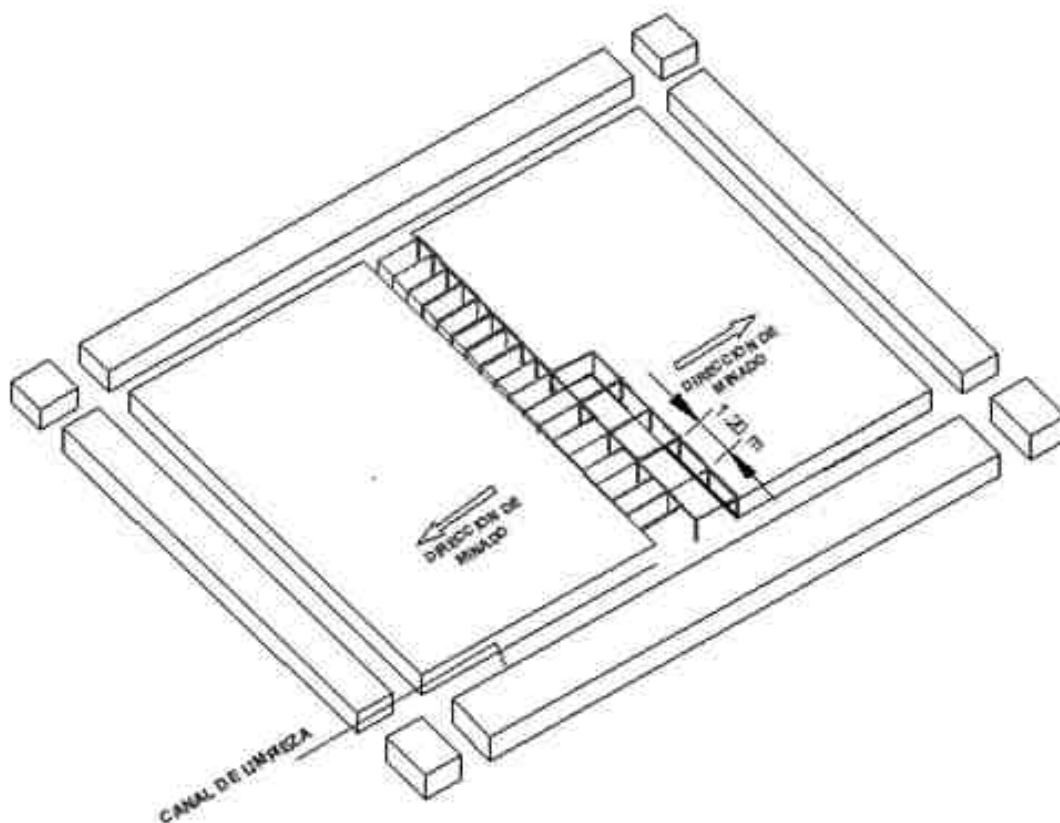


Figura N° 22: vista del Long Wall con cuadros

Fuente: (Marsa, 2011).

2.4. Definición de términos

A. Control de la sobre rotura en tajos convencionales

Es la disminución del volumen de material estéril por disparo. Se expresa en m³/disparo.

B. Estandarización de la malla de perforación

Aplicando métodos matemáticos y teniendo en cuenta la geomecánica de la roca se estableció la mejor distribución de taladros en tajos.

C. Grado de dilución

Es la disminución de la ley del mineral (gr/Ton) por consecuencia de la contaminación del mineral con material estéril, se expresa en %.

D. Optimización del consumo de explosivo

Es la cantidad de explosivo usado para volar 1 Ton. Las unidades de expresión son: Kg/Ton en expresiones monetarias \$/Ton.

E. Geomecánica de la roca

1. Estudio preliminar para el desarrollo del proyecto

En la recolección de datos inicialmente consistía en un análisis documental, información brindada por las áreas de geomecánica considerando las labores con roca de tipo (IIIB) y el área de voladura con las características de cada explosivo a emplear mediante informes y reportes. Desde aquí se procedió a trabajar de forma secuencial con el objetivo de llevar a cabo el estudio de disminuir el porcentaje de dilución en rocas IIIB mediante el empleo de explosivos de menor potencia.

F. Clasificación del macizo rocoso

a. RMR (Rock Mass Rating)

Fue desarrollado por Bieniawski en el año 1989, combina atributos del macizo rocoso como son el tipo geológico, geométrico y tensional en un número único entre 0 a 100 relacionado con la calidad global de la roca.

Esto nos permite elegir un tipo de sostenimiento para nuestras labores de explotación y la estimación de otros parámetros como son la resistencia del macizo rocoso, el tiempo de auto soporte de nuestra labor sin sostenimiento.

El RMR es el parámetro que define la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural y este se basa en los siguientes parámetros:

Bieniawski,(1998)

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca
- RQD
- Espaciamiento de las discontinuidades
- Longitud de las discontinuidades
- Apertura

- Rugosidad
- Relleno
- Meteorización
- Condiciones del agua subterránea (seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte)

La característica de las discontinuidades del macizo rocoso se determina por los siguientes parámetros

- Longitud de las discontinuidades
- Apertura de las discontinuidades
- Rugosidad de las discontinuidades
- Relleno de las discontinuidades
- Meteorización de las discontinuidades

Es el índice de calidad de la roca, se encuentra midiendo la cantidad de discontinuidades en $1m^2$ en el macizo rocoso, fórmula propuesta por Deere, (1963 y 1967)

$$RQD = 115 - 3.3 (J_v) \dots\dots\dots (Ecuación 14)$$

Donde:

J_v : número de discontinuidades en $1m^2$

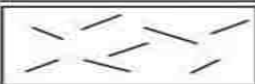
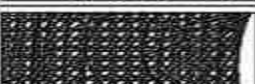
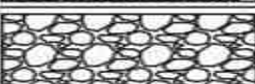
TIPO DE ROCA	RMR BIENIAWSKI		DESCRIPCIÓN DE LA ROCA	FIGURA RELACIONADA
	TIPO	COLOR		
II	II-A	71 - 80	BUENA "A"	
	II-B	61 - 70	BUENA "B"	
III	III-A	51 - 60	REGULAR "A"	
	III-B	41 - 50	REGULAR "B"	
IV	IV-A	31 - 40	MALA "A"	
	IV-B	21 - 30	MALA "B"	
V	V-A	0 - 20	MUY MALA	

Figura N° 23: valor de RMR para cada tipo de roca

Fuente: Área de geomecánica Marsa (marsa, 2014).

TABLA GEOMECÁNICA PARA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO					
		TABLA GEOMECÁNICA SEGUN GSI MODIFICADO			
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. Para estimar la clasificación del GSI, primero 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). 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 Moderadamente Fracturada / Mala (F/M) y el valor del RMR = 41 - 50 (color amarillo).		CONDICIÓN SUPERFICIAL (RESISTENCIA)			
ESTRUCTURA		SE ROMPE CON 3 O MÁS GOLPES DE PICOTA O SE ASTILLA CON LA BARRETILLA BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) (MB)			
SE ROMPE CON 1 - 2 GOLPES DE PICOTA O SE FRACTURA CON LA BARRETILLA REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B)		HUELLA SUPERFICIAL CON PICOTA / BARRETILLA REGULAR (MODERADAMENTE RESISTENTE, MODERADAMENTE ALTERADA) (R)			
HUELLA MAS DE 5 mm CON PICOTA / BARRETILLA MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (M)		SE DISGREGA CON LA PICOTA / BARRETILLA MUY MALA (EXTREMADAMENTE ALTERADA) (MM)			
		LEVEMENTE FRACTURADA (LF) (2 - 6 Fract./ metro cuadrado) Tres a menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre si.			
		MOD. FRACTURADA (F) (7 - 12 Fract./ metro cuadrado) Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades ortogonales.			
		MUY FRACTURADA (MF) (13 - 20 Fract./ metro cuadrado) Moderadamente trabada parcialmente disturbada, formados por 4 ó más familia de discontinuidades.			
		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) Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados.			

Figura N° 24: Tabla geomecánica

Fuente: (marsa, 2014).



Foto N° 6: Mapeo Geomecánica

Fuente: Elaboración propia.

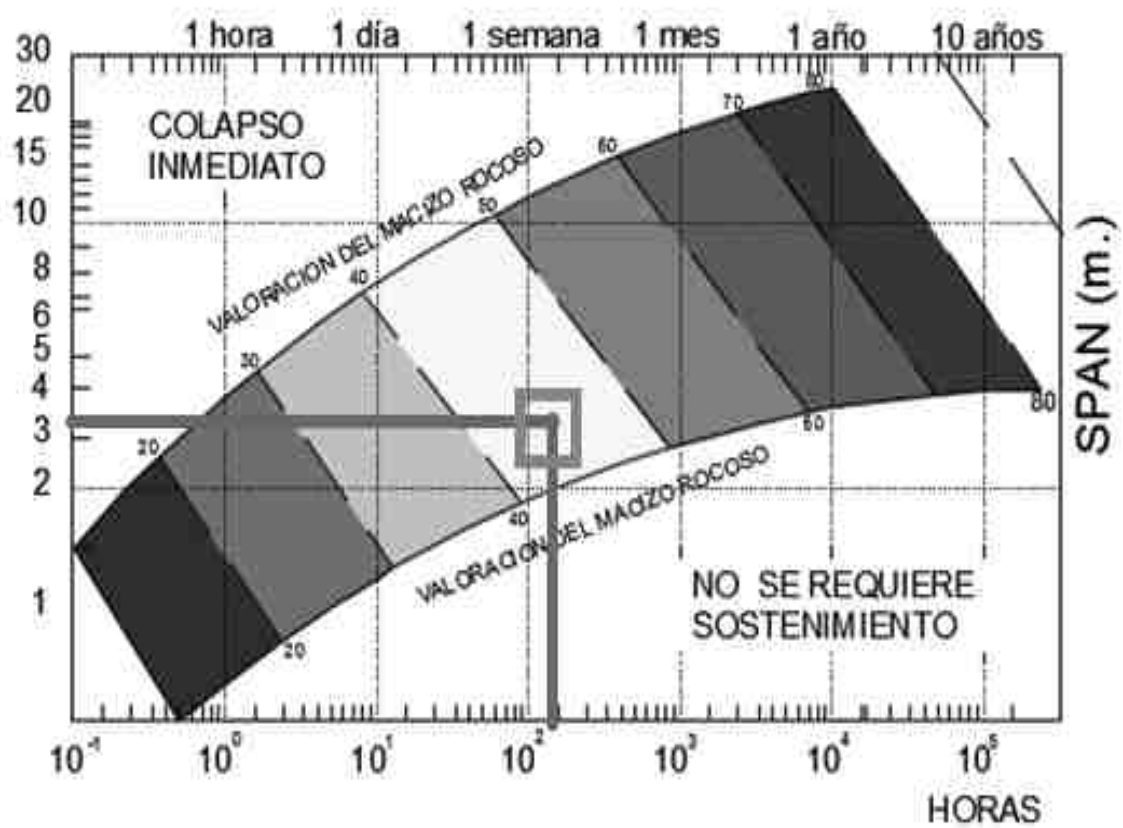


Figura N° 25: Tiempo de auto soporte

Fuente: (marsa, 2014).

b. Explosivos

En esta etapa se realizó visitas a campo conjuntamente con el área de perforación y voladura de la ECM ALFA S.A con el objetivo de contrastar las mediciones tomadas en campo con las especificaciones técnicas del proveedor como son la densidad, Velocidad de detonación, energía, el factor de carga (kg/m^3) factor de potencia (kg/Ton), de las diversas combinaciones que aplicamos con SEMEXSA 65% 7pulg x 7/8pulg, Exsablock 7pulg x 7/8pulg espaciando con cojín de agua y confinando con taco de detritos.

c. Diseño de la malla de perforación

El diseño de la malla de perforación está asociada a los siguientes factores: el comportamiento geomecánica, las características y propiedades del explosivo, la pericia del perforista.

Los parámetros en el diseño de la malla de perforación en labores de explotación subterránea son el burden (B) y espaciamiento (E) los cuales en nuestra malla de perforación han sido determinados mediante la formulación matemática de PEARSE.

$$B = \phi T * K_v * 10^{-3} * \sqrt{\frac{P_d}{\sigma_{td}}} \dots\dots\dots \text{(Ecuación 15)}$$

Donde:

B: Burden teórico (metros)

ϕT : Diámetro del taladro (mm)

K_v : Factor de volabilidad de la roca

P_d : Presión de Detonación Kg/cc

σ_{td} : Resistencia a la tracción de la roca

- ✓ Ecuación del factor de volabilidad mediante la fórmula de Lili's

$$K_v = 1.96 - 0.27Ln \dots\dots\dots \text{(Ecuación 16)}$$

Donde:

K_v : Factor de volatilidad

- ✓ Calculo del espaciamiento:

$$E = 1.2 * \dots\dots\dots \text{(Ecuación 17)}$$

d. Recopilación de información sobre geomecánica de la roca y los explosivos a usar



EXPLOSIVOS	PRESION DE DETONACION		
	KBAR	PSI	Kg/cc
SEMEXSA 65% 7/8" X 7"	94	1363354.74	95853.32
EXSABOLCK 7/8" X 7"	23	333586.79	23453.47

Tabla N° 7: Presión de detonación de cada explosivo.

Fuente: (Exsa, Capacitaciones Exsa, 2011).

Jv	RQD	RC (Mpa)	RC (Kg/cc)	RT (Kg/cc)
21	45.7	100	1013.99	101.4
23	39.1	100	1013.99	101.4

Tabla N° 8: Resistencia a la compresión y Resistencia a la tracción de los 2 tipos de roca.

Fuente: Elaboración propia.

DONDE:

$\sigma_{Td} = 10\%RC$ (Ecuación 18)

El valor de la resistencia a la compresión es según tabla geomecánica 100 MPA.

e. Calculo de buerden y espaciamento

A. Calculo de buerden y espaciamento para el explosivo SEMEXA 65%

- Diámetro del taladro.

$\phi T = 38 \text{ mm}$

- RQD reemplazando en la ecuación 14.

$$RQD = 115 - (3.3 * J_v)$$

$$RQD = 115 - (3.3 * 21)$$

$$RQD = 45.7\%$$

- Factor de volavilidad reemplazando en la ecuación 16.

$$K_v = 1.96 - 0.27 \ln RQD$$

$$K_v = 1.96 - 0.27 \ln (45.7\%)$$

$$K_v = 0.928$$

- Presión de detonación (Pd)

$$Pd = 95853.32 \text{ Kg/Cm}^3 \dots\dots\dots \text{Según tabla número 7}$$

- Resistencia a la tracción de la roca (RT) reemplazando en la ecuación 18.

$$\sigma_{Td} = 10\% * RC$$

$$\sigma_{Td} = 101.4 \text{ Kg/Cm}^3$$

- Cálculo del burden para el explosivo semexa 65% reemplazando en la ecuación 15.

$$B = \phi T * K_v * 10^{-3} * \sqrt{\frac{P_d}{\sigma_{Td}}}$$

$$B = 38 * 0.928 * 10^{-3} * \sqrt{\frac{95853.32}{101.4}}$$

$$B = 0.62 \text{ m}$$

- Cálculo del espaciamiento para el explosivo semexa 65% reemplazando en la ecuación 17.

$$E = 1.2 * B$$

$$E = 1.2 * 0.62 \text{ m}$$

$$E = 0.74 \text{ m}$$

B. Cálculo de burden y espaciamiento para el explosivo EXSABLOCK

- Diámetro del taladro.

$$\phi T = 38 \text{ mm}$$

- RQD reemplazando en la ecuación 14.

$$RQD = 115 - (3.3 * J_v)$$

$$RQD = 115 - (3.3 * 23)$$

$$RQD = 39.1\%$$

- Factor de volatibilidad reemplazando en la ecuación 16.

$$K_v = 1.96 - 0.27 \ln RQD$$

$$K_v = 1.96 - 0.27 \ln (39.1\%)$$

$$K_v = 0.970$$

- Presión de detonación (Pd)

$$P_d = 23453.47 \text{ Kg/Cm}^3 \dots\dots\dots \text{Según tabla número 7}$$

- Resistencia a la tracción de la roca (RT) reemplazando en la ecuación 18.

$$\sigma_{Td} = 10\% * RC$$

$$\sigma_{Td} = 101.4 \text{ Kg/Cm}^3$$

- Cálculo del burden para el explosivo semexa 65% reemplazando en la ecuación 15.

$$B = \phi T * K_v * 10^{-3} * \sqrt{\frac{P_d}{\sigma_{Td}}}$$

$$B = 38 * 0.970 * 10^{-3} * \sqrt{\frac{23453.47}{101.4}}$$

$$B = 0.32 \text{ m}$$

- Cálculo del espaciamiento para el explosivo semexa 65% reemplazando en la ecuación 17.

$$E = 1.2 * B$$

$$E = 1.2 * 0.32 \text{ m}$$

$$E = 0.37 \text{ m}$$



CAPÍTULO III

DISEÑO METODOLÓGICO

3.1. Definición de variables

3.1.1. Variable independiente

- Voladura controlada
- Porcentaje de dilución
- Costos comparativos

3.1.2. Variable dependiente

- (Corte y Relleno Ascendente y Tajos Largos) en minera aurífera retamas S.A. – MARSA - 2018.

3.2. Operacionalización de variables

Variable	Tipo	Dimensión	Fuente	UM	Instrumento	Técnica
Malla perforación	VI	Escalar	perforación	m	Flexómetro	Manual
Explosivo	VI	Escalar	voladura	Kg/m	Balanza	manual
Grado dedilución	VD	Escalar	Labor	%	Excel	Manual

Tabla N° 9: Operacionalización de variables

Fuente: Elaboración propia.

3.3. Hipótesis de la investigación

Utilizando una adecuada malla de perforación y voladura controlada se podrá.

- Disminuir el grado de dilución de los tajos convencionales.
- Incrementar la rentabilidad de la empresa.
- Disminuir los tiempos de los ciclos de minado.
- Dar mayor seguridad a los trabajadores.

3.4. Tipo y diseño de la investigación

- De acuerdo al fin u orientación: **Aplicada**
- De acuerdo a la técnica de contrastación: **Experimental**

3.5. Población y muestra

3.5.1. Universo muestral

Unidad Minera Aurífera Retamas S.A

3.5.2. Universo objetivo

Labores de explotación (Tajeos) convencionales.

3.6. Procedimiento de la investigación



3.7. Material de investigación

Instrumentos utilizados: Tablas de Excel, explosivos, barrenos, brocas, corvina, winches eléctricos, equipos de protección personal, laptop, impresora.

3.7.1. Instrumentos de investigación

Los tajos en resumen de muestra (cuadro N° 01) de la empresa minera aurífera retamas MARSA S.A



CAPÍTULO IV

RESULTADOS

4.1. Descripción de los resultados

4.1.1. Cálculo de ratios de productividad y grado de dilución.

A. Cálculo del factor de carga

El cálculo del factor de carga depende del peso de la carga explosiva y el volumen de mineral roto. Esta fórmula será aplicada para cada experimento planteado anteriormente.

konya, (2015)

$$F.C = \frac{\text{CARGA EXPLOSIVA (Kg)}}{\text{Volumen roto (m}^3\text{)}} \dots\dots\dots \text{(Ecuación 19)}$$

Donde el volumen roto es calculado de la siguiente manera

$$\text{Volumen roto (m}^3\text{)} = H.L * A.L * L. Perf Efect \dots\dots\dots \text{(Ecuación 20)}$$

Dónde:

H.L = Altura de labor (m)

A.L = Ancho de labor (m)

L. Perf Efect. = Longitud de Perforación Efectiva (m)

- **Cálculo del factor de carga para el método de explotación corte y relleno ascendente utilizando explosivo semexa 65%**

Reemplazando en la ecuación 20

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = H.L * A.L * L. Perf Efect$$

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = 1.84\text{m} * 1.80\text{m} * 6\text{pies} * 0.92 * 0.925 * 0.3050$$

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = 5.15 \text{ m}^3$$



Reemplazando en la ecuación 19

$$F.C = \frac{\text{CARGA EXPLOSIVA (Kg)}}{\text{Volumen roto (m}^3\text{)}}$$

$$F.C = \frac{75 * (0.082 \text{ Kg})}{5.15 \text{ m}^3}$$

$$F.C = 1.19 \text{ Kg/m}^3$$

- **Calculo del factor de carga para el método de explotación corte y relleno ascendente utilizando explosivo Exsablock**

Reemplazando en la ecuación 20.

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = H. L * A. L * L. Perf Efect$$

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = 1.37\text{m} * 2.00\text{m} * 6\text{pies} * 0.92 * 0.925 * 0.3050$$

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = 4.27 \text{ m}^3$$

Reemplazando en la ecuación 19.

$$F.C = \frac{\text{CARGA EXPLOSIVA (Kg)}}{\text{Volumen roto (m}^3\text{)}}$$

$$F.C = \frac{78 * (0.072\text{Kg})}{4.27 \text{ m}^3}$$

$$F.C = 1.32 \text{ Kg/m}^3$$

- **Calculo del factor de carga para el método de tajos largos utilizando explosivo semexa 65%**

Reemplazando en la ecuación 20.

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = H. L * A. L * L. Perf Efect$$

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = 1.87\text{m} * 2.00\text{m} * 6\text{pies} * 0.92 * 0.925 * 0.3050$$

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = 5.82 \text{ m}^3$$

Reemplazando en la ecuación 19.



$$F.C = \frac{\text{CARGA EXPLOSIVA (Kg)}}{\text{Volumen roto (m}^3\text{)}}$$

$$F.C = \frac{110 * (0.082 \text{ Kg})}{5.82 \text{ m}^3}$$

$$F.C = 1.55 \text{ Kg/m}^3$$

- **Calculo del factor de carga para el método de explotación tajos largos utilizando explosivo Exsablock**

Reemplazando en la ecuación 20.

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = H.L * A.L * L.Perf Efect$$

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = 1.28\text{m} * 2.40 \text{ m} * 6\text{pies} * 0.92 * 0.925 * 0.3050$$

$$\text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} = 4.78\text{m}^3$$

Reemplazando en la ecuación 19.

$$F.C = \frac{\text{CARGA EXPLOSIVA (Kg)}}{\text{Volumen roto (m}^3\text{)}}$$

$$F.C = \frac{104 * (0.072 \text{ Kg})}{4.78\text{m}^3}$$

$$F.C = 1.57 \text{ Kg/m}^3$$

B. Calculo del factor de potencia

$$F.P = \frac{\text{CARGA EXPLOSIVA (Kg)}}{V.\text{Mineral} * \rho_{\text{Mineral}}} \dots\dots\dots (\text{Ecuación 21})$$

Donde:

ρ Mineral = Densidad del mineral (TM/m³)

La densidad de mineral en marsa es: 3.15 TM/m³ y la densidad de desmonte es 2.7 TM/m³.

- **Calculo del factor de potencia para el método de explotación corte y relleno ascendente utilizando explosivo semexa 65%**

Reemplazando en la ecuación 21.



$$F. P = \frac{\text{CARGA EXPLOSIVA (Kg)}}{V. \text{Mineral} * \rho_{\text{Mineral}}}$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = \text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} * \rho. \text{Min}$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = 5.15 \text{ m}^3 * 3.15 \text{ TM/m}^3$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = 16.25 \text{ TM}$$

$$F. P = \frac{75 * (0.082 \text{ Kg})}{16.22 \text{ TM}}$$

$$F. P = 0.37 \text{ Kg/TM}$$

- **Calculo del factor de potencia para el método de explotación corte y relleno ascendente utilizando explosivo exsablock**

Reemplazando en la ecuación 21.

$$F. P = \frac{\text{CARGA EXPLOSIVA (Kg)}}{V. \text{Mineral} * \rho_{\text{Mineral}}}$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = \text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} * \rho. \text{Min}$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = 4.27 \text{ m}^3 * 3.15 \text{ TM/m}^3$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = 13.44 \text{ TM}$$

$$F. P = \frac{78 * (0.072 \text{ Kg})}{13.45 \text{ TM}}$$

$$F. P = 0.42 \text{ Kg/TM}$$

- **Calculo del factor de potencia para el método de tajos largos utilizando explosivo semexa 65%**

Reemplazando en la ecuación 21.

$$F. P = \frac{\text{CARGA EXPLOSIVA (Kg)}}{V. \text{Mineral} * \rho_{\text{Mineral}}}$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = \text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} * \rho. \text{Min}$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = 5.82 \text{ m}^3 * 3.15 \text{ TM/m}^3$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = 18.33 \text{ TM}$$

$$F. P = \frac{110 * (0.082 \text{ Kg})}{18.33 \text{ TM}}$$

$$F. P = 0.49 \text{ Kg/TM}$$

- **Calculo del factor de potencia para el método de tajos largos utilizando explosivo exsablock**



Reemplazando en la ecuación 21.

$$F. P = \frac{\text{CARGA EXPLOSIVA (Kg)}}{V. \text{Mineral} * \rho_{\text{Mineral}}}$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = \text{VOLUMEN ROTO (m}^3\text{)} * \rho. \text{Min}$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = 4.78\text{m}^3 * 3.15 \text{ TM/m}^3$$

$$\text{TM de mineral (TM)} = 15.05 \text{ TM}$$

$$F. P = \frac{104 * (0.072\text{Kg})}{15.05 \text{ TM}}$$

$$F. P = 0.49 \text{ Kg/TM}$$

C. Calculo de costos de voladura

En el presente proyecto los costos de la voladura se calcularon mediante las siguientes fórmulas matemáticas:

$$C. \text{VOLADURA} = \sum(\text{ACCS. VOL} * P. U) + N^{\circ} \text{EXP} * P. U \dots\dots\dots (\text{Ecuación 22})$$

Donde:

ACCS: Accesorios de voladura.

P.U: Precio Unitario de accesorios y explosivos.

$$\text{Costo de Voladura (s./TM)} = \frac{\text{Costo Voladura}}{\text{TM rotas}} \dots\dots\dots (\text{Ecuación 23})$$

Para calcular los costos de la aplicación de la voladura se tomaron en cuenta los costos actuales de los accesorios y explosivos los cuales se muestran en la siguiente tabla:

EXPLOSIVOS/ACCESORIOS	UNIDAD	P.U (S/.)	Peso (Kg/und)
Semexsa 65%	und	0.7043	0.081
Exsablock	und	0.5	0.072
Carmex 7" x7/8"	und	2.2327	
Bolsa detrito	und	0.05	
Cojín de agua	und	0.17	
Mecha Rapida de ignizion Z-18 color verde	m	1.5387	

Tabla N° 10: Costo unitario de los explosivos y accesorios

Fuente: (Exsa, Capacitaciones Exsa, 2011).

- **Calculo del costo de voladura para el método de explotación corte y relleno ascendente utilizando explosivo semexa 65%**

Reemplazando en la ecuación 22.

$$C. VOLADURA = \sum (ACCS. VOL \times P. U) + N^{\circ} EXP \times P. U$$

$$C. VOLADURA = ((8 \times 1.54) + (15 \times 2.23)) + (75 \times 0.70)$$

$$C. VOLADURA = s/. 98.62/\text{disparo}$$

Reemplazando en la ecuación 23.

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = \frac{\text{Costo Voladura}}{\text{TM rotas}}$$

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = \frac{s/. 98.62}{16.25 \text{ TM}}$$

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = s/. 6.07/\text{TM}$$

➤ **Calculo del costo de voladura para el método de explotación corte y relleno ascendente utilizando explosivo exsablock**

Reemplazando en la ecuación 22.

$$C. VOLADURA = \sum (ACCS. VOL \times P. U) + N^{\circ} EXP \times P. U$$

$$C. VOLADURA = ((8 \times 1.54) + (18 \times 2.23)) + (78 \times 0.50)$$

$$C. VOLADURA = s/. 93.54/\text{disparo}$$

Reemplazando en la ecuación 23.

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = \frac{\text{Costo Voladura}}{\text{TM rotas}}$$

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = \frac{s/. 93.54}{13.44 \text{ TM}}$$

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = s/. 6.96/\text{TM}$$

➤ **Calculo del costo de voladura para el método de explotación tajos largos utilizando explosivo semexa 65%**

Reemplazando en la ecuación 22.

$$C. VOLADURA = \sum (ACCS. VOL \times P. U) + N^{\circ} EXP \times P. U$$

$$C. VOLADURA = ((10 \times 1.54) + (22 \times 2.23)) + (110 \times 0.70)$$

$$C. VOLADURA = s/. 141.98/\text{disparo}$$



Reemplazando en la ecuación 23.

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = \frac{\text{Costo Voladura}}{\text{TM rotas}}$$

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = \frac{\text{s/. 141.98}}{18.3 \text{ TM}}$$

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = \text{s/. 7.74/TM}$$

- **Calculo del costo de voladura para el método de explotación tajos largos utilizando explosivo exsablock**

Reemplazando en la ecuación 22.

$$C. VOLADURA = \sum (ACCS. VOL \times P. U) + N^{\circ} EXP \times P. U$$

$$C. VOLADURA = ((10 \times 1.54) + (24 \times 2.23)) + (104 \times 0.50)$$

$$C. VOLADURA = \text{s/. 123.69/disparo}$$

Reemplazando en la ecuación 23.

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = \frac{\text{Costo Voladura}}{\text{TM rotas}}$$

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = \frac{\text{s/. 123.69}}{15.1 \text{ TM}}$$

$$\text{Costo Unitario de Voladura (s./TM)} = \text{s/. 8.21/TM}$$

D. Calculo de la dilución teórica y operativa

El cálculo de la dilución teórica y la dilución operativa se calculará con las siguientes fórmulas matemáticas:

- **Dilución Teórica.**

$$\%DILUCION = \frac{Hm - Pv}{Hm} * 100 \%$$

- **Dilución Operativa.**

$$\% DIL. OPERATIVA = \frac{(Hm - Pv) * \rho. Desm}{(Hm - Pv) * \rho. Desm + (Pv * \rho. Mine)} * 100\%$$

Donde:

Hm: Altura de minado (m)



P_v : Potencia de Veta (m)

$\rho. Min = 3.15 \text{ TM/m}^3$

$\rho. Desm = 2.70 \text{ TM/m}^3$

➤ **Calculo de dilución teórica y operativa para el método de explotación corte y relleno ascendente utilizando explosivo semexa 65%**

○ **Dilución Teórica, reemplazando en la ecuación 01**

$$\%DILUCION = \frac{Hm - P_v}{Hm} * 100 \%$$

$$\%DILUCION = \frac{1.84 - 0.80}{1.84} * 100 \%$$

$$\%DILUCION = 57\%$$

○ **Dilución Operativa, reemplazando en la ecuación 03**

$$\% DIL. OPERATIVA = \frac{(Hm - P_v) * \rho. Desm}{(Hm - P_v) * \rho. Desm + (P_v * \rho. Mine)} * 100\%$$

$$\% DIL. OPERATIVA = \frac{(1.84 - 0.80) * 2.70}{(1.84 - 0.8) * 2.70 + (0.8 * 3.15)} * 100\%$$

$$\% DIL. OPERATIVA = 53\%$$

➤ **Calculo de dilución teórica y operativa para el método de explotación corte y relleno ascendente utilizando explosivo exsablock**

○ **Dilución Teórica, reemplazando en la ecuación 01**

$$\%DILUCION = \frac{Hm - P_v}{Hm} * 100 \%$$

$$\%DILUCION = \frac{1.37 - 0.80}{1.37} * 100 \%$$

$$\%DILUCION = 42\%$$

○ **Dilución Operativa, reemplazando en la ecuación 03**

$$\% DIL. OPERATIVA = \frac{(Hm - P_v) * \rho. Desm}{(Hm - P_v) * \rho. Desm + (P_v * \rho. Mine)} * 100\%$$

$$\% DIL. OPERATIVA = \frac{(1.37 - 0.80) * 2.70}{(1.37 - 0.8) * 2.70 + (0.8 * 3.15)} * 100\%$$



$$\% DIL. OPERATIVA = 38\%$$

- **Calculo de dilución teórica y operativa para el método de explotación tajos largos utilizando explosivo semexa 65%.**

- **Dilución Teórica, reemplazando en la ecuación 01**

$$\%DILUCION = \frac{Hm - Pv}{Hm} * 100 \%$$

$$\%DILUCION = \frac{1.87 - 0.75}{1.87} * 100 \%$$

$$\%DILUCION = 60\%$$

- **Dilución Operativa, reemplazando en la ecuación 03**

$$\% DIL. OPERATIVA = \frac{(Hm - Pv) * \rho. Desm}{(Hm - Pv) * \rho. Desm + (Pv * \rho. Mine)} * 100\%$$

$$\% DIL. OPERATIVA = \frac{(1.87 - 0.75) * 2.70}{(1.87 - 0.75) * 2.70 + (0.75 * 3.15)} * 100\%$$

$$\% DIL. OPERATIVA = 56\%$$

- **Calculo de dilución teórica y operativa para el método de explotación tajos largos utilizando explosivo exsablock**

- **Dilución Teórica, reemplazando en la ecuación 01**

$$\%DILUCION = \frac{Hm - Pv}{Hm} * 100 \%$$

$$\%DILUCION = \frac{1.28 - 0.75}{1.28} * 100 \%$$

$$\%DILUCION = 41\%$$

- **Dilución Operativa, reemplazando en la ecuación 03**

$$\% DIL. OPERATIVA = \frac{(Hm - Pv) * \rho. Desm}{(Hm - Pv) * \rho. Desm + (Pv * \rho. Mine)} * 100\%$$

$$\% DIL. OPERATIVA = \frac{(1.28 - 0.75) * 2.70}{(1.28 - 0.75) * 2.70 + (0.75 * 3.15)} * 100\%$$

$$\% DIL. OPERATIVA = 38\%$$



4.1.2. Cálculos y resultados de control de altura de minado y dilución

4.1.2.1. Resultados cálculo de altura de minado en corte y relleno ascendente

Las pruebas fueron realizadas en tajos del método de explotación de corte y relleno ascendente y tajos largos con un monitoreo constante, se obtuvieron los resultados que se muestran en la siguiente tabla, donde se realiza una comparación de las 2 formas de voladura en tajos corte y relleno ascendente donde aplicamos: Semexsa 65% en una primera malla y Exsablock en una segunda malla, Obteniéndose así un seguimiento en altura de minado de los tajos. La siguiente tabla nos muestra un resumen de las actividad operativa que se realiza en los tajos los mismos que nos sirven de indicadores de como es el esquema de distribución de taladros el cual fue ajustada mediante pruebas realizadas por el área de perforación y voladura tomando en cuenta las recomendaciones geomecánicas, de los mismos de obtuvieron datos de cantidad de taladros, cantidad de cartuchos por taladro y cantidad de cartuchos totales utilizados en la voladura ,con tales datos se realizaron balances económicos de acuerdo a los precios unitarios establecidos entre la empresa y la contrata, mediante estos seguimientos y cálculos se busca mejoras en el aspecto económico y en reducir el porcentaje de dilución, el cuadro N°2 nos muestra un de talle de la altura de minado en el método de explotación de corte y relleno ascendente los cuales fueron monitoreados en las fechas y guardias que indica dicho cuadro por el área de topografía siendo estas tomada en cuenta para la valorización final del mes.

ENERO 2018		ALTURA DE MINADO UTILIZANDO DINAMITA SEMEXSA 65%					
FECHA	GUARDIA	LABOR	T. LAB	CANT. TAL.	CART/TAL	CART/DISPARO	ALTURA MINADO
01/01/2018	Día	TJ 106-A (S/N 3107-S(CHI)	TE	15	5	75	1.45 m
01/01/2018	Noche	TJ 3102 (S/N 3140-N(CHI3N)	TE	13	5	65	1.60 m
04/01/2018	Noche	TJ 2021 (S/N3086N(CHI15N)	TE	15	5	75	1.80 m
07/01/2018	Día	TJ 106-A (CHI 8972-6S (S/N)	TE	15	5	75	1.94 m
11/01/2018	Día	TJ 305-A (CHI 10514-19N(SN)	TE	15	5	75	2.05 m
12/01/2018	Noche	TJ 305-A (CHI 10514-19N(SN)	TE	15	5	75	1.84 m
15/01/2018	Día	TJ 3102 (S/N 3140-N(CHI3N)	TE	15	5	75	1.89 m
17/01/2018	Noche	TJ 106-A (CHI 8972-6S (S/N)	TE	15	5	75	1.94 m
23/01/2018	Día	TJ 107-A (CHI 8972-8AS(GAL)	TE	15	5	75	1.60 m
24/01/2018	Noche	TJ 107-A (CHI 8972-8AS(GAL)	TE	14	5	70	1.80 m
25/01/2018	Día	TJ 105-A (CHI 8972-6BS(GAL)	TE	15	5	75	1.80 m
26/01/2018	Día	TJ 105-A (CHI 8972-6S (GAL)	TE	13	5	65	1.94 m
26/01/2018	Día	TJ 119 (S/N 2980-S (CHI1)	TE	13	5	65	2.05 m
27/01/2018	Noche	TJ 105-A (CHI 8972-6BS(GAL)	TE	13	5	65	1.93 m
29/01/2018	Día	TJ 119 (S/N 2980-S (CHI1)	TE	14	5	70	1.89 m
30/01/2018	Noche	TJ 107-A (CHI 8972-8AS(GAL)	TE	15	5	75	1.99 m
PROMEDIO ALTURA DE MINADO							1.84 m

Cuadro N° 2: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65%

Fuente: Elaboración propia.



Foto N° 7: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65%

Fuente: Elaboración propia.

La foto N° 07 nos muestra el resultado de las pruebas realizadas utilizando el explosivo semexsa 65 % donde la altura de minado promedio que se obtuvo en la labor es de 1.84 m la misma donde se visualiza la presencia de ruma o escogido el cual se realiza para poder reducir el porcentaje de dilución por la sobre rotura realizada en la voladura del tajo.

FEBRERO 2018		ALTURA DE MINADO UTILIZANDO DINAMITA EXSABLOCK					
FECHA	GUARDIA	LABOR	T. LAB	CANT. TAL.	CART/TAL	CART/DISPARO	ALTURA MINADO
01/02/2018	Día	TJ 2020 (S/N 3086-N(CHI)	TE	18	5	90	1.45 m
01/02/2018	Día	TJ 2021 (CHI10510-16N(SN)	TE	16	5	80	1.45 m
01/02/2018	Noche	TJ 105-A (CHI 8972-68S(GAL)	TE	18	5	90	1.35 m
02/02/2018	Noche	TJ 2022 (CHI 10510-17N(GL)	TE	18	5	90	1.33 m
07/02/2018	Día	TJ 2023 (CHI 10510-19N(GL)	TE	18	5	90	1.30 m
08/02/2018	Día	TJ 2023 (CHI 10510-19N(GL)	TE	18	5	90	1.42 m
08/02/2018	Día	TJ 2025 (EST 1 (CHI 21N)	TE	18	5	90	1.36 m
09/02/2018	Día	TJ 2023 (CHI 10510-19N(GL)	TE	18	5	90	1.30 m
09/02/2018	Noche	TJ 305-A (CHI 10514-19N(SN)	TE	18	5	90	1.34 m
12/02/2018	Noche	TJ 205 (S/N 3144-S (CHI)	TE	17	5	85	1.33 m
13/02/2018	Día	TJ 117 (S/N 2997-S(CHI5S)	TE	18	5	90	1.37 m
18/02/2018	Noche	TJ 305-A (CHI 10514-19N(SN)	TE	16	5	80	1.35 m
18/02/2018	Noche	TJ 601 (GAL 11029-S(XC-S)	TE	16	5	80	1.41 m
22/02/2018	Día	TJ 203 (S/N 3137-S (EST)	TE	16	5	80	1.38 m
22/02/2018	Día	TJ 305-A (CHI 10514-19N(SN)	TE	17	5	85	1.35 m
PROMEDIO ALTURA DE MINADO							1.37 m

Cuadro N° 3: Altura de minado utilizando dinamita Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

El cuadro número 03 nos muestra el seguimiento de la altura de minado que se realizó en la labor utilizando el explosivo exsablock la misma que nos muestra como resultados la altura de minado obtenido después de realizadas las pruebas con el cambio de explosivo obteniéndose un altura de minado promedio de 1.37 m con la misma que se consigue reducir el porcentaje de dilución en una voladura y el tiempo y el costo que nos genera realizar el escogido, de esta forma optimiza el ciclado de la operación.



Foto N° 8: Altura de minado utilizando dinamita Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

En la foto número 08 podemos observar el resultado de la voladura realizada con el cambio de explosivo utilizando el explosivo exsablock donde se reduce la altura de minado a 1.37 m y el porcentaje de dilución.



Cuadro N° 4: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65% y Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

En el cuadro número 04 se puede observar en resumen el cambio que se consigue al realizar el remplazo

de explosivo con respecto a la altura de minado obteniéndose en el mes de enero una altura de minado de 1.84 m con el uso del explosivo semexsa 65% la misma que nos muestra la barra color azul en cambio la barra de color rojo nos indica que la altura de minado en el mes de febrero se reduce a 1.37 m con el uso del explosivo exsablock y cojín de agua.

4.1.2.2. Resultados cálculo de altura de minado en tajos largos

Las pruebas fueron realizadas en tajos largos con un monitoreo constante, se obtuvieron los resultados que se muestran en la siguiente tabla, donde se realiza una comparación de las 2 formas de voladura en tajos corte y relleno ascendente donde aplicamos: Semexsa 65% en una primera malla y Exsablock en una segunda malla, Obteniéndose así un seguimiento en altura de minado de los tajos. La siguiente tabla nos muestra un resumen de las actividad operativa que se realiza en los tajos los mismos que nos sirven de indicadores de como es el esquema de distribución de taladros el cual fue ajustada mediante pruebas realizadas por el área de perforación y voladura tomando en cuenta las recomendaciones geomecánicas, de los mismos de obtuvieron datos de cantidad de taladros, cantidad de cartuchos por taladro y cantidad de cartuchos totales utilizados en la voladura mediante estos seguimientos y cálculos se busca mejoras en el aspecto económico y en reducir el porcentaje de dilución, el cuadro número 4 y cuadro número 5 nos muestra un de talle de la altura de minado en el método de explotación de corte y relleno ascendente los cuales fueron monitoreados en las fechas y guardias que indica dicho cuadro por el área de topografía siendo estas tomada en cuenta para la valorización final del mes mediante las cuales se realizan análisis de mejora continua en la empresa.

ENERO 2018		ALTURA DE MINADO UTILIZANDO DINAMITA SEMEXSA 65%					
FECHA	GUARDIA	LABOR	T. LAB	CANT. TAL	CART/TAL	CART/DISPARO	ALTURA MINADO
01/01/2018	Noche	TJ 118 (S/N 2980-S (CHI)	TL	19	5	95	1.60 m
02/01/2018	Noche	TJ 118 (S/N 2980-S (CHI)	TL	22	5	110	1.80 m
02/01/2018	Noche	TJ 52 (CHI 10060-1N (ES)	TL	21	5	105	1.81 m
03/01/2018	Noche	TJ 118 (S/N 2980-S (CHI)	TL	22	5	110	1.90 m
14/01/2018	Noche	TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	22	5	110	1.83 m
15/01/2018	Noche	TJ 2017 (S/N 3102N(CHI7N)	TL	19	5	95	1.94 m
15/01/2018	Noche	TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	22	5	110	1.93 m
16/01/2018	Noche	TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	23	5	115	1.89 m
17/01/2018	Noche	TJ 118 (S/N 2980-S (CHI)	TL	22	5	110	1.94 m
19/01/2018	Día	TJ 2017 (S/N 3102N(CHI7N)	TL	21	5	105	1.89 m
19/01/2018	Día	TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	22	5	110	1.96 m
20/01/2018	Día	TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	21	5	105	1.85 m
22/01/2018	Noche	TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	22	5	110	1.88 m
31/01/2018	Noche	TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	20	5	100	1.94 m
PROMEDIO ALTURA DE MINADO							1.87 m

Cuadro N° 5: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65%

Fuente: Elaboración propia.





Foto N° 9: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65%

Fuente: Elaboración propia.

La foto número 09 nos muestra el resultado de las pruebas realizadas utilizando el explosivo semexsa donde la altura de minado promedio que se obtuvo en la labor es de 1.87 m la misma donde se visualiza la presencia de ruma o escogido el cual se realiza para poder reducir el porcentaje de dilución por la sobre rotura realizada en la voladura del tajo en el método de explotación de tajos largos.

FEBRERO 2018		ALTURA DE MINADO UTILIZANDO DINAMITA EXSABLOCK					
FECHA	GUARDIA	LABOR	T. LAB	CANT. TAL	CART/TAL	CART/DISPARO	ALTURA MINADO
01/02/2018	Noche	TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	24	5	120	1.45 m
08/02/2018	Noche	TJ 2024 (CHI 10510-19N(GL)	TL	23	5	115	1.25 m
09/02/2018	Día	TJ 2024 (CHI 10510-21N(GL)	TL	25	5	125	1.28 m
10/02/2018	Día	TJ 2024 (CHI 10510-21N(GL)	TL	24	5	120	1.30 m
11/02/2018	Día	TJ 2024 (CHI 10510-21N(GL)	TL	22	5	110	1.35 m
13/02/2018	Día	TJ 2024 (CHI 10510-21N(GL)	TL	25	5	125	1.32 m
13/02/2018	Noche	TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	24	5	120	1.10 m
14/02/2018	Noche	TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	23	5	115	1.30 m
15/02/2018	Noche	TJ 2024 (S/N 3099-N (CHI)	TL	23	5	115	1.12 m
26/02/2018	Día	TJ 2024-ESPERANZA H	TL	24	5	120	1.31 m
PROMEDIO ALTURA DE MINADO							1.28 m

Cuadro N° 6: Altura de minado utilizando dinamita Exsablock

Fuente: Elaboración propia.



Foto N° 10: Altura de minado utilizando dinamita Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

En la foto número 10 podemos observar el resultado de la voladura realizada con el cambio de explosivo utilizando el explosivo exsablock donde se reduce la altura de minado a 1.28 m y bajar el porcentaje de dilución.



Cuadro N° 7: Altura de minado utilizando dinamita Semexsa 65% y Exsablock

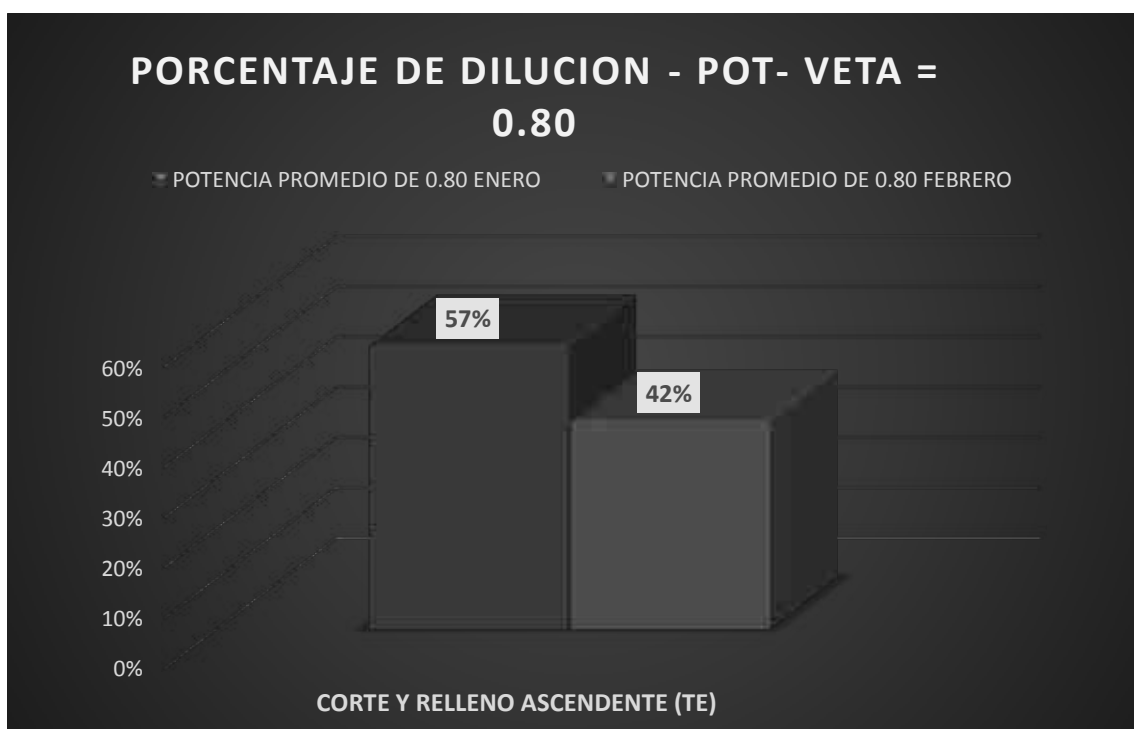
Fuente: Elaboración propia.

En el cuadro número 07 se puede observar en resumen el cambio que se consigue al realizar el remplazo de explosivo con respecto a la altura de minado obteniéndose en el mes de enero una altura de minado de 1.87 m con el uso del explosivo semexsa la misma que nos muestra la barra color azul en cambio la barra de color rojo nos indica que la altura de minado en el mes de febrero se reduce a 1.37 m con el uso del explosivo exsablock y cojín de agua.

4.1.2.3. Resultados cálculo de dilución en tajos corte y relleno ascendente

Las pruebas fueron monitoreadas constantemente, se obtuvieron los resultados que se muestran en la siguiente tabla, donde se realiza una comparación de las dos formas de voladura en tajos corte y relleno ascendente donde aplicamos: Semexsa 65% en una primera malla y Exsablock en una segunda malla, Obteniéndose resultados del porcentaje de dilución de la labor con respecto al comparativo en el control de la voladura mismas que nos muestra en los cuadros comparativos donde la barra azul del mes de enero donde se utilizó explosivo semexsa 65% con una potencia de veta de 0.80 m alcanzo un porcentaje de dilución de 57% promedio en método de explotación de corte y relleno ascendente en comparación a la barra de color rojo que nos muestra que en el mes de febrero realizadas las pruebas con el explosivo exsablock nos muestra un disminución en el porcentaje de dilución a un 42 % reduciéndose de esta manera un total del 18 % de dilución en la explotación del tajeo .

POTENCIA PROMEDIO DE 0.80		
DILUCION	ENERO	FEBRERO
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (TE)	57%	42%



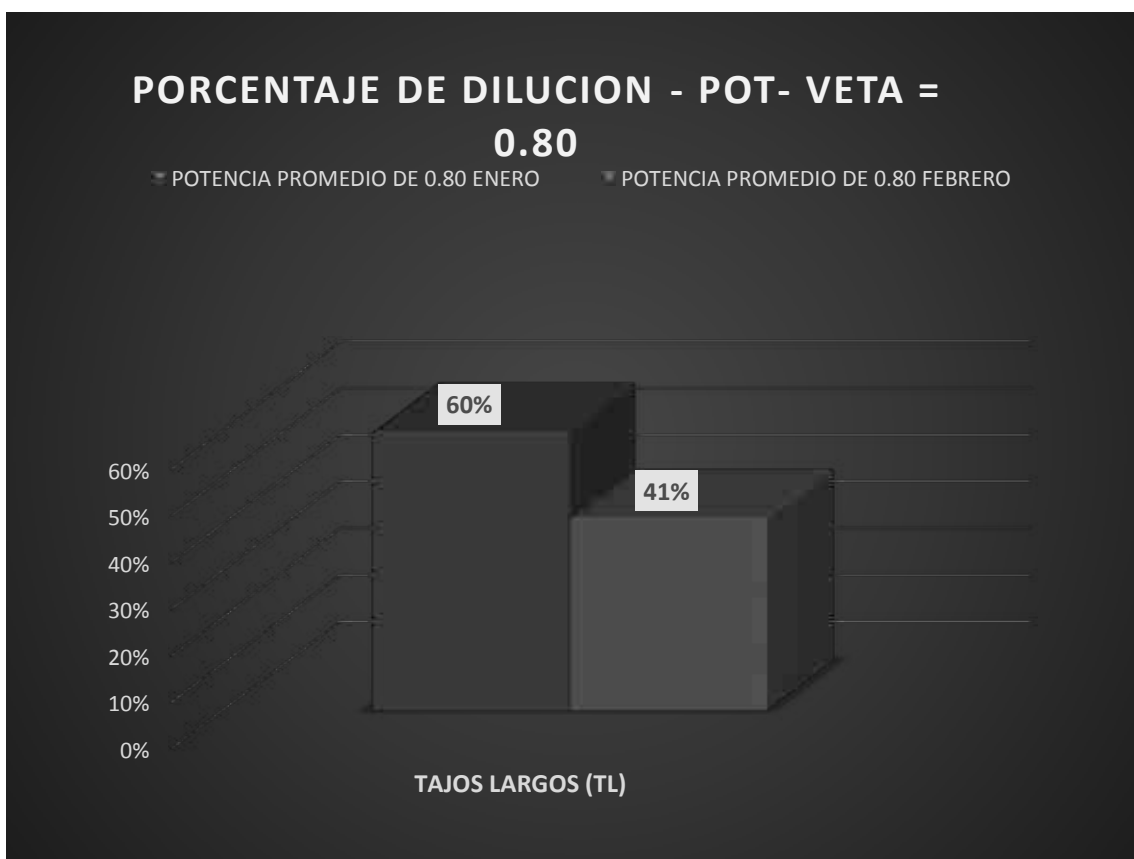
Cuadro N° 8: Porcentaje de dilución en el método Corte y Relleno Ascendente

Fuente: Elaboración propia.

4.1.2.4. Resultados cálculo de dilución en tajos largos

Las pruebas fueron monitoreadas constantemente, se obtuvieron los resultados que se muestran en la siguiente tabla, donde se realiza una comparación de las dos formas de voladura en el método de explotación de tajos largos donde aplicamos: Semexsa 65% en una primera malla y Exsablock en una segunda malla, Obteniéndose resultados del porcentaje de dilución de la labor con respecto al comparativo en el control de la voladura mismas que nos muestra en los cuadros comparativos donde la barra azul del mes de enero donde se utilizó explosivo semexsa 65% con una potencia de veta de 0.80 m alcanzo un porcentaje de dilución de 60% promedio en método de explotación de corte y relleno ascendente en comparación a la barra de color rojo que nos muestra que en el mes de febrero realizadas las pruebas con el explosivo exsablock nos muestra una disminución en el porcentaje de dilución a un 41 % reduciéndose de esta manera un total del 32 % de dilución en la explotación del tajeo

POTENCIA PROMEDIO DE 0.80		
DILUCION	ENERO	FEBRERO
TAJOS LARGOS (TL)	60%	41%



Cuadro N° 9: Porcentaje de dilución en el método Tajos Largos

Fuente: Elaboración propia.

4.1.3. Resultados para tajos con corte y relleno ascendente

4.1.3.1. Resultados cálculo de costos de perforación y voladura

En las pruebas realizadas en roca tipo III B (roca semi dura), se obtuvieron los resultados que se muestran en la siguiente tabla, donde se realiza una comparación de las 2 formas de voladura en método de explotación de tajos largos donde aplicamos: Semexsa 65% en una primera malla y Exsablock en una segunda malla.

MALLA 1- COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN: CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

TALADROS	15	tal	EQUIPO DE LIMPIEZA	WINCHE ELECTRICO 15HP
BARRENO	6	pies	ALTURA DE MINADO	1.84 m
EFF. PERFORACIÓN	92.5%		EFF. VOLADURA	92.0%
PIES PERFORADOS	83.25	pies	LONG. CORTE	1.8 m
FACTOR DE POTENCIA	0.50	Kg/TM	TM/DIPS	16.25 TM/DISP

DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 290.53	
Maestro perforista	HH	1	1	S/. 62.13	S/. 62.13		
Ayudante perforista	HH	1	1	S/. 54.75	S/. 54.75		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros		137.4%			S/. 168.15		
II. MATERIALES						S/. 47.58	
Aceros de perforación:							
Barra cónica 4'	UNI	0.60	0.07	S/. 197.87	S/. 8.24		
Barra cónica 6'	UNI	0.40	0.07	S/. 248.30	S/. 6.89		
Broca de 36 mm	UNI	0.40	0.24	S/. 59.88	S/. 5.70		
Broca de 38 mm	UNI	0.60	0.24	S/. 65.54	S/. 9.35		
Herramientas	TAR	1.00	1	S/. 10.22	S/. 10.22		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	1	S/. 3.59	S/. 7.19		
Lampara minera							
III. EQUIPOS						S/. 24.51	
Perforadora Neumática Jackleg RNP 250X	UNI	1.00	0.0008325	S/. 12,832.83	S/. 10.68		
Repuestos Perf. RNP 250X (90% maq.)					S/. 9.61		
Aceite Torcula 100	GLN	1.00	0.1665	S/. 25.30	S/. 4.21		
IV. VOLADURA						S/. 98.62	
Explosivos							
Dinamita semexa 65%	CAR	75		S/. 0.70	S/. 52.82		
Dinamita exablock	CAR			S/. 0.50	S/. -		
Accesorios							
Igniter cord mecha rapida color verde	MT	8		S/. 1.54	S/. 12.31		
Carmex de 7' (2.10m) (Caja x 300und.)	UNI	15		S/. 2.23	S/. 33.49		
COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA						S/. 461.24	

COSTO S/.28.39/TM

Cuadro N° 10: Costo de Perforación y Voladura utilizando dinamita Semexsa 65%

Fuente: Elaboración propia.

En cuadro número 10 se observa que con la aplicación de explosivo semexsa de 65% se calcula un costo total de voladura total de S/. 28.39/ TM, considerando mano de obra y leyes sociales correspondientes según cargo, materiales, accesorios de voladura y explosivo en labor.

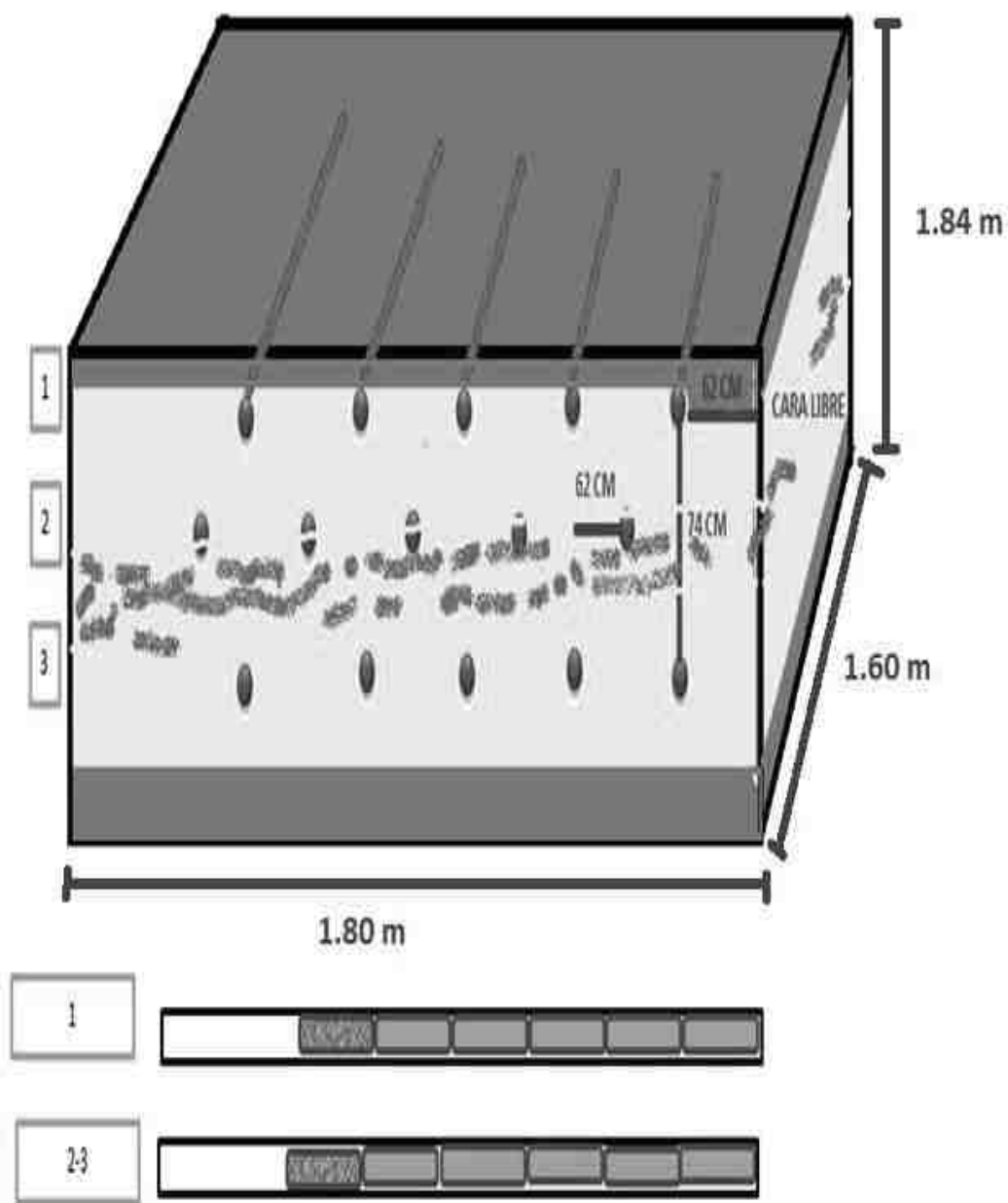


Figura N° 26: Distribución de taladros en malla de perforación con uso de Semexsa 65%.

Fuente: Elaboración propia.

En la figura número 25 se ilustra la distribución de taladros y el tipo de carga de explosivo en los taladros de 6 pies con el explosivo semexsa 65%, para tajos del método corte y relleno ascendente.

MALLA 2- COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN: CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

TALADROS	18	tal	EQUIPO DE LIMPIEZA	WINCHE ELECTRICO 15HP
BARRENO	6	pies	ALTURA DE MINADO	1.37 m
EFF. PERFORACIÓN	92.5%		EFF. VOLADURA	92.0%
PIES PERFORADOS	99.90	pies	LONG. CORTE	2 m
FACTOR DE POTENCIA	0.50	Kg/TM	TM/DIPS	13.44 TM/DISP

DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 290.53	
Maestro perforista	HH	1	1	S/. 62.13	S/. 62.13		
Ayudante perforista	HH	1	1	S/. 54.75	S/. 54.75		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros	137.4%				S/. 168.15		
II. MATERIALES						S/. 53.62	
Aceros de perforación:							
Barra cónica 4'	UNI	0.60	0.08	S/. 197.87	S/. 9.88		
Barra cónica 6'	UNI	0.40	0.08	S/. 248.30	S/. 8.27		
Broca de 36 mm	UNI	0.40	0.29	S/. 59.88	S/. 6.84		
Broca de 38 mm	UNI	0.60	0.29	S/. 65.54	S/. 11.22		
Herramientas	TAR	1.00	1	S/. 10.22	S/. 10.22		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	1	S/. 3.59	S/. 7.19		
Lampara minera							
III. EQUIPOS						S/. 29.41	
Perforadora Neumática Jackleg RNP 250X	UNI	1.00	0.000999	S/. 12,832.83	S/. 12.82		
Repuestos Perf. RNP 250X (90% maq.)					S/. 11.54		
Aceite Torcula 100	GLN	1.00	0.1998	S/. 25.30	S/. 5.06		
IV. VOLADURA						S/. 93.54	
Explosivos							
Dinamita semexa 65%	CAR			S/. 0.70	S/. -		
Dinamita exablock	CAR	78		S/. 0.50	S/. 39.00		
Cojin de agua	UNI	12		S/. 0.17	S/. 2.04		
Accesorios							
Igniter cord mecha rapida color verde	MT	8		S/. 1.54	S/. 12.31		
Carmex de 7' (2.10m) (Caja x 300und.)	UNI	18		S/. 2.23	S/. 40.19		
COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA						S/. 467.10	

COSTO S/.34.75/TM

Cuadro N° 11: Costo de Perforación y Voladura utilizando dinamita Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

En cuadro número 11 se observa que con la aplicación de explosivo Exsablock se calcula un costo total de voladura total de **S/. 34.75/ TM**, considerando mano de obra y leyes sociales correspondientes según cargo, materiales, accesorios de voladura y explosivo, cojín de agua, en labor.



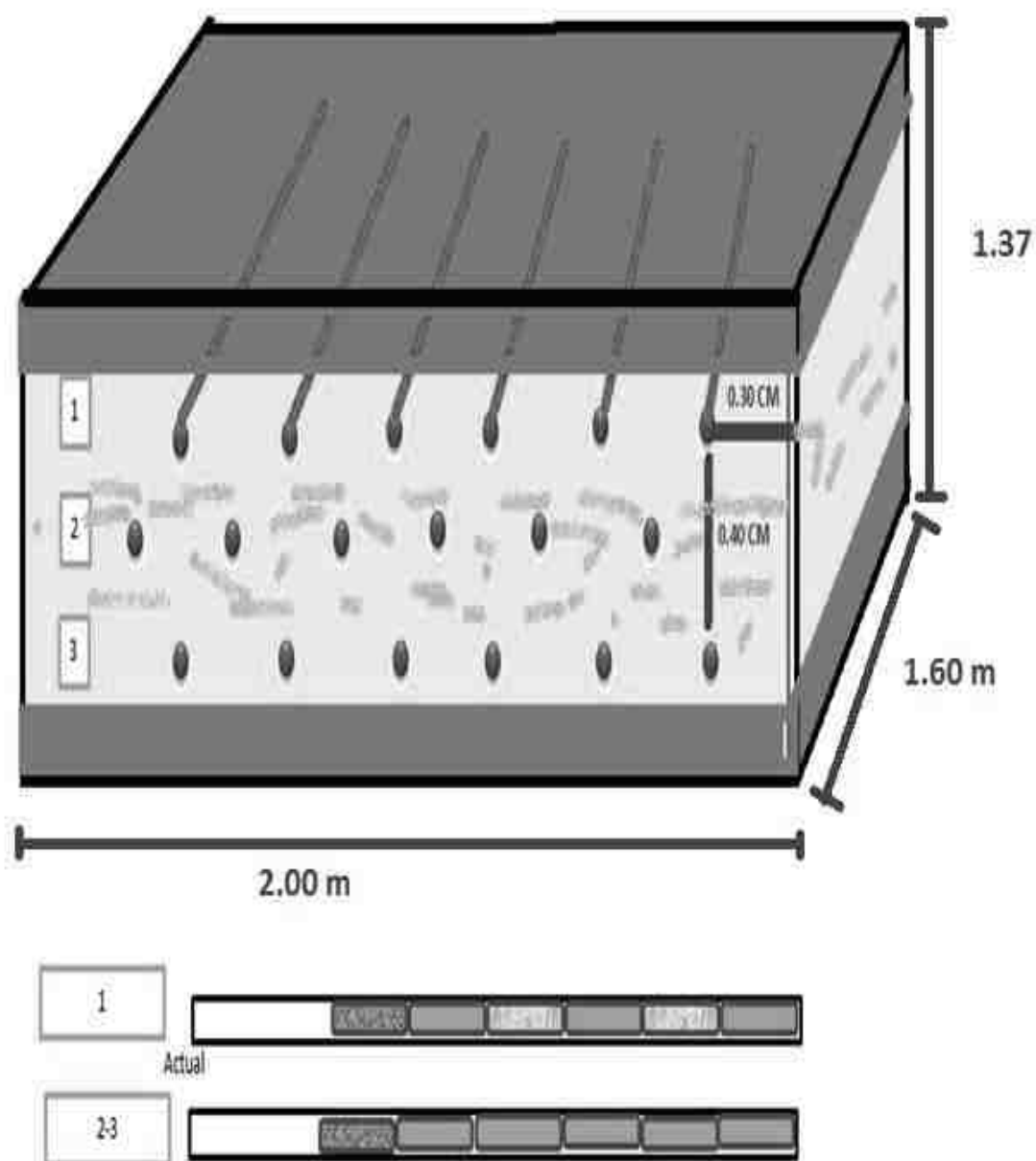
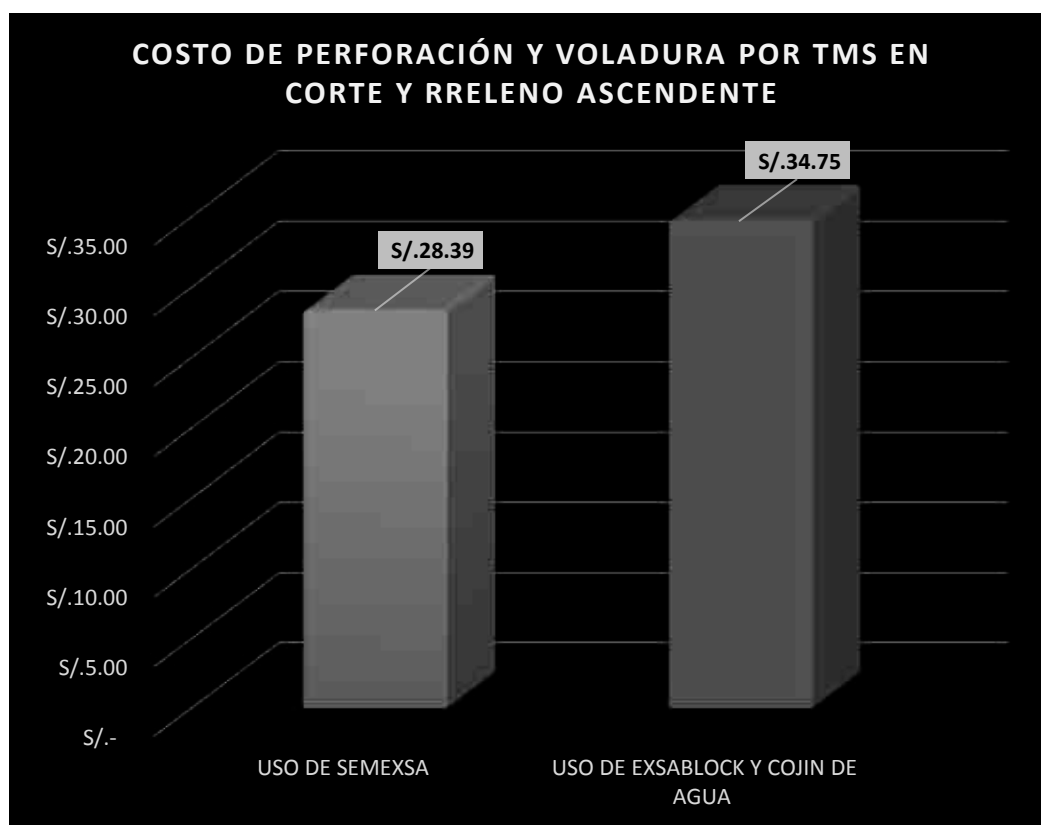


Figura N° 27: Distribución de taladros en malla de perforación con uso de Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

En la figura número 26 se ilustra la distribución de taladros y el tipo de carga de explosivo en los taladros de 6 pies con el explosivo Exsablock, para tajos del método corte y relleno ascendente donde se visualiza la cantidad de taladros y la distribución de cojines de agua en el taladro.



Cuadro N° 12: Resumen de costo en perforación y voladura con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

El cuadro número 12 representa una comparación grafica del uso del explosivo semexsa 65 % respecto al uso del explosivo exsablock y cojín de agua con un incremento de costo de un total de **s/. 6.36** soles por tonelada métrica

4.1.3.2. Resultados de cálculo de costos de sostenimiento

En las pruebas realizadas se utilizó el mismo tipo de sostenimiento para los tajos corte y relleno ascendente con el cambio de explosivo en las muestras de los tajos los mismos que se detallan en la tabla siguiente.

MAILLA 1- COSTO POR SOSTENIMIENTO

CUADRO DE MADERA 5X6 EN TAJO

DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 179.53	
Maestro perforista	HH	1	0.6	S/. 62.13	S/. 37.28		
Ayudante perforista	HH	1	0.6	S/. 54.75	S/. 32.85		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros		137.4%			S/. 103.91		
II. MATERIALES						S/. 416.44	
Madera							
Redondos de 8" x 2.0m	UNI	8.00	1.0	S/. 35.00	S/. 280.00		
Redondos de 6" x 3.0m	UNI	2.00	1.0	S/. 33.00	S/. 66.00		
Redondos de 6" x 2.4m	UNI	2.00	1.0	S/. 30.00	S/. 60.00		
Herramientas	TAR	1.00	0.6	S/. 10.22	S/. 6.13		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	0.6	S/. 3.59	S/. 4.31		
Lampara minera							
COSTO SOST. CUADRO						S/. 595.98	

CRIBBING X VUELTA

DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 29.69	
Maestro perforista	HH	1	0.06	S/. 62.13	S/. 3.73		
Ayudante perforista	HH	1	0.06	S/. 54.75	S/. 3.29		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros		137.4%			S/. 17.19		
II. MATERIALES						S/. 9.44	
Madera							
Redondos de 8" x 2.0m	UNI	4.00	0.06	S/. 35.00	S/. 8.40		
Herramientas	TAR	1.00	0.06	S/. 10.22	S/. 0.61		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	0.06	S/. 3.59	S/. 0.43		
Lampara minera							
COSTO POR SOSTENIMIENTO						S/. 39.14	

CANT. VUELTAS 8

COSTO S/.55.95/TM

Cuadro N° 13: Costo de Sostenimiento utilizando dinamita Semexsa 65%

Fuente: Elaboración propia.

En el cuadro número 13 de muestra el costo total de sostenimiento aplicando una voladura con el explosivo semexsa 65% generando un costo total de **S/. 55.95 /TM** las mismas que consideran la mano de obra, incidencia de los materiales, costo de cribing por vuelta para el método de explotación de corte y relleno ascendente.



MALLA 2- COSTO POR SOSTENIMIENTO

CUADRO DE MADERA 5X6 EN TAJO

DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 179.53	
Maestro perforista	HH	1	0.6	S/. 62.13	S/. 37.28		
Ayudante perforista	HH	1	0.6	S/. 54.75	S/. 32.85		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros	137.4%				S/. 103.91		
II. MATERIALES						S/. 251.94	
Madera							
Redondos de 8" x 2.0m	UNI	6.00	1.0	S/. 35.00	S/. 210.00		
Redondos de 6" x 3.0m	UNI	0.50	1.0	S/. 33.00	S/. 16.50		
Redondos de 6" x 2.4m	UNI	0.50	1.0	S/. 30.00	S/. 15.00		
Herramientas	TAR	1.00	0.6	S/. 10.22	S/. 6.13		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	0.6	S/. 3.59	S/. 4.31		
Lampara minera							
COSTO SOST. CUADRO							S/. 431.48

CRIBING X VUELTA

DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 29.69	
Maestro perforista	HH	1	0.06	S/. 62.13	S/. 3.73		
Ayudante perforista	HH	1	0.06	S/. 54.75	S/. 3.29		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros	137.4%				S/. 17.19		
II. MATERIALES						S/. 5.24	
Madera							
Redondos de 8" x 2.0m	UNI	2.00	0.06	S/. 35.00	S/. 4.20		
Herramientas	TAR	1.00	0.06	S/. 10.22	S/. 0.61		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	0.06	S/. 3.59	S/. 0.43		
Lampara minera							
COSTO POR SOSTENIMIENTO							S/. 34.94

CANT. VUELTA 1

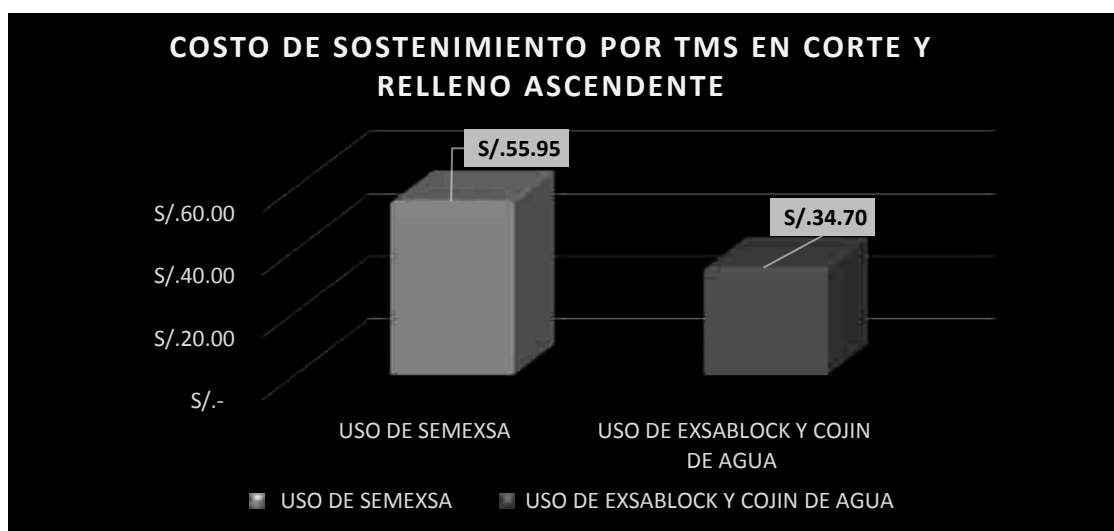
COSTO S/.34.70/TM

Cuadro N° 14: Costo de Sostenimiento utilizando dinamita Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

En el cuadro número 14 de muestra el costo total de sostenimiento aplicando una voladura con el explosivo exsablock generando un costo total de S/. 34.70 /TM las mismas que consideran la mano de obra, incidencia de los materiales, costo de cribing por vuelta para el método de explotación de corte y relleno ascendente.





Cuadro N° 15: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

El cuadro número 15 representa una comparación grafica del uso del explosivo semexsa 65 % respecto al costo de sostenimiento por tonelada métrica con el uso del explosivo exsablock y cojin de agua con reducción de costo de un total de **S/. 21.25** soles por tonelada.

4.1.3.3. Resultados de cálculo de costos de limpieza

En las pruebas realizadas en roca tipo III B, se obtuvieron los resultados que se muestran en la siguiente tabla, donde se realiza una comparación del costo de limpieza en tajos corte y relleno ascendente con uso de Semexsa 65% y corte y relleno ascendente con uso de Exsablock.

MALLA 1- COSTO POR LIMPIEZA							
MÉTODO EXPLOTACIÓN: CORTE Y RELLENO ASCENDENTE							
EQUIPO LIMPIEZA	WINCHE ELECTRICO						
DISTANCIA	42	M	TONELADAS			16.2 TM	
DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 229.09	
Maestro perforista	HH	1	0.8	S/. 60.14	S/. 48.11		
Ayudante perforista	HH	1	0.8	S/. 53.61	S/. 42.89		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros	137.4%				S/. 132.59		
II. MATERIALES						S/. 17.41	
Herramientas	TAR	1.00	1	S/. 10.22	S/. 10.22		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	1	S/. 3.59	S/. 7.19		
Lampara minera							
COSTO POR LIMPIEZA						S/. 246.45	
COSTO S/.15.17/TM							

COSTO S/.15.17/TM

Cuadro N° 16: Costo de Limpieza utilizando dinamita Semexsa 65%

Fuente: Elaboración propia.



En el cuadro número 16 de muestra el costo total de limpieza aplicando una voladura con el explosivo semexsa 65% generando un costo total de S/. 15.17 /TM las mismas que consideran la mano de obra, insidencia de los materiales, para el método de explotación de corte y relleno ascendente.

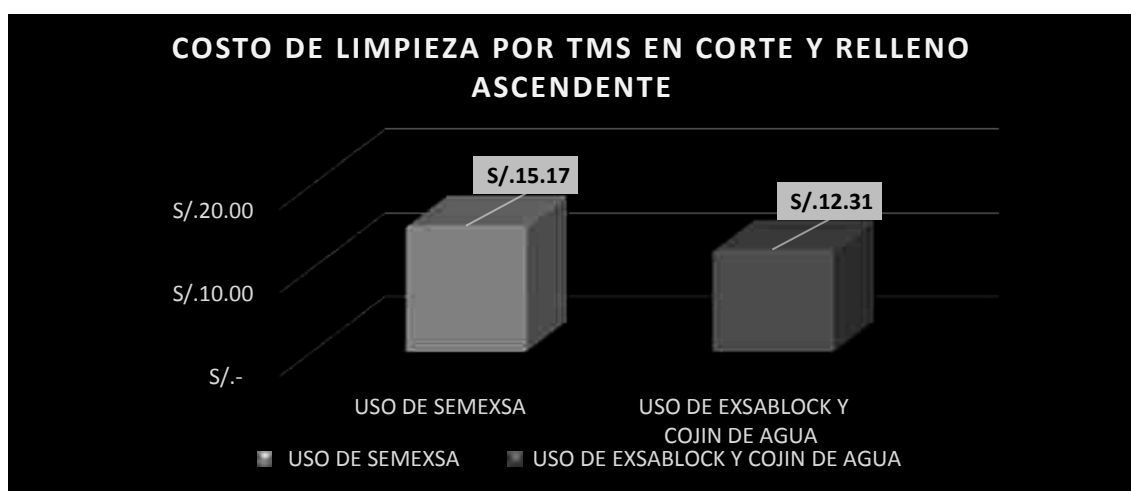
MALLA 2- COSTO POR LIMPIEZA							
MÉTODO EXPLOTACIÓN: CORTE Y RELLENO ASCENDENTE							
EQUIPO LIMPIEZA	WINCHE ELECTRICO						
DISTANCIA	42	M		TONELADAS	13.4	TM	
DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 148.07	
Maestro perforista	HH	1	0.5	S/. 60.14	S/. 30.07		
Ayudante perforista	HH	1	0.5	S/. 53.61	S/. 26.81		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros	137.4%				S/. 85.70		
II. MATERIALES						S/. 17.41	
Herramientas	TAR	1.00	1	S/. 10.22	S/. 10.22		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	1	S/. 3.59	S/. 7.19		
Lampara minera							
COSTO POR LIMPIEZA						S/. 165.48	

COSTO S/.12.31/TM

Cuadro N° 17: Costo de Limpieza utilizando dinamita Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

En el cuadro número 17 de muestra el costo total de limpieza aplicando una voladura con el explosivo exsablock generando un costo total de S/. 12.31 /TM las mismas que consideran la mano de obra, insidencia de los materiales, para el método de explotación de corte y relleno ascendente.



Cuadro N° 18: Resumen de costo en la Limpieza con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

El cuadro número 18 representa una comparación grafica del uso del explosivo semexsa 65 % respecto al costo de limpieza por tonelada métrica con el uso del explosivo exsablock y cojin de agua con reducción de costo de un total de S/. 2.86 soles por tonelada métrica.

4.1.4. Resultados para tajos largos

4.1.4.1. Resultados cálculo de costos de perforación y voladura

En las pruebas realizadas en roca tipo III B, se obtuvieron los resultados que se muestran en la siguiente tabla, donde se realiza una comparación de las 2 formas de voladura en tajos largos ascendente donde aplicamos: Semexsa 65% en una primera malla y Exsablock en una segunda malla.

MALLA 1- COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN: TAJOS LARGOS							
TALADROS	22	tal			EQUIPO DE LIMPIEZA	WINCHE ELECTRICO 15HP	
BARRENO	6	pies			ALTURA DE MINADO	1.87	m
EFF. PERFORACIÓN	92.5%				EFF. VOLADURA	92.0%	
PIES PERFORADOS	122.10	pies			LONG. CORTE	2	m
FACTOR DE CARGA	0.50	Kg/TM			TM/DISP	18.3	TM/DISP
DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 290.53	
Maestro perforista	HH	1	1	S/.	62.13	S/. 62.13	
Ayudante perforista	HH	1	1	S/.	54.75	S/. 54.75	
Residente	HH	1	0.018	S/.	168.34	S/. 3.03	
Supervisor	HH	1	0.026	S/.	94.75	S/. 2.46	
Leyes sociales obreros		137.4%				S/. 168.15	
II. MATERIALES						S/. 61.67	
Aceros de perforación:							
Barra cónica 4'	UNI	0.60	0.10	S/.	197.87	S/. 12.08	
Barra cónica 6'	UNI	0.40	0.10	S/.	248.30	S/. 10.11	
Broca de 36 mm	UNI	0.40	0.35	S/.	59.88	S/. 8.36	
Broca de 38 mm	UNI	0.60	0.35	S/.	65.54	S/. 13.72	
Herramientas	TAR	1.00	1	S/.	10.22	S/. 10.22	
Implementos de seguridad	TAR	2.00	1	S/.	3.59	S/. 7.19	
Lampara minera							
III. EQUIPOS						S/. 35.95	
Perforadora Neumática Jackleg RNP 250X	UNI	1.00	0.001221	S/.	12,832.83	S/. 15.67	
Repuestos Perf. RNP 250X (90% maq.)						S/. 14.10	
Aceite Torcula 100	GLN	1.00	0.2442	S/.	25.30	S/. 6.18	
IV. VOLADURA						S/. 141.98	
Explosivos							
Dinamita semexa 65%	CAR	110		S/.	0.70	S/. 77.47	
Dinamita exablock	CAR			S/.	0.50		
Accesorios							
Igniter cord mecha rapida color verde	MT	10		S/.	1.54	S/. 15.39	
Carmex de 7' (2.10m) (Caja x 300und.)	UNI	22		S/.	2.23	S/. 49.12	
COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA						S/. 530.12	

COSTO S/.28.89/TM

Cuadro N° 19: Costo de Perforación y Voladura utilizando dinamita Semexsa 65%

Fuente: Elaboración propia.

En cuadro número 19 se observa que con la aplicación de explosivo semexsa de 65% en el método de explotación de tajos largos se calcula un costo total de voladura ejecutado es de S/. 28.89 / TM, considerando mano de obra y leyes sociales correspondientes según cargo, materiales, accesorios de voladura y explosivo en labor.



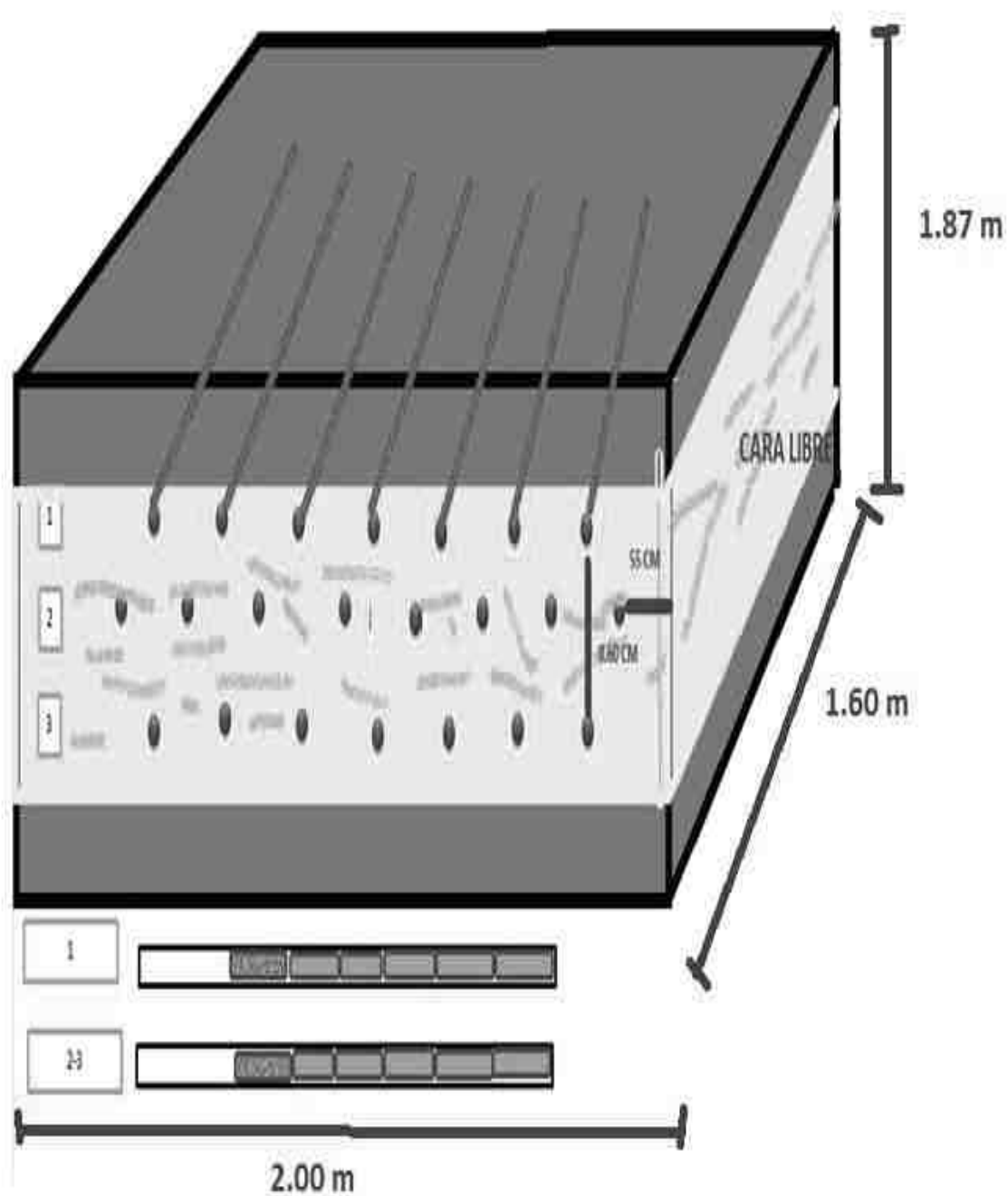


Figura N° 28: Distribución de taladros en malla de perforación con uso de Semexsa 65%.

Fuente: Elaboración propia.

En la figura número 27 se ilustra la distribución de taladros y el tipo de carga de explosivo en los taladros de 6 pies con el explosivo semexsa 65%, para tajos del método de tajos largos.

MACLA 2- COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN: TAJOS LARGOS

TALADROS	24	tal	EQUIPO DE LIMPIEZA	WINCHE ELECTRICO 15HP
BARRENO	6	pies	ALTURA DE MINADO	1.28 m
EFF. PERFORACIÓN	92.5%		EFF. VOLADURA	92.0%
PIES PERFORADOS	133.20	pies	LONG. CORTE	2.4 m
FACTOR DE CARGA	0.50	Kg/TM	M3/DIPS	15.1 TM/DISP

DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 290.53	
Maestro perforista	HH	1	1	S/.	62.13	S/. 62.13	
Ayudante perforista	HH	1	1	S/.	54.75	S/. 54.75	
Residente	HH	1	0.018	S/.	168.34	S/. 3.03	
Supervisor	HH	1	0.026	S/.	94.75	S/. 2.46	
Leyes sociales obreros	137.4%				S/.	168.15	
II. MATERIALES						S/. 65.69	
Aceros de perforación:							
Barra cónica 4'	UNI	0.60	0.11	S/.	197.87	S/. 13.18	
Barra cónica 6'	UNI	0.40	0.11	S/.	248.30	S/. 11.02	
Broca de 36 mm	UNI	0.40	0.38	S/.	59.88	S/. 9.12	
Broca de 38 mm	UNI	0.60	0.38	S/.	65.54	S/. 14.96	
Herramientas	TAR	1.00	1	S/.	10.22	S/. 10.22	
Implementos de seguridad	TAR	2.00	1	S/.	3.59	S/. 7.19	
Lampara minera							
III. EQUIPOS						S/. 39.22	
Perforadora Neumática Jackleg RNP 250X	UNI	1.00	0.001332	S/.	12,832.83	S/. 17.09	
Repuestos Perf. RNP 250X (90% maq.)						S/. 15.38	
Aceite Torcula 100	GLN	1.00	0.2664	S/.	25.30	S/. 6.74	
IV. VOLADURA						S/. 123.69	
Explosivos							
Dinamita semexa 65%	CAR			S/.	0.70	S/. -	
Dinamita exablock	CAR	104		S/.	0.50	S/. 52.00	
Cojin de agua	UNI	16		S/.	0.17	S/. 2.72	
Accesorios							
Igniter cord mecha rapida color verde	MT	10		S/.	1.54	S/. 15.39	
Carmex de 7' (2.10m) (Caja x 300und.)	UNI	24		S/.	2.23	S/. 53.58	
COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA						S/. 519.13	

COSTO S/.34.45/TM

Cuadro N° 20: Costo de Perforación y Voladura utilizando dinamita Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

En cuadro número 20 se observa que el costo de voladura con explosivo exsablock y cojín de agua en los taladros en el tajo donde se calcula el costo total de voladura ejecutado es de S/. 34.45 / TM, considerando mano de obra y leyes sociales correspondientes según cargo, materiales, accesorios de voladura y explosivo en labor.



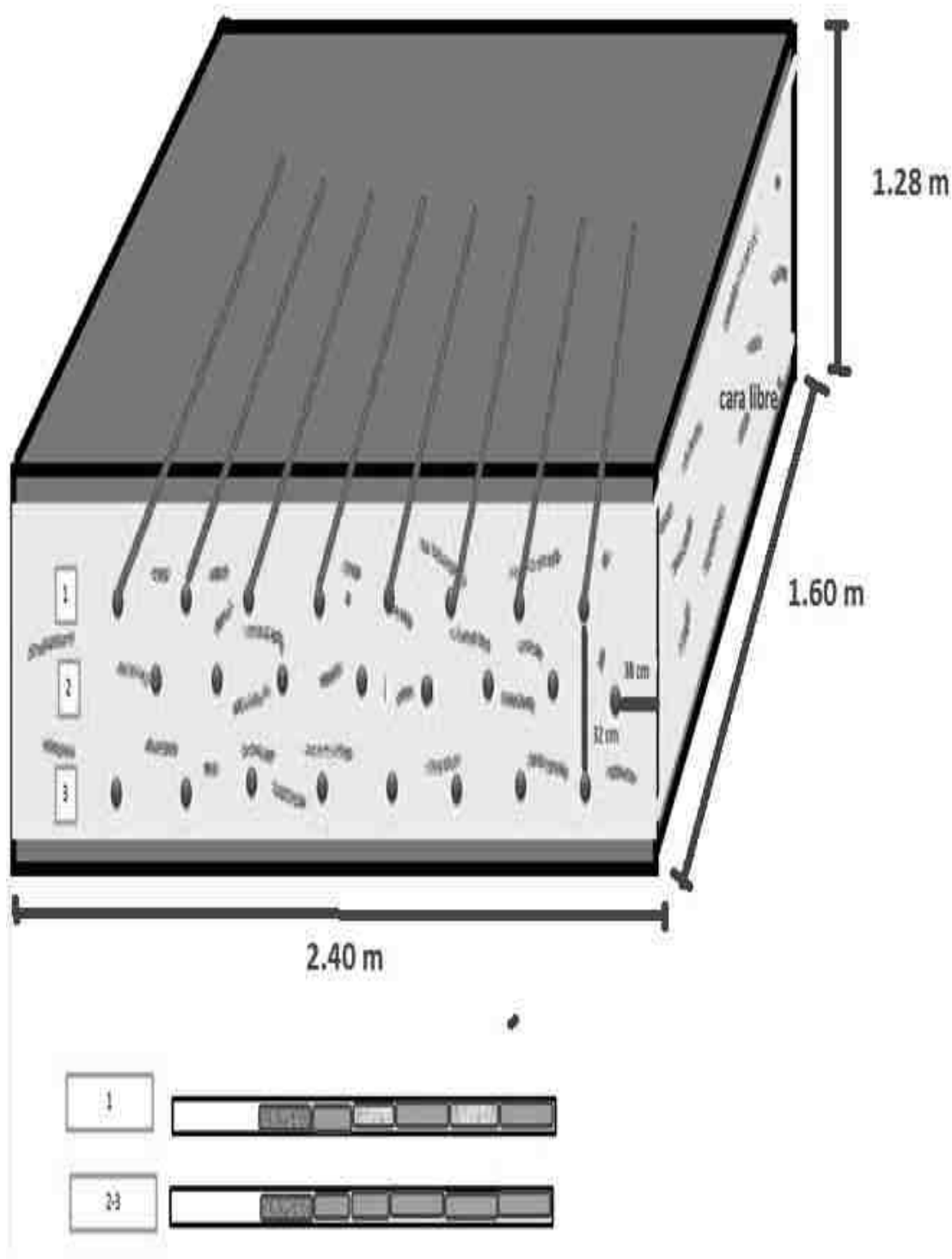
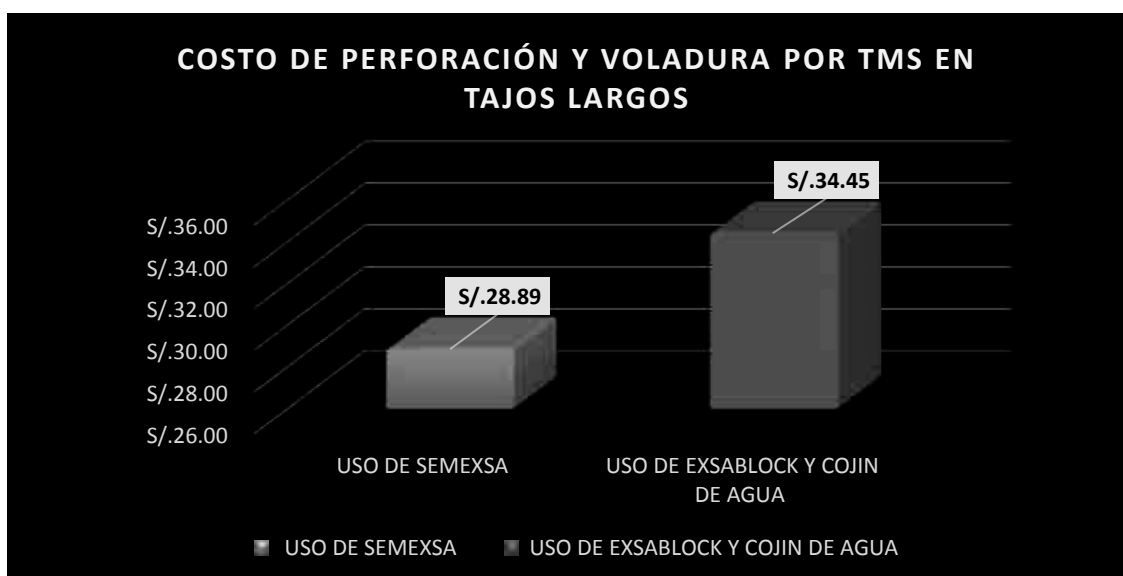


Figura N° 29: Distribución de taladros en malla de perforación con uso de Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

En la figura número 28 se ilustra la distribución de taladros y el tipo de carga de explosivo en los taladros de 6 pies con el explosivo exsablock, para tajos del método de tajos largos donde se visualiza la cantidad de taladros y la distribución de cojines de agua en el taladro.



Cuadro N° 21: Resumen de costo en perforación y voladura con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

El cuadro número 21 representa una comparación grafica del uso del explosivo semexsa 65 % respecto al uso del explosivo exsablock y cojín de agua con un incremento de costo de un total de **S/5.56** soles por tonelada métrica en el método de explotación de tajos largos

4.1.4.2. Resultados de cálculo de costos de limpieza

En las pruebas realizadas en roca tipo III B, se obtuvieron los resultados que se muestran en la siguiente tabla, donde se realiza una comparación del costo de limpieza en tajos largos con uso de Semexsa 65% y corte y relleno ascendente con uso de Exsablock.

MALLA 1- COSTO POR LIMPIEZA							
MÉTODO EXPLOTACIÓN: TAJOS LARGOS							
EQUIPO LIMPIEZA	WINCHE ELECTRICO						
DISTANCIA	42	M		TONELADAS	18.3	TM	
DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 235.03	
Maestro perforista	HH	1	0.8	S/. 62.13	S/. 49.70		
Ayudante perforista	HH	1	0.8	S/. 54.75	S/. 43.80		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros	137.4%				S/. 136.03		
II. MATERIALES						S/. 17.41	
Herramientas	TAR	1.00	1	S/. 10.22	S/. 10.22		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	1	S/. 3.59	S/. 7.19		
Lampara minera							
COSTO POR LIMPIEZA						S/. 252.44	

COSTO S/13.76/TM

Cuadro N° 22: Costo de Limpieza utilizando dinamita Semexsa 65%

Fuente: Elaboración propia.



En el cuadro número 22 se muestra el costo total de limpieza aplicando una voladura con el explosivo semexsa 65% generando un costo total de S/. **13.76 /TM** las mismas que consideran la mano de obra, incidencia de los materiales, para el método de tajos largos.

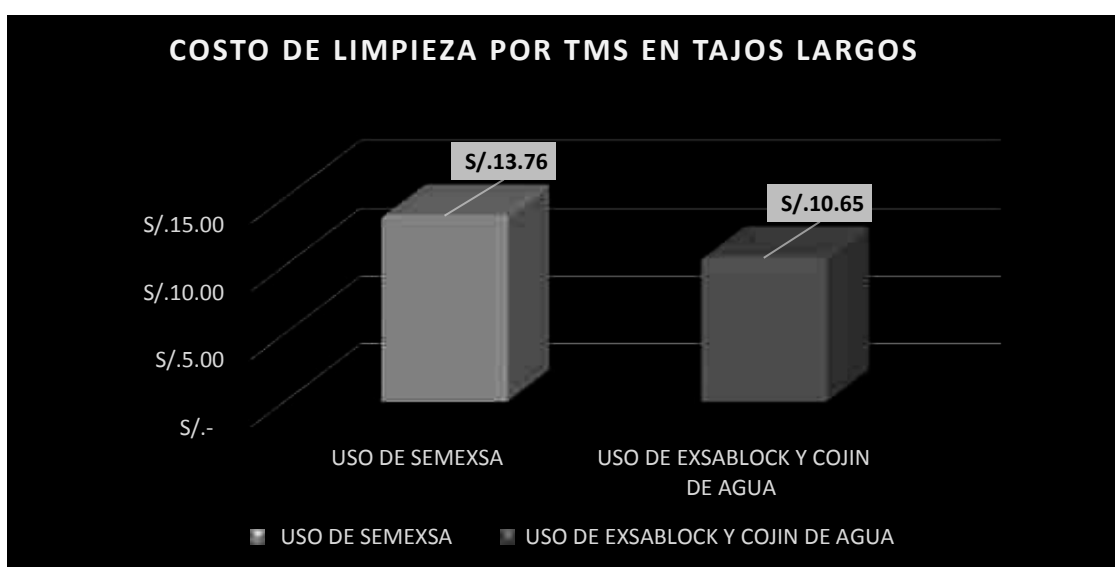
MALLA 2- COSTO POR LIMPIEZA							
MÉTODO EXPLOTACIÓN: TAJOS LARGOS							
EQUIPO LIMPIEZA	WINCHE ELECTRICO						
DISTANCIA	42	M		TONELADAS	15.1	TM	
DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 151.78	
Maestro perforista	HH	1	0.5	S/. 62.13	S/. 31.07		
Ayudante perforista	HH	1	0.5	S/. 54.75	S/. 27.38		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros	137.4%				S/. 87.85		
II. MATERIALES						S/. 8.70	
Herramientas	TAR	1.00	0.5	S/. 10.22	S/. 5.11		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	0.5	S/. 3.59	S/. 3.59		
Lampara minera							
COSTO POR LIMPIEZA						S/. 160.49	

COSTO S/.10.65/TM

Cuadro N° 23: Costo de Limpieza utilizando dinamita Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

En el cuadro número 23 de muestra el costo total de limpieza aplicando una voladura con el explosivo exsablock generando un costo total de S/. **10.65/TM** las mismas que consideran la mano de obra incidencia de los materiales, para el método de explotación de corte y relleno ascendente.



Cuadro N° 24: Resumen de costo en la Limpieza con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

El cuadro número 24 representa una comparación grafica del uso del explosivo semexsa 65 % respecto al costo de limpieza por tonelada métrica con el uso del explosivo exsablock y cojín de agua con reducción de costo de un total de S/. 3.27 soles por tonelada métrica en el método de explotación de tajos largos.

4.1.4.3. Resultados de cálculo de costos de sostenimiento

En las pruebas realizadas se utilizó el mismo tipo de sostenimiento para los tajos largos con el cambio de explosivo en las muestras de los tajos los mismos que se detallan en la tabla siguiente

MALLA 1- COSTO POR SOSTENIMIENTO

PUNTAL JACK POT

DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 51.89	
Maestro perforista	HH	1	0.14	S/. 62.13	S/. 8.70		
Ayudante perforista	HH	1	0.14	S/. 54.75	S/. 7.67		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros	137.4%				S/. 30.03		
II. MATERIALES						S/. 385.24	
Madera							
Redondos de 8" x 2.0m	UNI	8.00	1	S/. 35.00	S/. 280.00		
Platos jack pot	UNI	8.00	1	S/. 12.85	S/. 102.80		
Herramientas	TAR	1.00	0.14	S/. 10.22	S/. 1.43		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	0.14	S/. 3.59	S/. 1.01		
Lampara minera							
III. EQUIPO						S/. 198.93	
Bomba jack pot	HH	1	0.06	S/. 3,260.70	S/. 195.64		
repuestos	HH	1	0.06	S/. 54.75	S/. 3.29		
COSTO POR SOSTENIMIENTO						S/. 636.05	

COSTO S/.34.67/TM

Cuadro N° 25: Costo de Sostenimiento utilizando dinamita Semexsa 65%

Fuente: Elaboración propia.

En el cuadro número 25 de muestra el costo total de sostenimiento aplicando una voladura con el explosivo semexsa 65% generando un costo total de S/. 34.67 /TM las mismas que consideran la mano de obra, incidencia de los materiales, costo de cribing por vuelta para el método de explotación de tajos largos.



MALLA 2- COSTO POR SOSTENIMIENTO

PUNTAL JACK POT

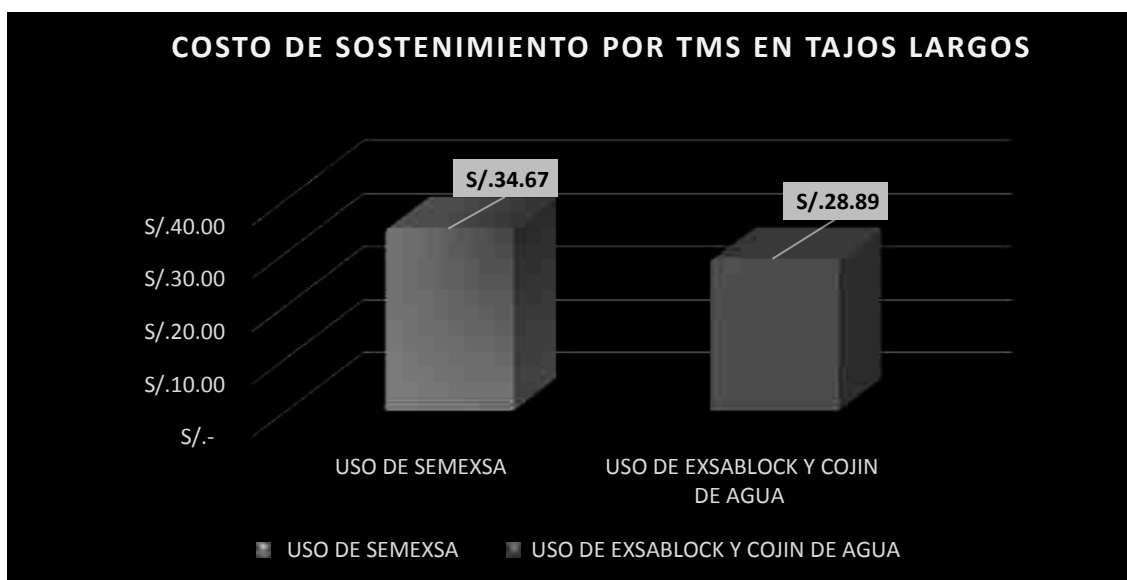
DESCRIPCION	UNI.	CANT.	INCID.	PRECIO	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL
I. MANO DE OBRA:						S/. 51.89	
Maestro perforista	HH	1	0.14	S/. 62.13	S/. 8.70		
Ayudante perforista	HH	1	0.14	S/. 54.75	S/. 7.67		
Residente	HH	1	0.018	S/. 168.34	S/. 3.03		
Supervisor	HH	1	0.026	S/. 94.75	S/. 2.46		
Leyes sociales obreros		137.4%			S/. 30.03		
II. MATERIALES						S/. 184.54	
Madera							
Redondos de 8" x 2.0m	UNI	3.00	1	S/. 35.00	S/. 105.00		
Platos jack pot	UNI	6.00	1	S/. 12.85	S/. 77.10		
Herramientas	TAR	1.00	0.14	S/. 10.22	S/. 1.43		
Implementos de seguridad	TAR	2.00	0.14	S/. 3.59	S/. 1.01		
Lampara minera							
III. EQUIPO						S/. 198.93	
Bomba jack pot	HH	1	0.06	S/. 3,260.70	S/. 195.64		
repuestos	HH	1	0.06	S/. 54.75	S/. 3.29		
COSTO POR SOSTENIMIENTO						S/. 435.35	

COSTO S/.28.89/TM

Cuadro N° 26: Costo de Sostenimiento utilizando dinamita Exsablock

Fuente: Elaboración propia.

En el cuadro número 26 se muestra el costo total de sostenimiento aplicando una voladura con el explosivo Exsablock generando un costo total de S/. **28.89 /TM** las mismas que consideran la mano de obra, incidencia de los materiales, costo de cribing por vuelta para el método de explotación tajos largos.



Cuadro N° 27: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

El cuadro número 27 representa una comparación grafica del uso del explosivo semexsa 65 % respecto al costo de sostenimiento por tonelada métrica con el uso del explosivo exsablock y cojín de agua con reducción de costo de un total de S/. **5.94** soles por tonelada métrica

4.2. Discusión de resultados



Cuadro N° 28: Resumen de costo en voladura con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

El cuadro número 28 nos indica el costo de ahorro por tonelada en el método de explotación de corte y relleno ascendente al realizar un cambio de tipo de explosivo en la voladura del tajo, la barra de color azul nos representa el costo total de voladura utilizando el explosivo Semexsa 65 %, la barra de color rojo nos muestra el costo total al realizar el cambio de voladura con explosivo Exsablock, la barra de color plomo nos indica el costo de ahorro total al realizar el cambio d explosivo que asciende a un total de S/. 17.75 TM.



Cuadro N° 29: Resumen de tonelaje roto con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

El cuadro número 29 nos muestra un resumen de la cantidad de tonelaje roto donde la barra de color azul nos indica el tonelaje roto con el uso del explosivo Semexsa 65 % y la barra de color rojo nos muestra el tonelaje roto utilizando el explosivo Exsablock, tanto en el método de corte y relleno ascendente y método de explotación de tajos largos



Cuadro N° 30: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

En el cuadro número 30 se observa las barras comparativas del uso de explosivo Semexsa 65% con respecto al explosivo Exsablock donde nos muestra que la altura de minado disminuyó notablemente en ambos métodos de explotación al realizar el cambio de explosivo en el método de explotación de corte y relleno ascendente se redujo de 1.84 m de altura de minado a 1.37 m de altura de minado, en cambio en el método de explotación de tajos largos se redujo una altura de minado de 1.87 m a 1.28 m de altura.



Cuadro N° 31: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

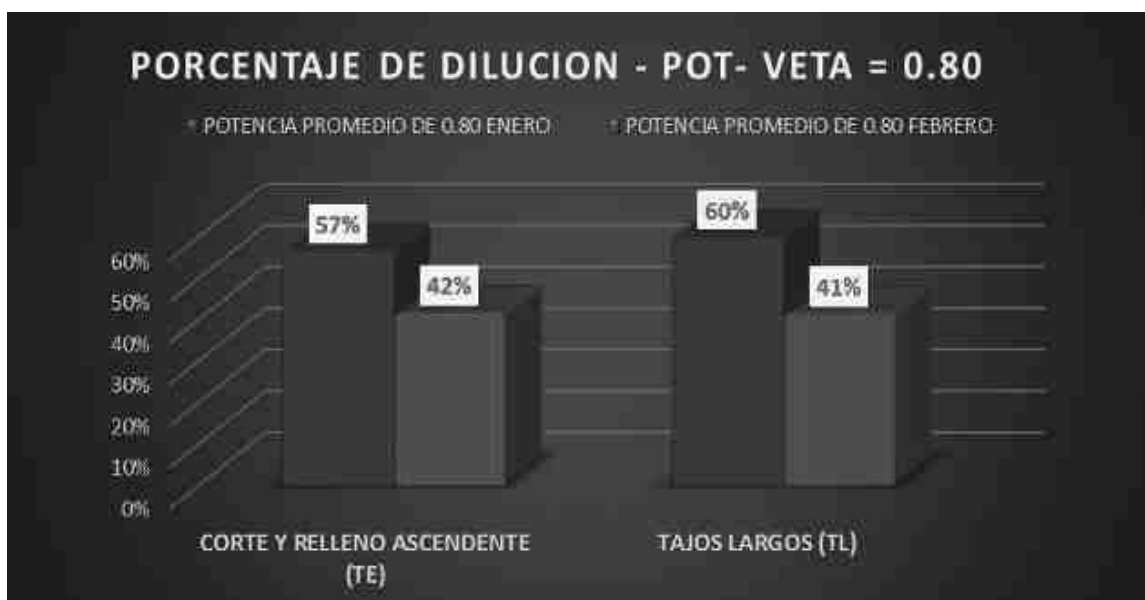
El cuadro número 31 nos indica el costo de ahorro por tonelada en el método de explotación tajos largos al realizar un cambio de tipo de explosivo en la voladura del tajo, la barra de color azul nos representa el costo total de voladura utilizando el explosivo Semexsa 65 %, la barra de color rojo nos muestra el costo total al realizar el cambio de voladura con explosivo Exsablock, la barra de color plomo nos indica el costo de ahorro total al realizar el cambio de explosivo que asciende a un total de **S/. 3.34 TM.**



Cuadro N° 32: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

El cuadro número 32 nos muestra un resumen del costo de ahorro que se logró durante el mes realizando el cambio de explosivo de Semexsa 65% a Exsablock mostrándonos un ahorro total equivalente a S/.49 006.61 mensual solo en los tajos donde se realizó las pruebas con el cambio de dicho explosivo.



Cuadro N° 33: Resumen de costo en Sostenimiento con las dinamitas Semexsa 65% y Exsablock.

Fuente: Elaboración propia.

El cuadro número 33 nos muestra un resumen de porcentaje de dilución donde la barra de color azul nos indica el porcentaje de dilución obtenida con el uso del explosivo Semexsa 65 %y la barra de color rojo nos muestra el porcentaje de dilución con el explosivo Exsablock, tanto en el método de corte y relleno ascendente y método de explotación de tajos largos

CAPÍTULO V. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Conclusiones

1. Con la aplicación de voladura controlada utilizando el explosivo Exsablock y cojín de agua y taco de detrito se logró reducir el grado de dilución en tajos de corte y relleno ascendente de 57 % a 42 % de dilución logrando reducir un total de 18 %, en el método de explotación de tajos largos se logró reducir el porcentaje de dilución de 60 % a 41% logrando reducir un total de 32%.
2. Con la aplicación de voladura controlada utilizando el explosivo Exsablock y cojín de agua y taco de detrito se logró reducir la altura de minado debido al empleo explosivo de menor potencia y espaciado con cojín de agua con lo cual la caja techo no sufre sobre rotura, la altura de tajo en método corte y relleno ascendente disminuyo de 1.84 m a 1.37 m disminuyendo así un total de 74% del altura de minado, en el método de explotación de tajos largos se logró disminuir la altura de minado de 1.87m a 1.28 m logrando reducir un total de 68.45 % respecto a la altura promedio inicial.
3. Con respecto a la seguridad, mediante la voladura controlada amortiguadora se logra tener cajas techo con mayor estabilidad las cuales disminuyen la probabilidad de ocurrencia de accidentes por desprendimiento de rocas sueltas.
4. Con la aplicación de voladura controlada utilizando el explosivo Exsablock y cojín de agua y taco de detrito se logró reducir el costo total de limpieza en el método de explotación de corte y relleno ascendente de S/. 15.17 /TM a S/. 12.31 /TM logrando disminuir el costo en un total de 12 %, en el método de explotación de tajos largos se logró reducir el costo de S/. 13.76 /TM a S/. 10.65 /TM logrando disminuir el costo en 13 %.



5. Con la aplicación de voladura controlada utilizando el explosivo Exsablock y cojín de agua y taco de detrito se puede observar que el costo en perforación y voladura se incrementa el costo total en el método de explotación de corte y relleno ascendente de S/. 28.39 /TM a S/. 34.75 /TM logrando incrementar el costo en un total de 12 %, en el método de explotación de tajos largos se incrementó el costo de S/. 28.89 /TM a S/. 34.45 /TM donde se incrementa el costo en 11 %.
6. Con la aplicación de voladura controlada utilizando el explosivo Exsablock y cojín de agua y taco de detrito se logró reducir el costo total de sostenimiento en el método de explotación de corte y relleno ascendente de S/. 55.95 /TM a S/. 34.70 /TM logrando disminuir el costo en un total de 14 %, en el método de explotación de tajos largos se logró reducir el costo de S/. 34.67 /TM a S/. 28.89 /TM logrando disminuir el costo en 12 %.



5.2. Recomendaciones

1. Se recomienda la aplicación de la voladura controlada empleado Exsablock, cojín de agua y taco de detrito, en los tajos convencionales de minera Aurífera Retamas S.A, para mejorar los resultados obtenidos en disminución del grado de dilución y control de altura de minado y reducción de costos operacionales.
2. Se recomienda hacer seguimiento al pedido de explosivos de cada labor, para evitar un empleo excesivo de carga explosiva en los tajos, y que pueda dañar el contorno de las labores.
3. Cuando se tiene terrenos muy fracturados como roca tipo IVB es recomendable el uso únicamente de Exsablock.
4. Se recomienda hacer controles de perforación y voladura en cada guardia para verificar la eficiencia de los trabajos,
5. Continuar con la capacitación y concientización insitu de los maestros y ayudantes perforistas en temas de perforación y voladura.
6. Se recomienda implementar un sistema de incentivos y bonos económicos a los trabajadores que lleven una altura de minado menor o igual a la del programa mensual, con lo cual se espera disminuir el grado de dilución.



Referencias Bibliográficas

- ASH. (1977). *Influencia de carga explosiva*. lima: S/E.
- Avila Melendez, I. A. (2004). “*Aplicación de voladura controlada en labores lineales de sección de 7x8 pies en tipo de roca IIIA y la relación con los costos de operación en la unidad minera san Andrés*”. TRUJILLO: S/E.
- Bieniawski. (1998). Índice de RMR. *Índice de RMR*, 13-16.
- Cardenas, V. (2013). “*Influencia de los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance en la optimización de costos de la empresa especializada Mincontrall S.R.L – MARSÁ*” (2013). TRUJILLO: S/E.
- Cruz, J., & Victorio, W. (2015). *Disminucion del Grado de Dilución en tajos mecanizados*. TRUJILLO: S/E.
- Cusi Huamani, E. (2016). *Estudio del factor de potencia explosiva para minimizar el daño al macizo rocoso encajonante*. LIMA: S/E.
- Deere, J. (1963 y 1967). Rock Quality Designation. *Rock Quality Designation*, 10-11.
- Enaex. (2015). Guía del explosivista manual de enaex. *guia del explosivista manual de enaex*.
- Exsa. (2000). *Manual practico de voladra*. lima: Exsa.
- Exsa. (2011). Capacitaciones Exsa. *Capacitaciones Exsa*, 12-24.
- Famesa. (2002). Explosivos y Accesorios . *Explosivos y Accesorios* , 2-14.
- konya, c. j. (2015). Manual de perforacion y voladura de rocas, manual de voladura konya. *Manual de perforacion y voladura de rocas, manual de voladura konya*, 16-18.
- Marsa, B. (2011). *Procedimientos escrito de trabajo seguro*. TRUJILLO: S/E.
- Marsa, G. (2014). *Geomecanica marsa*. TRUJILLO: S/E.
- Meza Salcedo, R. (2002). *Pruebas de voladura en zona caba - MARSÁ* . TRUJILLO: S/E.
- Mendoza M., (2016). *Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la unidad minera Paraíso-Ecuador*. ECUADOR: S/E.
- Mestas rene, w. O. (2008). *Diseño de malla en perforacion y voladura subterranea aplicando modelo matematico de areas de infulencia*. TRUJILLO: S/E.
- Mokate, K. (1999). *Eficacia, Eficiencia, Equidad y Sostenibilidad*:. CHILE: S/E.
- Perez, C. F. (2015). *Dilución operacional en mina el soldado*. CHILE: S/E.
- Salazar, V. (2015). *reducción de costos de perforación y voladura aplicando voladura controlada y optimizando estándares de perforación y voladura en mina Papagayo – Poderosa*. TRUJILLO: S/E.
- Sotelo, C. C. (2015). *control de dilución optimizando los procesos*. LIMA: S/E.
- Torres honorio, E. (2015). *Factores de dilución en sus tajos son la variación de la potencia de sus vetas*. TRUJILLO: S/E.

ANEXOS





Foto N° 11: Semexsa, Exsablock, taco de detrito, cojín de agua

Fuente: Elaboración propia.



Foto N° 12: accesorios de voladura

Fuente: Elaboración propia.

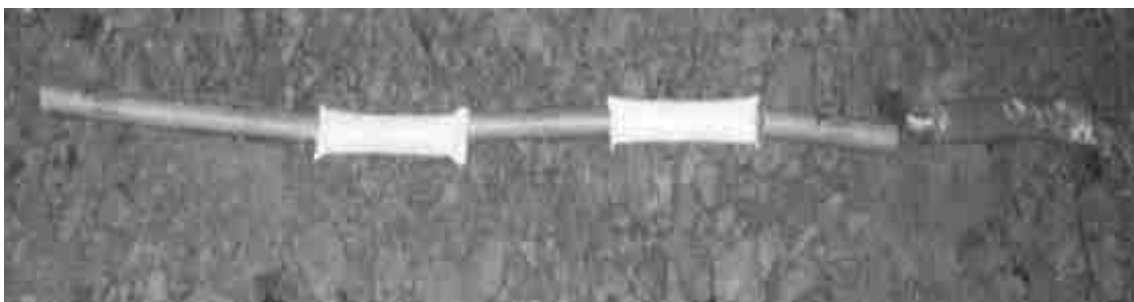


Foto N° 13: Forma de carguío

Fuente: Elaboración propia.



Foto N° 14: carguío en el tajo

Fuente: Elaboración propia.



Foto N° 15: carguío en el tajo

Fuente: Elaboración propia.



Foto N° 16: Amarre en el tajo

Fuente: Elaboración propia.



Foto N° 17: Chispeo en el tajo

Fuente: Elaboración propia.



Foto N° 18: Altura del tajo

Fuente: Elaboración propia.



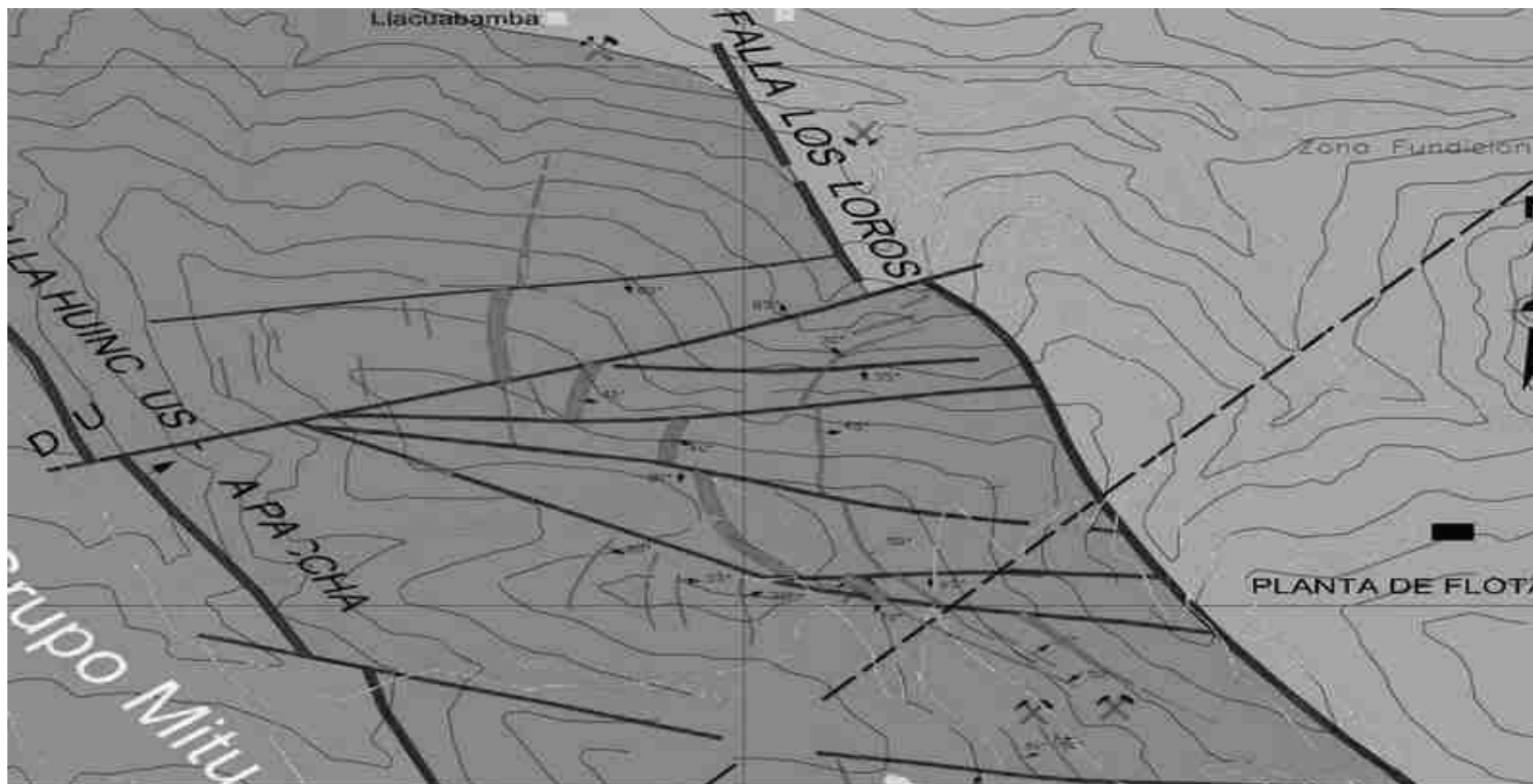
Foto N° 19: granulometría del carguío S+E

Fuente: Elaboración propia.



Foto N° 20: granulometría del carguío Exsablock

Fuente: Elaboración propia

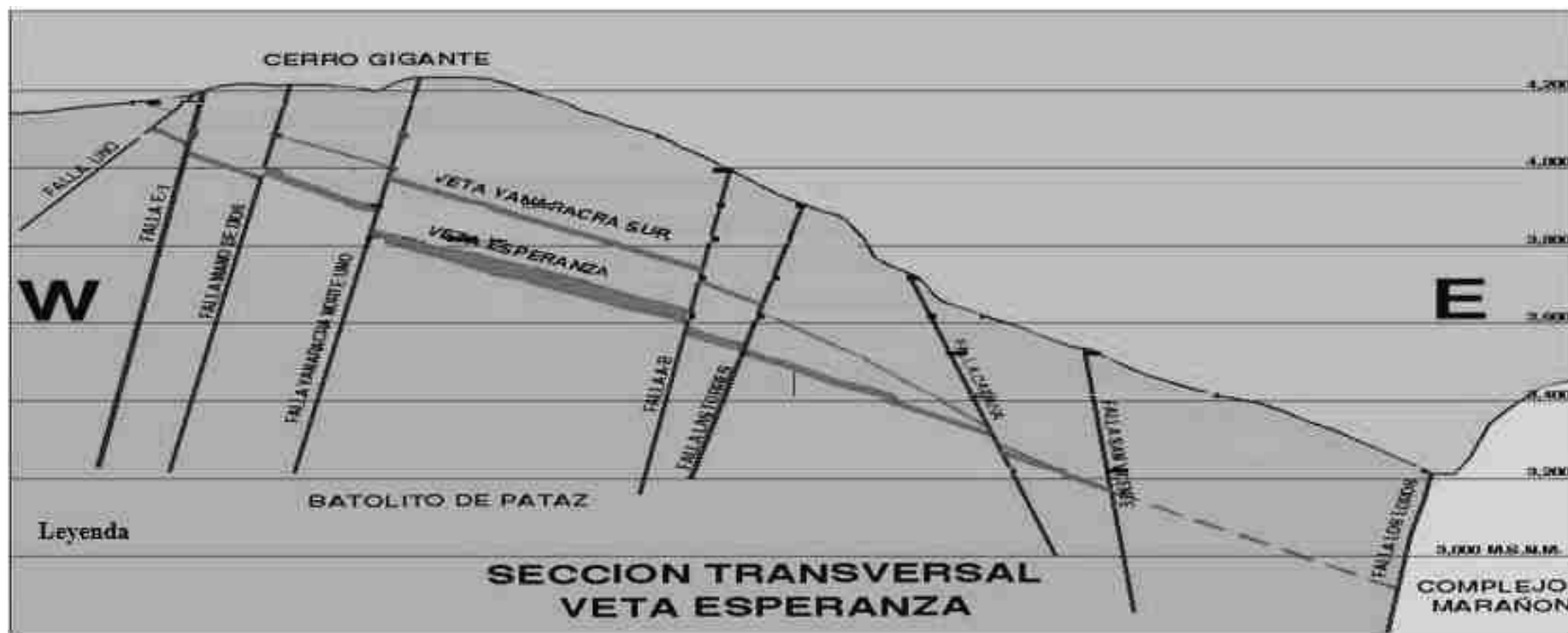


Leyenda

	DEPOSITOS ALUVIALES COLUVIALES Y FLUVIOGLACIALES		PLUTONES		GRUPO MITU		COMPLEJO MARAÑÓN
	VOLCANICOS LAVAS		GRUPO PUCARA		INTRUSIVO PATAZ		

Figura N° 34: Plano Geológico de la zona de estudio.

Fuente: (Marsa, 2011)



Leyenda:

	Sistema de Vetas		Batolito de Patáz
	Sistema de Fallas		Complejo Maraón

Figura N° 35: Sistema de fallas en las zonas de trabajo.

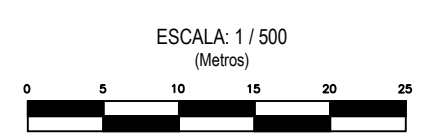
Fuente: (Marsa, 2011)



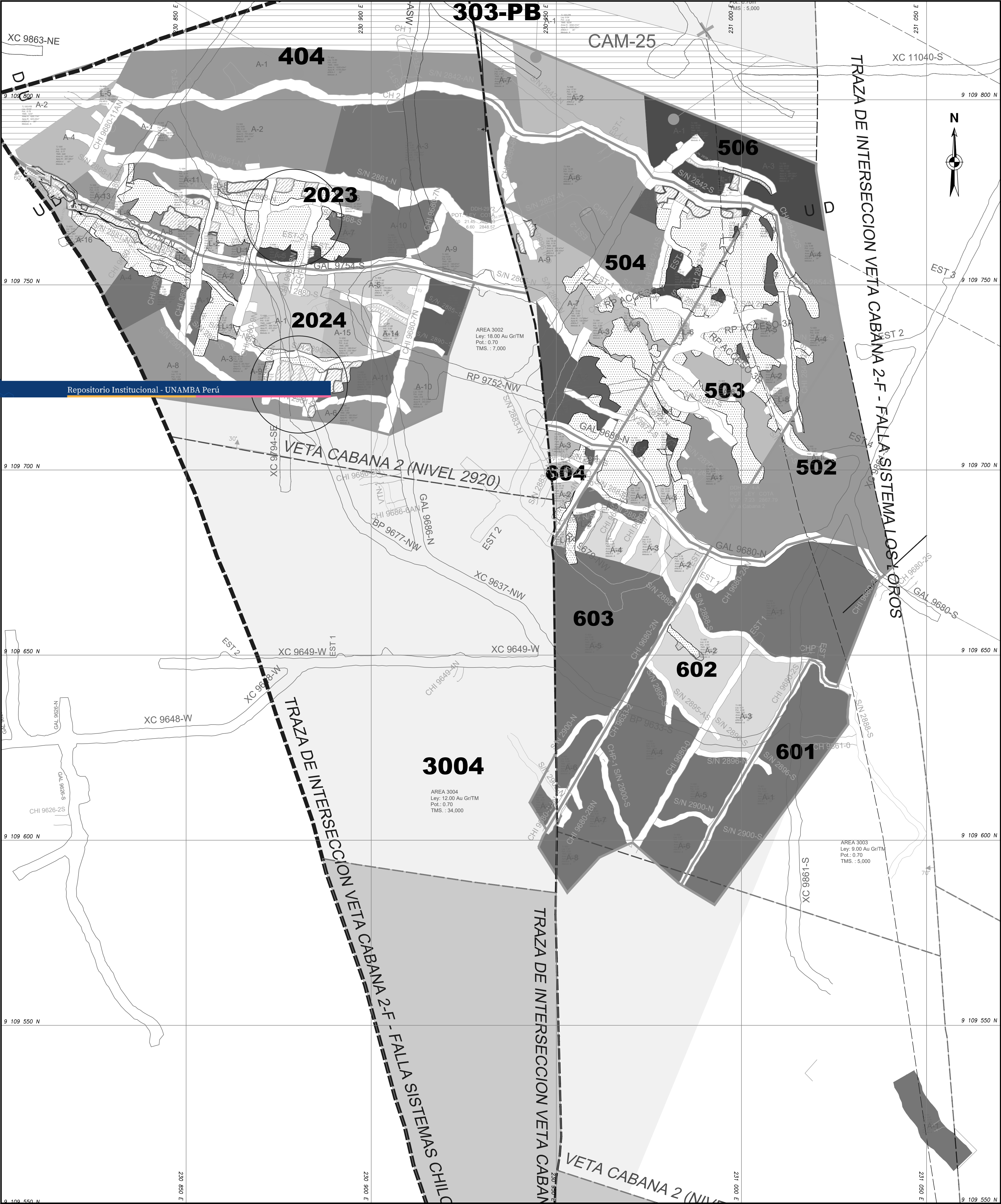
Repositorio Institucional - UNAMBA Perú



Repositorio Institucional - UNAMBA - PERÚ



TOP.: Dpto. Ingeniería	MARSA MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.	ESCALA: 1/500
GEOL.: Dpto. Geología		FECHA: 27/09/2018
REV.: R.Q.C.-M.C.R.	LAMINA GEOLÓGICA - NIVEL 3075	LAMINA N°: 01
DIB.: G.H.I.-N.P.B.	VETAS: CABANA 2, ESPERANZA	CHILCAS BAJO



TOP.: Dpto. Ingeniería	LAMINA DE LA VETA CABANA 2 NIVELES: 2570,2620,2670,2720,2770,2820,2870,2920,2950 - CORREDOR "F-H"	ESCALA: 1/500
GEOL.: HADEM.-D.E.Q. - J.R.N.		FECHA: 27/09/2018
REV.: R.Q.C. - M.C.R.		LAMINA N°
DIB.: Sistemas Geología		02



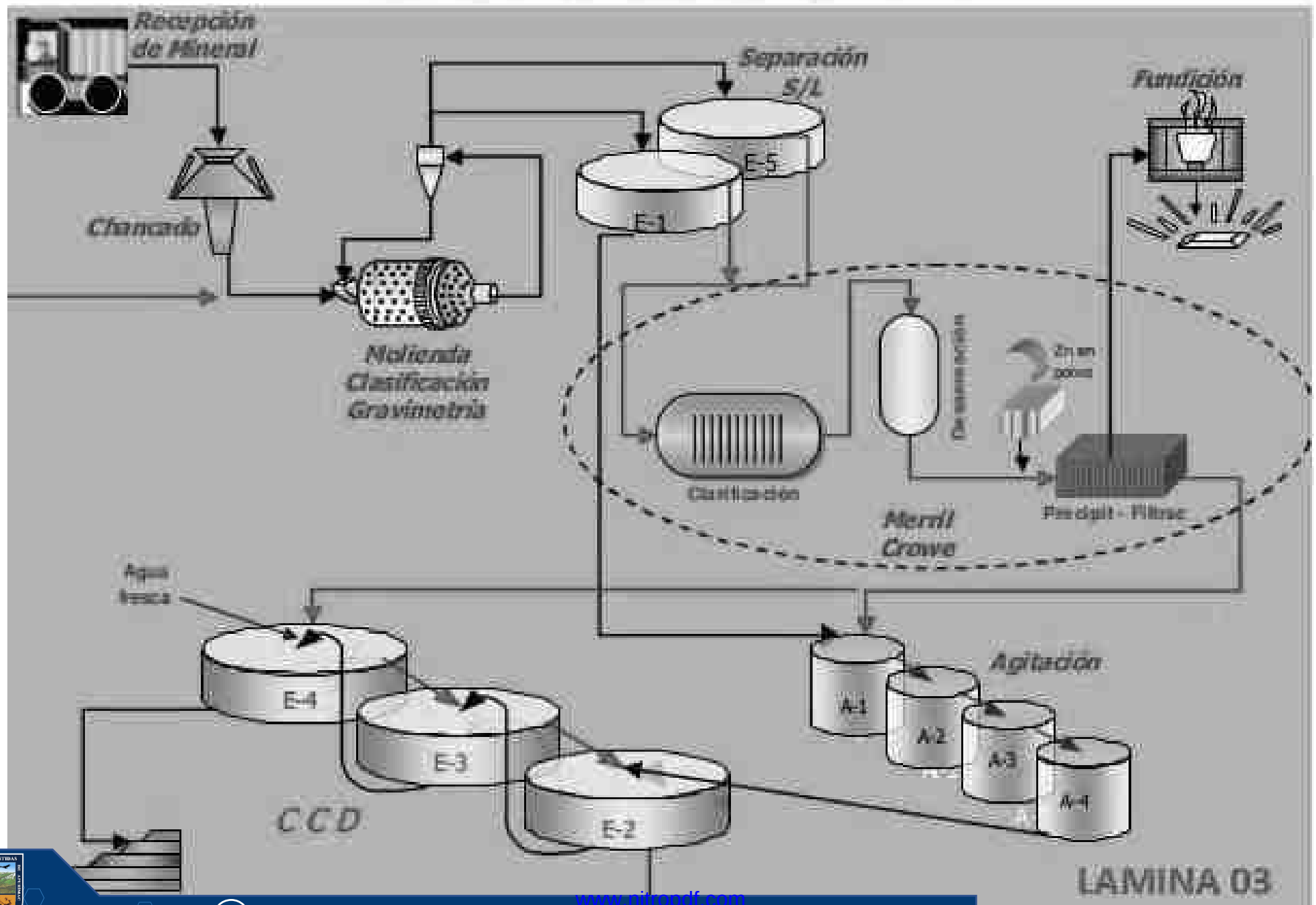
Repositorio Institucional - UNAMBA Perú



Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

PLANTA MARSA : PROCESO MERRILL CROWE Y FUNDICION DE PRECIPITADOS

PLANTA CIANURACION – MERRILL CROWE



LAMINA 03

RESUMEN DEL DERECHO MINERO

Datos Generales

Código	010000307L	Nombre	ACUMULACION RETAMAS
Fecha de Formulación	20/03/2007	Situación	VIGENTE
Procedimiento	TITULADO(CONCESION)	Tipo	ACUMULACION
Has. Formuladas	3,417.79	Sustancia	METALICA
Has. Rectificadas		Has. Formadas	
Has. Reducidas		Has. Disponibles	2,791.85
Ubicación	ARCHIVO CENTRAL desde el 11/04/2018		

Titular Referencial

<u>Tipo</u>	<u>Nombre de Razón Social</u>	<u>Dirección</u>	<u>% Participación</u>
JURIDICO	MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.	AV. GENERAL TRINIDAD MORAN N°	100
		LIMA/LINCE/LIMA	

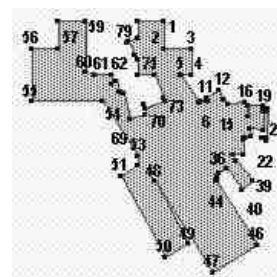
Demarcaciones

<u>Departamento</u>	<u>Provincia</u>	<u>Distrito</u>
LA LIBERTAD	PATAZ	BULDIBUYO
LA LIBERTAD	PATAZ	PARCOY

Cartas

<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Zona UTM</u>
17-H	PALLASCA	18

Coordenadas UTM PSAD56			Coordenadas WGS84	
<u>Vertice</u>	<u>Norte</u>	<u>Este</u>	<u>Norte</u>	<u>Este</u>
1	9,114,000.00	229,000.00	9,113,635.61	228,774.52
2	9,113,000.00	229,000.00	9,112,635.60	228,774.52
3	9,113,000.00	230,000.00	9,112,635.61	229,774.51
4	9,112,000.00	230,000.00	9,111,635.60	229,774.51
5	9,112,000.00	229,583.47	9,111,635.60	229,357.98
6	9,110,930.95	230,277.02	9,110,566.54	230,051.52
7	9,110,967.54	230,386.19	9,110,603.13	230,160.69
8	9,110,982.39	230,385.96	9,110,617.98	230,160.46
9	9,110,985.56	230,591.12	9,110,621.16	230,365.62
10	9,111,014.80	230,636.66	9,110,650.40	230,411.16
11	9,111,126.19	230,562.86	9,110,761.79	230,337.36
12	9,111,430.27	231,034.92	9,111,065.88	230,809.42
13	9,111,094.07	231,251.49	9,110,729.67	231,025.99
14	9,111,085.69	231,238.84	9,110,721.29	231,013.34
15	9,110,865.67	231,380.09	9,110,501.27	231,154.59
16	9,110,966.14	232,056.44	9,110,601.75	231,830.94
17	9,110,441.39	232,134.39	9,110,077.00	231,908.88
18	9,110,845.80	232,152.76	9,110,481.41	231,927.26
19	9,110,818.58	232,752.14	9,110,454.20	232,526.63
20	9,110,635.65	232,743.83	9,110,271.27	232,518.32
21	9,110,710.93	232,905.40	9,110,346.55	232,679.89
22	9,109,497.29	232,839.67	9,109,132.89	232,614.16
23	9,109,632.07	232,654.84	9,109,267.67	232,429.33
24	9,109,633.04	232,817.55	9,109,268.64	232,592.04



Fecha de emisión: viernes 12 de octubre del 2018

Coordenadas UTM PSAD56			Coordenadas WGS84	
<u>Vertice</u>	<u>Norte</u>	<u>Este</u>	<u>Norte</u>	<u>Este</u>
25	9,110,632.88	232,811.60	9,110,268.50	232,586.09
26	9,110,632.48	232,743.69	9,110,268.10	232,518.18
27	9,109,919.50	232,711.31	9,109,555.11	232,485.80
28	9,109,942.33	232,208.53	9,109,577.93	231,983.02
29	9,109,680.37	232,247.45	9,109,315.97	232,021.94
30	9,109,643.61	232,000.00	9,109,279.20	231,774.49
31	9,109,628.17	232,000.00	9,109,263.76	231,774.49
32	9,109,628.33	232,026.42	9,109,263.92	231,800.91
33	9,109,591.44	232,000.00	9,109,227.03	231,774.49
34	9,109,000.00	232,000.00	9,108,635.59	231,774.49
35	9,109,000.00	231,576.43	9,108,635.58	231,350.92
36	9,108,965.79	231,551.92	9,108,601.37	231,326.41
37	9,108,763.39	231,683.23	9,108,398.97	231,457.72
38	9,108,769.90	231,691.43	9,108,405.48	231,465.92
39	9,107,986.84	232,313.19	9,107,622.42	232,087.68
40	9,107,675.96	231,921.66	9,107,311.53	231,696.15
41	9,108,440.84	231,314.32	9,108,076.41	231,088.81
42	9,108,273.21	231,055.93	9,107,908.78	230,830.42
43	9,108,195.12	231,000.00	9,107,830.68	230,774.49
44	9,108,000.00	231,000.00	9,107,635.56	230,774.49
45	9,108,000.00	230,950.73	9,107,635.56	230,725.22
46	9,105,611.80	232,470.96	9,105,247.35	232,245.44
47	9,104,554.99	230,837.15	9,104,190.51	230,611.63
48	9,107,988.63	228,612.22	9,107,624.17	228,386.72
49	9,105,618.01	229,911.78	9,105,253.53	229,686.27
50	9,105,137.38	229,035.03	9,104,772.88	228,809.52
51	9,108,206.01	227,352.83	9,107,841.53	227,127.34
52	9,108,560.78	228,000.00	9,108,196.32	227,774.51
53	9,108,933.44	228,000.00	9,108,568.98	227,774.51
54	9,111,000.00	226,660.91	9,110,635.55	226,435.43
55	9,111,000.00	224,000.00	9,110,635.52	223,774.53
56	9,113,000.00	224,000.00	9,112,635.54	223,774.54
57	9,113,000.00	225,000.00	9,112,635.56	224,774.53
58	9,114,000.00	225,000.00	9,113,635.57	224,774.54
59	9,114,000.00	226,000.00	9,113,635.58	225,774.53
60	9,112,100.29	226,000.00	9,111,735.85	225,774.53
61	9,112,000.00	226,362.20	9,111,635.56	226,136.72
62	9,112,000.00	227,000.00	9,111,635.57	226,774.52
63	9,111,622.48	227,000.00	9,111,258.04	226,774.52
64	9,111,747.97	227,160.72	9,111,383.54	226,935.24
65	9,111,351.77	227,289.30	9,110,987.33	227,063.82
66	9,111,382.64	227,384.42	9,111,018.20	227,158.94
67	9,111,287.52	227,415.29	9,110,923.08	227,189.81
68	9,111,310.24	227,485.29	9,110,945.80	227,259.81
69	9,110,340.15	227,717.30	9,109,975.70	227,491.81
70	9,110,479.71	228,300.84	9,110,115.27	228,075.35
71	9,110,875.15	228,206.27	9,110,510.72	227,980.78
72	9,110,724.88	228,262.30	9,110,360.45	228,036.81
73	9,111,004.38	229,011.83	9,110,639.96	228,786.34



Coordenadas UTM PSAD56			Coordenadas WGS84	
<u>Vertice</u>	<u>Norte</u>	<u>Este</u>	<u>Norte</u>	<u>Este</u>
74	9,111,104.60	228,974.46	9,110,740.18	228,748.97
75	9,112,000.00	228,640.57	9,111,635.59	228,415.08
76	9,112,000.00	228,000.00	9,111,635.58	227,774.52
77	9,112,557.19	228,000.00	9,112,192.77	227,774.52
78	9,112,753.77	227,876.76	9,112,389.36	227,651.28
79	9,113,232.71	227,669.01	9,112,868.30	227,443.53
80	9,113,201.17	227,596.30	9,112,836.76	227,370.82
81	9,113,216.72	227,586.55	9,112,852.31	227,361.07
82	9,113,396.07	228,000.00	9,113,031.67	227,774.52
83	9,114,000.00	228,000.00	9,113,635.60	227,774.52

Pagos

<u>Nro. Recibo</u>	<u>Monto</u>	<u>Fecha Pago</u>	<u>Nro. Cuenta</u>	<u>Banco</u>	<u>Concepto</u>
0102867	S/ 690.00	19/03/2007	CAJA	CAJA	Tramite

Resoluciones

<u>Nro. Resolución</u>	<u>Fec. Resolución</u>	<u>Decisión</u>	<u>Plazo</u>
002481-2007-	05/12/2007	DE ACUMULACION	15 dias
DGCM	02/10/2007	OFICIESE- DIRECCION GENERAL DE MINERIA	
DGCM	02/10/2007	REQUERIMIENTO SUBSANAR REQUISITOS - SOLICITUD DE ACUMULACION	10 dias
DGCM	30/05/2007	ACUMULACION - CARTEL	30 dias

COPIA INFORMATIVA
Emitida a través de consultas por Internet. No tiene validez para trámites administrativos, judiciales u otros.



Escritos

<u>Escrito</u>	<u>Sede</u>	<u>Trámite</u>	<u>F. Presentación</u>	<u>Contenido</u>	<u>Razon Social</u>
0100110318D	LIMA	DOCUMENTO	17/04/2018	OFICIO REMITE ESCRITO	MINISTERIO DE
0100147218T	LIMA	TRAMITE P.O.M.	27/03/2018	ADJUNTA COPIA DE CONTRATO	MINERA AURIFERA
0300003718T	TRUJILLO	TRAMITE P.O.M.	07/03/2018	ACTUALIZAR BASE DE DATOS	COMUNIDAD
0100028918D	LIMA	DOCUMENTO	02/02/2018	ACREDITA PAGO DE DERECHO DE VIGENCIA	MINERA AURIFERA
0100046717D	LIMA	DOCUMENTO	27/01/2017	ACREDITA PAGO DE DERECHO DE VIGENCIA	MINERA AURIFERA
0100042916D	LIMA	DOCUMENTO	29/01/2016	ACREDITA PAGO DE DERECHO DE VIGENCIA	MINERA AURIFERA
0100059515D	LIMA	DOCUMENTO	23/01/2015	ACREDITA PAGO DE DERECHO DE VIGENCIA	MINERA AURIFERA
0100106014D	LIMA	DOCUMENTO	25/02/2014	OFICIO REMITE ESCRITO	GOBIERNO REGIONAL
0100115014T	LIMA	TRAMITE P.O.M.	12/02/2014	SE RESPETE AREA DE PETITORIO PRIORITARIO	MINERA AURIFERA
0100028614D	LIMA	DOCUMENTO	24/01/2014	ACREDITA PAGO DE DERECHO DE VIGENCIA	MINERA AURIFERA
0100073113D	LIMA	DOCUMENTO	28/01/2013	ACREDITA PAGO DE DERECHO DE VIGENCIA	MINERA AURIFERA
0100087712D	LIMA	DOCUMENTO	02/02/2012	ACREDITA PAGO DE DERECHO DE VIGENCIA	MINERA AURIFERA
0100048011D	LIMA	DOCUMENTO	27/01/2011	ACREDITA PAGO DE DERECHO DE VIGENCIA	MINERA AURIFERA
0100047610D	LIMA	DOCUMENTO	28/01/2010	ACREDITA PAGO DE DERECHO DE VIGENCIA	MINERA AURIFERA
0100191309D	LIMA	DOCUMENTO	15/04/2009	ACREDITA PAGO DE DERECHO DE VIGENCIA	MINERA AURIFERA
0100145709D	LIMA	DOCUMENTO	20/03/2009	INFORMES OTROS	DGM - MEM
0100044909D	LIMA	DOCUMENTO	23/01/2009	TENER PRESENTE ESCRITO	MINERA AURIFERA
0100044809D	LIMA	DOCUMENTO	23/01/2009	SOLICITA EXCLUSION DE CONCESION	MINERA AURIFERA
0100151808D	LIMA	DOCUMENTO	05/03/2008	NOTIFICACION	SERPOST
0100151908D	LIMA	DOCUMENTO	05/03/2008	NOTIFICACION	SERPOST
0100121608D	LIMA	DOCUMENTO	18/02/2008	ACREDITA PAGO DE DERECHO DE VIGENCIA	MINERA AURIFERA
0100772907D	LIMA	DOCUMENTO	13/12/2007	NOTIFICACION	SERPOST
0101216807T	LIMA	TRAMITE P.O.M.	06/12/2007	PODER	MINERA AURIFERA
0100992807T	LIMA	TRAMITE P.O.M.	11/10/2007	SUBSANACION DE REQUERIMIENTOS	MINERA AURIFERA
0100986907T	LIMA	TRAMITE P.O.M.	10/10/2007	PODER	MINERA AURIFERA
0100728807T	LIMA	TRAMITE P.O.M.	26/07/2007	TENER PRESENTE ESCRITO	MINERA AURIFERA
0100429907D	LIMA	DOCUMENTO	26/06/2007	NOTIFICACION	SERPOST
0100397507D	LIMA	DOCUMENTO	21/06/2007	NOTIFICACION	SERPOST
0100578007T	LIMA	TRAMITE P.O.M.	13/06/2007	ADJ. PUBLICACION : DIARIO LOCAL	MINERA AURIFERA
0100574707T	LIMA	TRAMITE P.O.M.	12/06/2007	ADJ. PUBLICACION: EL PERUANO	MINERA AURIFERA
0100538107T	LIMA	TRAMITE P.O.M.	31/05/2007	PODER	MINERA AURIFERA
0100314307T	LIMA	TRAMITE P.O.M.	22/03/2007	TENER PRESENTE ESCRITO	MINERA AURIFERA



