

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Optimización del diseño de malla de perforación para  
la estimación de costos operacionales en la zona  
de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas  
de Pachancoto S. A. 2019**

Wilson Jhon Guillen Soller

Para optar el Título Profesional de  
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

Repositorio Institucional Continental  
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Oscar Jesús Canchucaja Gutarra

## **AGRADECIMIENTOS**

Quiero agradecer al Divino, por bendecirme con muchos logros y éxitos, a mi familia por educarme e inculcarme con buenos valores y el deseo de superación constante, quienes me acompañan en alcanzar mis objetivos, deseo expresar mi eterno agradecimiento a todos los catedráticos de la Universidad Continental; en especial a los ingenieros de la EAP de Ingeniería de Minas, quienes han sabido orientarme con sus enseñanzas dentro y fuera de las aulas.

Mi agradecimiento en especial al Ing. Oscar Jesús Canchucaja Gutarra, quien en forma desinteresada me brindó su conocimiento y apoyo en todo momento para realizar y ejecutar la presente tesis.

Finalmente, también quiero reconocer a toda la plana de la Unidad Minera Pachancoto, quienes confiaron en mi persona brindándome la oportunidad de poder aprender y formarme profesionalmente, también por haberme permitido realizar la presente tesis de investigación dándome el soporte necesario y poder concluir el trabajo presente.

## **DEDICATORIA**

A Mis padres; Hipólito Guillen, y Eugenia Soller quienes me orientaron por el camino de la lucha constante para alcanzar mis objetivos.

A mi hijo GAEL MATEO a quien considero el motor y la fuerza para superarme constantemente y alcanzar mis metas trazadas.

## ÍNDICE

ASESOR.....	ii
AGRADECIMIENTOS.....	iii
DEDICATORIA.....	iv
ÍNDICE.....	v
LISTA DE TABLAS.....	viii
LISTA DE FIGURAS.....	ix
RESUMEN.....	x
ABSTRACT.....	xi
INTRODUCCIÓN.....	xii
1          CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	1
1.1. Planteamiento y Formulación del Problema.....	1
1.1.1. Planteamiento del problema.....	1
1.1.2. Formulación del problema.....	2
1.1.2.1. Problema general.....	2
1.1.2.2. Problemas específicos.....	2
1.2. Objetivos.....	3
1.2.1. Objetivo general.....	3
1.2.2. Objetivos específicos.....	3
1.3. Justificación e Importancia.....	3
1.3.1. Justificación metodológica.....	3
1.3.2. Justificación práctica.....	3
1.2. Hipótesis y Descripción de las Variables.....	4
1.3.3. Hipótesis general.....	4
1.3.4. Hipótesis específicas.....	4
1.3. Variables de la Investigación.....	4
1.3.5. Variable independiente.....	4
1.3.6. Variable dependiente.....	4
1.4. Operacionalización de Variables.....	5
2          CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	6
2.1. Antecedentes del Problema.....	6
2.2. Bases Teóricas.....	10
2.2.1. Diseño y cálculo de rotura de rocas en galerías y túneles.....	10

2.2.2.	Diseño de malla de perforación y cálculo de voladura mediante el modelo matemático de Holmberg .....	15
2.2.2.1.	Diseño de la malla de perforación .....	15
2.2.2.2.	Modelo matemático de Roger Holmberg .....	16
2.3.	Definición de Términos .....	24
2.4.	Generalidades Unidad Minera Pachancoto.....	35
2.4.1.	Ubicación .....	35
2.4.2.	Accesibilidad .....	38
2.4.3.	Clima y vegetación.....	38
2.4.4.	Topografía .....	39
2.4.5.	Reseña histórica de la Unidad Minera Pachancoto .....	41
2.4.6.	Fuerza laboral .....	42
2.5.	Geología.....	44
2.5.1.	Geología Regional .....	44
2.5.2.	Geología local.....	47
2.5.3.	Estratigrafía.....	49
2.5.4.	Estructuras mineralizadas .....	49
3	<b>CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>55</b>
3.1.	Método y Alcance de la Investigación .....	55
3.1.1.	Método de la investigación.....	55
3.1.2.	Tipo de la investigación.....	55
3.1.3.	Nivel de la investigación.....	55
3.2.	Diseño de la Investigación .....	55
3.3.	Población y Muestra .....	55
3.3.1.	Población .....	55
3.3.2.	Muestra.....	56
3.4.	Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos.....	56
3.4.1.	Técnicas utilizadas en la recolección de datos.....	56
4	<b>CAPÍTULO IV.....</b>	<b>57</b>
4.1.	Malla de Perforación Anterior.....	57
4.1.1.	Malla de perforación anterior.....	58
4.1.2.	Costo de perforación y voladura con el diseño de malla anterior.....	59
4.1.3.	Análisis de causa efecto en el proceso de perforación de frente de 2.4m x 2.4m.....	60
4.1.4.	Principales problemas detectados en la perforación y voladura .....	61
4.2.	Presentación de Datos.....	61
4.2.1.	Descripción de la labor.....	61
4.2.2.	Datos de campo.....	61

4.3. Procesamiento de Datos.....	62
4.3.1. Diseño de arranque o cuele .....	62
4.3.2. Cálculo y diseño de las cuatro secciones del arranque .....	69
4.3.3. Parámetros de perforación y voladura en el crucero 961 .....	79
4.3.4. Resumen del número de taladros en el diseño de malla perforación .....	80
4.3.5. Nueva malla de perforación para sección 2.40 m x 2.40 m, 6' de longitud de perforación.....	81
4.4. Evaluación de los costos operacionales unitarios .....	82
4.5. Discusión de los resultados del método aplicado.....	84
4.5.1. Resultados obtenidos de la voladura utilizando la nueva distribución de la malla de perforación.....	84
4.5.2. Resultados obtenidos de la voladura utilizando la nueva distribución de la malla de perforación.....	84
4.5.3. Indicadores de resultados de voladura. Sección 2.4m x 2.4m.....	85
4.5.4. Resultado de la optimización de costo .....	89
4.6 Validación de Hipótesis.....	89
4.6.1 Validación de la hipótesis general.....	89
4.6.2 Validación de la hipótesis específica N.º 1 .....	89
4.6.3 Validación de la hipótesis específica N.º 2.....	89
CONCLUSIONES .....	90
RECOMENDACIONES.....	91
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	92
ANEXOS.....	95
Anexo 1. Matriz de Consistencia.....	96
Anexo 2. Proceso de Operacionalización de las variables .....	97
Anexo 3. Nuevo diseño de Malla de perforación y voladura.....	98
Anexo 4. Nuevo diseño de malla de perforación y voladura.....	99
Anexo 4. Plano del prospecto Pachancoto que muestra las principales anomalías geoquímicas .....	100

## LISTA DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de variables.....	5
Tabla 2. Registrado con el Datum Geodésico PSAD-56 .....	35
Tabla 3. Registrado con el Datum Geodésico WGS84.....	36
Tabla 4. Coordenadas geográficas .....	36
Tabla 5. Coordenadas geográficas .....	38
Tabla 6. Estimación de costos operacionales. Malla anterior .....	59
Tabla 7. Especificaciones técnicas de los explosivos Semexa 65%.....	62
Tabla 8. Especificaciones técnicas de los explosivos Semexa 65%.....	76
Tabla 9. Resumen de los resultados del cálculo del diseño de malla .....	79
Tabla 10. Distribución de taladros.....	80
Tabla 11. Estimación de costos operacionales. Malla nueva .....	83
Tabla 12. Seguimiento en campo de los resultados de la voladura.....	84
Tabla 13. Seguimiento en campo de los resultados de la voladura. Sobre excavación....	84
Tabla 14. Resumen de optimización de costos operacionales .....	89

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Esquema de voladura.....	12
Figura 2. Arranque cilíndrico.....	14
Figura 3. Ejemplos de corte quemado.....	15
Figura 4. Distribución de Taladros.....	16
Figura 5. Clases de yacimiento.....	27
Figura 6. Minería superficial.....	28
Figura 7. Minería subterránea.....	29
Figura 8. Corte y relleno ascendente Convencional.....	32
Figura 9 .Corte y relleno ascendente.....	32
Figura 10. Fotografía de perforación en tajo, método (Over Cut and Fill). ....	33
Figura 11. Plano de ubicación.....	37
Figura 12. Vista panorámica del clima del Proyecto de la Unidad Minera Pachancoto.....	39
Figura 13. Vista de la vegetación en el Proyecto de la Unidad Minera Pachancoto. ....	39
Figura 14. Plano topografía.....	40
Figura 15. Estructura organizacional de la Unidad Minera Pachancoto.....	43
Figura 16. Plano N.° 03, Geología regional.....	46
Figura 17. Plano. N.° 04, Geología local.....	48
Figura 18: Estructura mineralizada, zona Abriles.....	52
Figura 19. Estructura mineralizada, zona de Yanapacos.....	53
Figura 20: Panorama geológico de la Unidad Minera Pachancoto.....	54
Figura 21: Malla de perforación y voladura anterior sección 2.4m x 2.4m.....	58
Figura 22. Diagrama causa-efecto de una perforación ineficiente.....	60
Figura 23. Taladros de cuele.....	65
Figura 24. Taladros del segundo cuadrante.....	70
Figura 25. Taladros del tercer cuadrante.....	72
Figura 26. Taladros del cuarto cuadrante.....	74
Figura 27. Plano malla de perforación y voladura Sección 2.4 m x 2.4 m actual.....	81
Figura 28. Resultados de avance por disparo.....	85
Figura 29. Resultados de eficiencia de voladura.....	85
Figura 30. Resultados de factor de potencia.....	86
Figura 31. Resultados de factor de carga.....	86
Figura 32. Tn Calculada vs. Tn obtenida.....	87
Figura 33. Resultados de la sobrerotura obtenida en la voladura.....	88

## RESUMEN

En la tesis “Optimización del diseño de malla de perforación para la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019” se formula como problema general el siguiente: ¿en qué medida influye la optimización del diseño de malla de perforación en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019. El objetivo fue determinar en qué medida influye la optimización del diseño de malla de perforación en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019. Y la hipótesis a contrastar es la siguiente: la optimización del diseño de malla de perforación influye en gran medida en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019.

La metodología de investigación se empleó el método científico, tipo aplicado, el nivel descriptivo es el correlacional y de diseño experimental; la población está conformada por las labores de desarrollo de la Unidad Minera Pachancoto y la muestra está representada en el crucero XC 961 Nv. 4950.

Las conclusiones son las siguientes: con la optimización del diseño de malla de perforación y voladura se logró reducir el costo unitario por metro lineal de avance en el crucero de 2.4m x 2.4 m en la Unidad Minera Pachancoto, que se reduce de \$280.72 a \$245.65 por metro lineal, lo cual representa un 12.49% menos frente al costo unitario que se tenía anteriormente.

**Palabras claves:** optimización del diseño de malla de perforación y voladura, costos operacionales.

## ABSTRACT

The thesis "Optimization of the drilling mesh design for the estimation of operational costs in the Pucaurco area - Pachancoto Mining Unit - Minas de Pachancoto S.A. - 2019 ", which formulates the following as a general problem: To what extent does the optimization of the drilling mesh design influence the estimation of operational costs in the area of Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. - 2019 ?, Where the objective was: To determine to what extent the optimization of the drilling mesh design influences the estimation of operational costs in the area of Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. - 2019. And the hypothesis to be tested is: The optimization of the drilling mesh design greatly influences the estimation of operational costs in the area of Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. - 2019.

The research methodology is the scientific method, applied type, correlated descriptive level and experimental design; the population formed by the development work of the Pachancoto Mining Unit and the sample is represented in the XC 961 Nv cruise ship. 4950.

Reaching the following conclusions: With the optimization of the drill and blast mesh design, it was possible to reduce the unit cost per linear meter of advance in the 2.4mx 2.4 m crossing at the Pachancoto Mining Unit, where it is reduced from \$ 280.72 to \$ 245.65 per meter linear which represents 12.49% less relative to the unit cost that was previously had.

**Keywords:** Optimization of drill and blast mesh design, operational

## INTRODUCCIÓN

La actual tesis de investigación posee como objetivo minimizar los costos unitarios optimizando el diseño de la malla de perforación y una adecuada distribución de carga explosiva para la voladura en el cruce de la zona de Pucaurco en el Nv. 4950 de la Unidad Minera Pachancoto, donde el proyecto es de preparación para la explotación de minerales (Pb, Zn, Ag y Au) mediante el método de explotación de corte y relleno ascendente, para ello se consideró importante calcular, evaluar y obtener los costos de avance por metro lineal y estandarizar un adecuado esquema de malla de perforación de taladros y una adecuada distribución de carga explosiva en los taladros.

Para obtener los resultados correctos, se realizó el seguimiento en campo para detectar errores en la perforación, que básicamente son el no llevar un adecuado paralelismo entre los taladros, mala distribución de estos, deficiencias en los taladros arranque, espaciamiento variado, ineficiente distribución de la carga explosiva, deficiencia de la supervisión además de otros factores que afectan a obtener un resultado óptimo en la voladura. Los errores identificados afectan en el alcance del avance óptimo, además de generar sobre excavación que daña el contorno de la labor, también generan tiros cortados o disparos sopladados. Todo lo identificado influye en los resultados sobre el costo unitario de perforación y voladura.

El presente trabajo comprende a cuatro capítulos:

Capítulo I. Se hace referencia al planteamiento y formulación del problema, objetivos, justificación e importancia, hipótesis y descripción de variables, así como la operacionalización de variables.

Capítulo II. Se presentan los antecedentes del problema, aspectos generales de la unidad Pachancoto S.A. Seguido del marco teórico, bases teóricas y definición de términos.

Capítulo III. Se expone la metodología de la investigación, población, muestra y los métodos e instrumentos de recolección de datos.

Capítulo IV. Se procesa la recopilación de los datos de investigación y se realiza una nueva malla de perforación, además se analizan los resultados del consumo de explosivos y el resultado de la optimización de la perforación y voladura.

## **CAPÍTULO I**

### **PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO**

#### **1.1. Planteamiento y Formulación del Problema**

##### **1.1.1. Planteamiento del problema**

La Unidad Minera de Pachancoto en la actualidad viene realizando sus operaciones en la zona de Pucaurco en los niveles 4950 y 4900, en los cuales ejecutando trabajos de desarrollo con fines de exploración para la explotación de la estructura mineralizada denominado Manto Rojas. El objetivo de realizar estos cruceros es alcanzar la estructura mineralizada y explotar la reserva probable que se tiene según el área de geología y por el método de explotación de corte y relleno ascendente (Cut and Fill).

La perforación y voladura es una operación elemental para el cumplimiento del programa de avance mensual para tener un menor costo en los trabajos de desarrollo, para ello se determinó realizar un trabajo óptimo para alcanzar el objetivo, por lo que se realizará una investigación donde se optimizarán los costos y se realizarán estándares en perforación y voladura.

Al realizar estos trabajos en estas labores de desarrollo de la unidad minera se identificó resultados no óptimos en los avances lineales, debido a que no se tiene una malla de perforación estándar y el trazo o marcado de malla solo era realizado por los trabajadores perforistas de manera empírica. En consecuencia quedaban taladros con carga explosiva que no detonaban, a los que se les conoce como tiros cortados o tiros fallados, también se observó que el resultado de la granulometría

eran muy finos y las sobre roturas son muy constantes a consecuencia de la cantidad de explosivos utilizados en el frente para el fracturamiento de la roca. Esto dificulta para realizar la limpieza del frente y ocasiona emplear más tiempo en realizar dicha actividad y de esa manera perjudica el cumplimiento del ciclo de minado.

Las consecuencias que se obtuvieron en los resultados de voladura deficientes fueron en las labores de sección 2.4m x 2.4m que eran de desarrollo, en este sentido se recopiló información sobre los costos operacionales de perforación y de voladura, los cuales eran muy elevados. El avance por disparo se evidenció que era menor a lo esperado, se empleaba mayor tiempo en la limpieza, y una sobreexcavación alta, es por ello que se dio la necesidad de tener un estándar de diseño de malla de perforación y una adecuada distribución de carga explosiva en los taladros según a los cálculos teóricos y de las recomendaciones sobre las características del macizo rocoso que se presenta en el desarrollo del proyecto. Mediante esta optimización se busca reducir la cantidad del número de taladros en la malla de perforación y una óptima distribución de carga explosiva en los taladros para obtener mejores resultados en el avance lineal, el control de la granulometría, la reducción en el tiempo que se emplea para realizar la limpieza y controlar la sobrerotura en los contornos de la sección para garantizar el cumplimiento del ciclo de minado.

### **1.1.2. Formulación del problema**

#### **1.1.2.1. Problema general**

¿En qué medida influye la optimización del diseño de malla de perforación en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019?

#### **1.1.2.2. Problemas específicos**

- ¿En qué medida influye el número de taladros en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019?

- ¿En qué medida influye el consumo de explosivo en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019?

## **1.2. Objetivos**

### **1.2.1. Objetivo general**

Determinar en qué medida influye la optimización del diseño de malla de perforación en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019.

### **1.2.2. Objetivos específicos**

- Determinar en qué medida influye el número de taladros en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019.
- Determinar en qué medida influye el consumo de explosivo en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019.

## **1.3. Justificación e Importancia**

### **1.3.1. Justificación metodológica**

La actual investigación se justifica en la parte metodológica, debido a que, para el desarrollo de la misma, el investigador creará tablas y metodologías propias para la recolección de datos, así como para el procesamiento y formular conclusiones las mismas que servirán de base para futuras investigaciones semejantes.

### **1.3.2. Justificación práctica**

Con la ejecución de la investigación se quiere solucionar el problema del excesivo consumo de aceros, explosivos, daños al macizo rocoso y reducción del tiempo de los trabajos de perforación y voladura que se vienen presentando en la Unidad Minera de Minas de Pachancoto S.A.

## **1.2. Hipótesis y Descripción de las Variables**

### **1.3.3. Hipótesis general**

La optimización del diseño de malla de perforación influye en gran medida en la estimación de los costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019.

### **1.3.4. Hipótesis específicas**

- El número de taladros influye en gran medida en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019.
- El consumo de explosivos influye en gran medida en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019.

## **1.3. Variables de la Investigación**

### **1.3.5. Variable independiente**

Diseño de malla de perforación

### **1.3.6. Variable dependiente**

Estimación de costos operacionales

#### 1.4. Operacionalización de Variables

Tabla 1. Operacionalización de variables

<b>Variable</b>	<b>Definición conceptual</b>	<b>Indicadores</b>	<b>Unidad de medida</b>
VI = Diseño de malla de perforación	Es la cantidad de taladros que se perforan en el frente de trabajo, los cuales poseen ubicación, dirección, inclinación además de una longitud específica.	- Espaciamiento	Metros
		- Número de taladros	Cantidad
		- Carga explosiva	kg/m <sup>3</sup>
VD = Estimación de Costos operacionales	“El costo es el resultado de la suma de todo los valores reales o financieros, que se utilizan en la producción de un bien o en la prestación de un servicio en un lapso de tiempo. Se puede referir a costos por volumen, peso, tiempo, longitud, y otros.”	- Costos de perforación  - Costos de voladura	- US\$/m perforado  - US\$/m disparado

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes del Problema**

En la tesis de pregrado titulada “Diseño de perforación y voladura y su incidencia en los costos unitarios en Balcón III de la corporación minera Ananéa S.A.”, para optar el título profesional de ingeniero de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, Puno, 2016. (1) “Precisa como objetivo general: mejorar el diseño de la malla de perforación y voladura que tengan incidencia en los costos unitarios en Balcón III de la Corporación Minera Ananea S.A. (1)

Se utilizó una metodología de tipo explicativo y descriptivo debido a que se refiere al rediseño del diseño de la malla de perforación, además de desarrollar el análisis del costo operacional unitario en la Gl. 325 para obtener una continuidad y mejoría en las operaciones de la Corporación Minera Ananea S. A. Se logró como resultado que, el material disparado antes del rediseño de la malla de perforación es mayor respecto al actual, pese a las inconvenientes se alcanzaba una producción de 11.50 tn por disparo, pero los resultados luego de aplicar el rediseño de la malla de perforación según la investigación nos dieron resultados que son halagadores debido a que por disparo se tiene 15.50 toneladas, el cual difiere en lo mínimo respecto al tonelaje disparado con la malla anterior, si es que el área de perforación sería de acuerdo al diseño (2.1 m por 2.1 m), y avance por disparo de 1.15 m a más, el tonelaje disparado respecto al anterior sería 13.69 tn el cual representa que se obtendría 2.19 toneladas más respecto a lo calculado anteriormente, por los problemas de diseño y de la voladura.

Finalmente indica como conclusión de la investigación:

La prioridad de esta investigación es mejorar el diseño de malla de perforación y voladura que tenga incidencia en los costos unitarios de operación en Balcón III de la Corporación Minera Ananea S. A.; cuyo resultado obtenido es 3.58 US\$/Tm, menor al costo antes de la investigación que es de 14.34. 3.58 US\$/Tm. (1)

De acuerdo al diseño de malla de perforación mejorada se reduce en 5 taladros del barrenado de 5 pies, los costos unitarios en mina se obtuvo un incremento de 4.86 US\$/m, que nos indica el nuevo esquema de diseño de malla es favorable para la Galería 325 de Balcón III de la Corporación Minera Ananea S.A. (1)

De acuerdo al diseño de voladura mejorada, los costos unitarios son 5.91 US\$/m después de la investigación, que nos indica el nuevo sistema de distribución de explosivos de acuerdo al nuevo diseño de malla es favorable para la Galería 325 de Balcón III de la Corporación Minera Ananea S.A (1)

Según la tesis de pregrado titulada “Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura. (2)

Cuyo objetivo de su investigación fue obtener la reducción de los costos operativos de mina, aplicando para ello un control y seguimiento operativo de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Control que permite la optimización de los estándares de perforación y voladura, y el incremento del rendimiento en cada una de las operaciones unitarias del ciclo de minado. Lográndose de esta manera que la empresa minera obtenga una mayor utilidad bruta. (2)

Teniéndose como resultado que la optimización se hace posible en principio incrementando la productividad y en el rendimiento en la operación unitaria de perforación y voladura, esto a consecuencia de reducir la cantidad del número taladros en la malla de perforación y voladura, realizando una perforación que cumpla con el burden, espaciamiento, inclinación, longitud del taladro que se establecen, las características en sí de la máquina de perforación y las características de la roca; en el proceso de voladura se tiene

que realizar un apropiado uso del material explosivo el cual se debe ver reflejado en se factor de carga y/o factor de potencia calculado y que es técnicamente conforme al tamaño del diámetro de la broca, burden, espaciamento, longitud de perforación, la condición del terreno (presencia de agua), características de la roca. Así mismo se debe entender y se toma en consideración a las propiedades y las características de los agentes de voladura y de los accesorios de voladura. (2)

Por último, obtiene las siguientes conclusiones:

Mediante la optimización de los estándares de operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logró reducir el Costo unitario total en Mina en 1.51 \$/Tm es decir se redujo en un 7% en comparación con los resultados que se tenían anteriormente. Esto representa una reducción de costos operativos de Mina de 1, 359,000 \$ al año. (2)

La reducción total de costos operativos mediante la optimización de las operaciones unitarias de minado y por los ahorros en la eliminación de la voladura secundaria y el incremento en la vida útil de los aceros de perforación ascienden a un monto de 1, 488,000 \$ al año. (2)

La mayor reducción de costo operativo se obtuvo en la operación unitaria de sostenimiento 0.96 \$/Tm (56% de la reducción total), seguido por la Perforación 0.37 \$/Tm (21.76% de la reducción total), Voladura 0.28 \$/Tm (16.47% de la reducción total) y la limpieza-acarreo 0.09 \$/Tm (5.3% de la reducción total)” (2).

Según la tesis titulada “Análisis de costos y gestión estratégica mina Morococha”.

Tuvo como objetivo principal aplicar un nuevo modelo de costeo, expresado en función del producto principal de la compañía, la referencia a Onzas de Plata Recuperada en reemplazo de la Tonelada Métrica Seca en la Unidad de la Compañía Minera Argentum S.A., para poder reflejar el comportamiento de los controles en el tiempo, su variación y llegar a un control óptimo de la operación minera. (3)

Obtuvo como resultados que a consecuencia de los constantes malos resultados de banqueo en los tajos de producción se tenía demoras y retraso

en el cumplimiento del ciclo de minado debido a los factores ya mencionados para lo cual se realizaron pruebas de perforación y voladura cambiando el carmex por mininel así como en tajos de vetas como también en manto. (3)

A las conclusiones a las que llegó fueron las siguientes:

- El cambio de referencia de costeo en función a onzas de Ag producidas en planta, permite realizar una evaluación real de las utilidades de la empresa. Este cambio de referencia implicará un cambio de filosofía para nuestra compañía a todo nivel, a futuro todos nuestros sistemas de costeo estarán en función a nuestro producto principal, este cambio conllevará a mejorar la calidad de nuestro producto. (3)
- Las TmSAGE permiten evaluar las cantidades de finos producidos y cuantificar en valor económico en función a los precios. Además, nos permitirá realizar una evaluación específica de los contenidos de plata en los concentrados de cobre, plomo y zinc respectivamente. (3)
- El nuevo modelo de costeo permite identificar que no necesariamente que, al incrementar el volumen de producción, incrementará las utilidades. Porque las reservas de mineral bajan, consecuentemente las leyes de plata bajarán al incrementar el tratamiento en tonelaje de mineral. (3)
- “El incremento de las utilidades dependerá de los precios y la cantidad de TmSAGE producidas en planta. Obviamente los ingresos de la compañía dependerán de los precios de los metales que son regulados por la economía mundial, por otro lado, nosotros priorizaremos en producir concentrados con mayor calidad y más cantidad de plata, para contrarrestar alguna caída en los precios y obtener *la utilidad proyectada*” (3).

Según la tesis de pregrado titulada “Diseño de malla para perforación y voladura de frentes utilizando modelo matemático de Holmberg e índice de Volabilidad de Lylli” (4).

Establece como objetivo primordial “Diseñar una malla para los distintos frentes según su clasificación geomecánica que presenta los frentes de la Unidad de Producción Atacocha de Minera Milpo S.A.”

Utiliza una metodología básica aplicada. Se ubica dentro del estudio experimental; asimismo obtiene como uno de los resultados que Roger Holmberg no considera parámetros geomecánicos para el diseño de la malla, si le incorporamos el índice de volabilidad de Lilly corregido para subterráneo, el modelo matemático resultaría en los frentes. (4)

Llegó a las conclusiones siguientes:

- La cadena de valor de la industria minero metalúrgica comienza con las operaciones unitarias binomiales de perforación y voladura, terminando con la obtención de los metales y/o concentrados, es por eso que se debe tener una gran consideración a esta etapa. (4)
- Este trabajo calculó los búrdenes necesarios para el diseño de la malla de perforación y voladura. (4)
- Al involucra parámetros Geomecánico en un diseño de malla de perforación y voladura, se obtiene búrdenes que están en función del modelo Geomecánico para cada labor. (4)

## **2.2. Bases Teóricas**

### **2.2.1. Diseño y cálculo de rotura de rocas en galerías y túneles.**

#### **a) Técnica de avance**

La manera o el diseño según el cual se perfora la sección de una labor de avance depende de varios factores como:

- Máquina perforadora empleada.
- Tiempo de perforación disponible
- Característica del macizo rocoso.
- Sostenimiento
- Sistema de ventilación

En tipo de rocas que son competentes las labores con secciones inferiores a 10 m<sup>2</sup> pueden excavarse con perforación y voladura a sección completa o en un solo paso, la excavación por fases se utiliza para la apertura de grandes túneles donde la sección resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación o cuando las características geomecánicas de las rocas no permiten la excavación a plena sección (5).

#### **b) Esquemas de voladura**

La voladura en los frentes subterráneos tienen la caracteriza por la inexistencia desde el inicio de ninguna cara libre de salida excepto el propio frente de trabajo. El principio de ejecución se centra en la creación de una cara libre con los taladros de arranque hacia el cual fracturan las cargas restantes de la sección. Dicha cara libre tiene generalmente una sección de 1 a 2 m<sup>2</sup>. No obstante con diámetros de perforación mayores logran alcanzar hasta los 4 m<sup>2</sup>. En los arranques en forma de abanico los taladros de arranque pueden llegar a cubrir una mayor área de la sección. (5)

En el núcleo, aunque sea comparable geométricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas cercanas y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre. (5)



Figura 1. Esquema de voladura. Adaptado de “Manual de perforación y voladura”, por J. Lopez, 2003

Los taladros de borde de la labor son los que determinan la forma final de la labor, y se disponen con un reducido espaciado y direccionados hacia el interior del frente para dejar hueco a las perforadoras e el emboquille y avance. (5)

Asimismo, menciona que la posición de arranque incide cuando se proyecta en los escombros, la fragmentación, así como en la cantidad de taladros realizados. Si bien se tiene tres posiciones como: centro, centro inferior y centro superior, usualmente se opta por esta última debido a que impide la caída del material, además el perfil del escombro es más uniforme, menos compactado y con una mejor fragmentación. (5)

También Indica que las voladuras en banco son de menor complejidad que las que se dan en frentes subterráneos, debido a que el único área libre es el frente de la labor. Los recursos específicos son elevados y el confinamiento de las cargas alto. En cambio, las dimensiones del burden en el arranque son pequeñas, por lo que el material explosivo debe de convenientemente insensible para poder evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero debe poseer un VOD lo suficientemente

elevada, que es superior al de los 3000 m/s, para prevenir el efecto canal en los explosivos encartuchados en el interior de los taladros de mayor diámetro. Este fenómeno consiste en que los gases de explosión impulsen el aire alojado entre la columna de explosivo y la pared del taladro, y así comprimir a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque rompiendo así los puntos calientes o incrementando excesivamente la densidad del explosivo. (5)

Si bien día a día las minas son más mecanizadas, por ello utilizan equipos sofisticados respecto a la perforación (jumbos), es así que perforar con taladros paralelos se ha hecho más conveniente a diferencia de realizar una perforación en ángulo que es un tanto complicado, por ende, no es necesario modificar el ángulo de las deslizaderas, y los avances no se encuentran en condiciones apropiadas por el tamaño del ancho de la labor como en el caso de los arranques en ángulo.” (5)

### **c) Arranque cilíndrico**

En la actualidad este tipo de arranque es el que frecuentemente se utiliza en los avances de labores horizontales subterráneas, independientemente de las secciones que puedan poseer. Asimismo, está considerado como una perfección o evolución de los arranques o cortes quemados que consta de uno o dos taladros de alivio llamados también taladros de expansión, que permiten romper de manera escalonada los taladros que contienen explosivos (taladros cargados). En taladros que tengan diámetro entre (65 a 175 mm) se perforan con brocas escariadoras. Es así que los taladros ubicados adentro del arranque son demasiado cercanos de forma alineada y también en paralelo por lo que comúnmente se utilizan jumbos dotados con paralelismo automático. (6)

### **d) Arranque planteado por Hagan**

Ciertos inconvenientes presentados en las voladuras con arranques con taladros paralelos son la detonación por simpatía y la desensibilización por pre compresión dinámica. El primer fenómeno podría manifestarse en un taladro cercano al que esté detonando. Cuando el explosivo que se

encuentra en él tiene un alto grado de sensibilidad, como son todos aquellos que poseen en su composición nitroglicerina. A diferencia de la desensibilización de pre compresión dinámica que tiene lugar en muchos explosivos y de manera en el ANFO, debido a que la onda de choque de una carga puede elevar la densidad de la cercana por encima de la densidad crítica o de muerte. (6)

Los problemas de sensibilización se podrían amortiguar con un adecuado diseño de las secuencias de salida de cada taladro, permitiendo que la detonación sea secuencial en cada taladro y se realice con un tiempo suficiente de retardo de tal forma que la onda de choque de la detonación anterior pase y que el explosivo recupere su densidad y grado de sensibilidad normal. La propuesta de Hagan es para disminuir estos problemas mencionados, y consiste en realizar los arranques cilíndricos disponiendo tres taladros vacíos de expansión de forma que actúen de pantalla entre los de carga. (6)



Figura 2. Arranque cilíndrico. Tomado de "Manual de perforación y voladura", por Hagan.

#### e) Corte quemado

Se trata de realizar un determinado número de taladros del mismo tamaño de diámetro de taladros perforados generalmente son cercanos entre sí y son distribuidas con diferentes formas, se puede dar que no todos de los mencionados contengan material explosivo en su interior a los cuales se les denomina taladros de alivio de tal manera que los taladros vacíos puedan actuar como caras libres

para el accionamiento de los taladros que contengan masa explosiva en el taladro al momento de detonar.

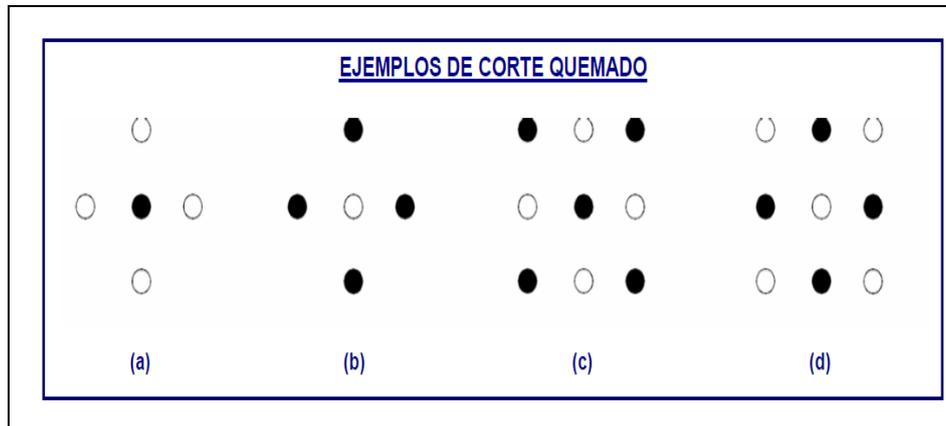


Figura 3. Ejemplos de corte quemado. Tomado de "Manual práctico de voladura, Exsa, Edición Especial Cap. 9.

## 2.2.2. Diseño de malla de perforación y cálculo de voladura mediante el modelo matemático de Holmberg

2.2.2.1. **Diseño de la malla de perforación.** Dependiendo de la naturaleza y de las propiedades del macizo rocoso y las características de la máquina perforadora el diseño de malla de perforación y la distribución de la carga explosiva de los taladros y el orden de detonación se tiene diversas alternativas y ciertos casos suelen ser demasiado complejos.

Para iniciar y elaborar un diseño simple de voladura en una labor subterránea se muestra el sistema de cuadrángulos y rombos inscritos, con salida por el método de corte quemado en rombo, distribuyendo los taladros y dándole una orden o secuencia de salida.

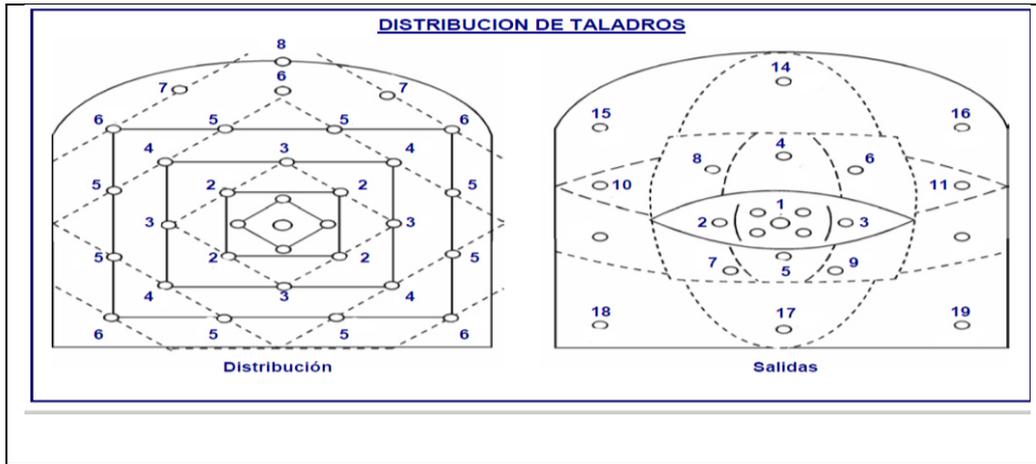


Figura 4. Distribución de Taladros. Tomado de "Manual práctico de voladura, Exsa, Edición Especial Cap. 9.

La finalidad de diseñar la malla de perforación es la siguiente:

- Disminuir la cantidad de explosivos, así como los costos de perforación.
- Conseguir un mejor avance.
- No variar las dimensiones de la labor uniforme.
- Fijar la secuencia y la salida de los taladros.

#### 2.2.2.2. Modelo matemático de Roger Holmberg

Para calcular la voladura, se observa el diseño del arranque, el arrastre o zapateras, los cuadradores o hastiales, y las alzas o corona. Si bien en estas excavaciones no existe una salida o cara libre para las voladuras, es por ello que se opta por formar una cara libre realizando un cuele o arranque que está compuesta por taladros de alivio o de expansión, en el cual el diseño se puede dar a partir de uno o más taladros de mayor diámetro.

- La abertura del taladro de alivio puede ser mayor o igual a los taladros que contienen carga explosiva dependiendo de muchos factores.
- La máquina perforadora y las características geológicas son parte de estos factores.
- Los taladros de alivio, vacíos o de expansión sirven para que los taladros con carga explosiva puedan romper gradualmente y así formar una cara libre.

- Para ello se tiene las siguientes bases teóricas:
- Para el diseño del cuele calculadas con las teorías suecas de Langefors y Kihlstrorn (1963).
- En las modificaciones de las teorías suecas por Holmberg (1986).
- En las actualizaciones de Oloffsso (1990).

Si en caso la desviación de taladros es mayor a 2% y en cuanto al paralelismo no se estén cumpliendo pues si se quiere tener una eficiencia del 95% será un tanto difícil. (7).

Método de Holmberg para el diseño de voladura:

### **Determinación del diámetro del barreno de alivio**

En la fórmula 1 se evidencia la forma de hacer el cálculo del barreno de alivio.

$$\phi_v = \phi \sqrt{n} \dots \dots \dots \text{(Fórmula 1)}$$

Dónde:

$\phi_v$  = Diámetro del taladro de alivio ficticio.

$\phi$  = Diámetro de los taladros de alivios perforados.

$n$  = Cantidad de taladros de alivio.

### **Determinación del avance y los errores de la perforación**

El resultado del avance lineal se restringe por el tamaño de la abertura del taladro de alivio y los desvíos de los taladros de menor diámetro. Una mejor estimación del recurso económico es cuando se da el máximo uso de la longitud total de los taladros.

La fórmula para la longitud del agujero se suele expresar con la fórmula 2.

$$H = 0.15 + 34.1 * \phi_v - 39.4 * (\phi_v)^2 \dots \dots \dots \text{(Fórmula 2)}$$

Dónde:

$H$  = Longitud de los taladros (m)

$\varnothing_v$  = Diámetro del taladro de alivio (m)

Para el cálculo de los errores de perforación ( $E_p$ ), esto se obtiene luego de realizar la fórmula 3.

$$E_p = (\alpha * L) + e \dots\dots\dots \text{(Fórmula 3)}$$

Dónde:

$\alpha$  = Desviación angular (m/m)

$e$  = Error por emboquillamiento (m)

### **Determinación de la primera sección del arranque o cara libre**

Si la voladura y la limpieza son provechosos en el área de trabajo por consecuente, la distancia entre los taladros de perforación y el taladro de alivio en el primer cuadrángulo no excederá más de 1.7 veces del tamaño de diámetro de los taladros de alivio. Depende del tipo de explosivo, la estructura de la roca, el espaciamiento entre taladros cargados con explosivo y los taladros de alivio, las condiciones de fracturamiento varían. (7).

Si la desviación máxima del taladro que se acepta se encuentra de 0.5 % a 1 %, por consecuencia el burden práctico para el espaciamiento en el arranque tiene que ser inferior en comparación al burden máximo. (7).

La fórmula 4 nos muestra la forma para calcular el primer burden:

$$B_{t1} = 1.5 * \varnothing_v \dots\dots\dots \text{(Fórmula 4)}$$

Dónde:

$B_{t1}$  = Distancia teórica de la primera sección (m).

Consideración	Roca (RMR)
$B_{t1} = 1.5 * \phi_v$	61 – 80
$B_{t1} = 1.75 * \phi_v$	41 – 60
$B_{t1} = 2.00 * \phi_v$	21 - 40

Si la desviación excede el 1 %,  $B_{t1}$  se reducirá posteriormente. Entonces se utilizará la fórmula 4 para la obtener la sección 1:

$$B_{t1} = 1.5 * \phi_v - E_p \dots\dots\dots \text{(Fórmula 5)}$$

En la fórmula 6 nos indica la forma de calcular el error de perforación ( $E_p$ ).

$$E_p = \alpha H + \beta \dots\dots\dots \text{(Fórmula 6)}$$

Dónde:

$E_p$  = error de perforación (m).

$\alpha$  = Desviación angular (m/m).

$H$  = Longitud del taladro en (m).

$\beta$  = Denota la desviación en el collar en (m).

### Determinación del espaciamiento entre los taladros de la primera sección

Para hallar el espaciamiento del primer cuadrángulo de la sección se utiliza la fórmula 7.

$$A_{n1} = B_{t1} * \sqrt{2} \dots\dots\dots \text{(Fórmula 7)}$$

Dónde:

$A_{n1}$  = Espacio de la primera sección (m)

### Determinación de la carga lineal de explosivo

Para hallar la concentración de carga lineal de explosivo se utiliza la fórmula número 8.

$$q_1 = 55 \phi_c * \left(\frac{B_{t1}}{\phi_v}\right)^{1.5} * \left(B_{t1} - \frac{\phi_v}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \frac{1}{PRP_{ANFO}} \dots\dots\dots \text{(Fórmula 8)}$$

Dónde:

$q_1$  = Concentración de carga lineal de explosivo (kg/m)

$\phi_c$  = Diámetro de taladro cargado.

$\phi_v$  = Diámetro de taladro de alivio

$C$  = constante de roca (kg/cm<sup>3</sup>)

$PRP_{ANFO}$  = Potencia en peso del explosivo relativo al ANFO (tanto por 1)

### Determinación de la segunda sección del arranque o cuele

Se determina con la fórmula 9, la segunda sección del arranque:

$$B_{t2} = 8.8 * 10^{-2} * \left(\sqrt{\frac{A_{h2} * q_1 * PRP_{ANFO}}{\phi_c * C}}\right) \dots\dots\dots \text{(Fórmula 9)}$$

Donde:

$B_{t2}$  = Segunda distancia de arranque (m)

### Determinación del espaciamiento entre los taladros de la segunda sección

La fórmula 10 se usa para calcular el espaciamiento de la segunda sección del arranque:

$$A_{h2} = 2 * \left(B_{t2} + \frac{A_{h1}}{2}\right) * \sqrt{2} \dots\dots\dots \text{(Fórmula 10)}$$

## Determinación de la segunda concentración de carga

Para hallar la concentración de la carga lineal del segundo arranque se calcula mediante la fórmula 11.

$$q_2 = \frac{540 * \phi_c * C * A_{h1}}{PRP_{ANFO}} \dots \dots \dots \text{(Ecuación 11)}$$

## Determinación de los taladros de arrastre o zapateras:

El burden para los arrastres en una voladura se calcula por principios con la fórmula con la cual se calcula para la voladura en bancos.

La longitud de la altura del banco sencillamente se remplaza con la longitud de avance, y se usa el factor de fijación más elevado, esto debido a que es afectada por la gravedad y a una mayor secuencia de salida de tiempo de taladro a taladro.”

Se calcula con la fórmula 12, los espaciamientos de los arrastres:

$$B_{tz} = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{q_{tz} * PRP_{ANFO}}{f * \hat{C} * (S/B)}} \right) \dots \dots \dots \text{(Fórmula 12)}$$

Dónde:

$B_{tz}$  = Burden teórico de los taladros de arrastres (m)

$q_{tz}$  = Carga lineal de material explosivo que se usan en las zapateras (kg/m<sup>3</sup>), se calcula con la fórmula 13:

$$q_{tz} = 90 * \phi_c \rightarrow (\text{kg/m}^3) \dots \dots \dots \text{(Fórmula 13)}$$

Si:

$\phi_c$  = En m

Se asume:

$\hat{C}$  = Constante de la roca corregida

$\hat{C} = c + 0.05$  para  $B_z \geq 1.4$  m

$$\hat{C} = c + 0.07/b \text{ para } B_z < 1.4 \text{ m}$$

Dónde: **c** = Constante de la Roca. (Carlos Alvares R. s/f).

**f** = Factor de fijación

**S/B** = División entre espaciamento y el burden

Así mismo, el espaciamento práctico se determina con la fórmula 14:

$$B_{pz} = B_{tz} - L \sin \gamma - E_p \text{ ..... (Fórmula 14)}$$

Para calcular el número de taladros **N<sub>pz</sub>** del arrastre se utiliza la fórmula 15:

$$N_{pz} = \text{entero} \left( \frac{\text{Ancho de labor} - 2 * \text{Standoff}}{B_{pz}} \right) \text{ ..... (Fórmula 15)}$$

El espaciamento real de los arrastres se calcula de acuerdo a la fórmula 16:

$$S_{pz} = \left( \frac{\text{Ancho de labor} - 2 * \text{Standoff}}{N_{pz} - 1} \right) \text{ ..... (Fórmula 16)}$$

Espaciamento de los taladros de rincón, se calcula mediante la fórmula 17:

$$S_r = B_{tz} - L * \sin \gamma \text{ ..... (Fórmula 17)}$$

Espaciamento entre los taladros del medio se calcula según la fórmula 18:

$$S_m = B_{tz} - L * \sin \gamma - E_p \text{ ..... (Fórmula 18)}$$

Longitud de carga de fondo del taladro (**l<sub>f</sub>**), se calcula por la fórmula 19:

$$l_f = 1.25 * S_{pz} \text{ ..... (Fórmula 19)}$$

Longitud de la carga explosiva en columna del taladro (**l<sub>c</sub>**) se calcula con la fórmula 20:

$$l_c = L - l_f - 10 * \phi_c \text{ ..... (Fórmula 20)}$$

**Carga total de taladros:**

Se considera la forma de encartuchado de alto explosivo; su densidad gr/cm<sup>3</sup> y la concentración de carga lineal “q<sub>cc</sub>” kg/m la carga total del taladro se da por la fórmula 21:

$$Q = 0.7 * q_{cc} \dots\dots\dots \text{(Fórmula 21)}$$

Al final será estimada por la fórmula 22:

$$Q_t = (I_c - I_f) * Q \dots\dots\dots \text{(Fórmula 22)}$$

Para calcular el taco del taladro se usa la fórmula 23:

$$T = 10\phi_c \dots\dots\dots \text{(Fórmula 23)}$$

**Cálculo de los taladros de contorno**

Si se ejecuta una voladura controlada se considera la siguiente formula:

a) Concentración de la carga mínima (q<sub>cm</sub>) se determina por la fórmula 24:

$$q_{cm} = 90 * Q_c^2 \dots\dots\dots \text{(Fórmula 24)}$$

b) Cálculo de espaciamento entre taladros se realiza con la fórmula 25:

$$S_{cc} = 1.5 * \phi_c \dots\dots\dots \text{(Fórmula 25)}$$

c) El cálculo del burden de la corona se realiza con la fórmula 26:

$$B_c = \left( \frac{S_{cc}}{8} \right) - L * Sen\gamma - E_p \dots\dots\dots \text{(Fórmula 26)}$$

En el siguiente cuadro se observa la relación (S/B) y el factor de fijación (f)

Salida de los taladros	Factor de fijación “f”	Relación “S/B”
En dirección al techo	1.45	1.25
En dirección al piso	1.20	1.25

## Determinación del burden de paredes

Para determinar el burden de las paredes se realiza con la fórmula 27:

$$B_h = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{q_{cm} * PRP_{ANFO}}{f * \hat{C} * (S/B)}} \right) \dots\dots\dots \text{(Fórmula 27)}$$

Dónde:

$f$  = Factor de fijación.

$\hat{C}$  = Constante de la roca corregida.

$\hat{C} = c + 0.05$  para  $v_a \geq 1.4$  m

$\hat{C} = c + 0.07/bh$  para  $bh < 1.4$  m

$S/B$  = División entre el espaciamiento y burden.

a) El burden práctico se calcula con la fórmula 28:

$$B_h = \left( \frac{S_{cc}}{8} \right) - L * Sen\gamma - E_p \dots\dots\dots \text{(Fórmula 28)}$$

b) Distancia de los taladros de paredes se calculará con la fórmula 29:

$$A_h = H - d_z - S_{cc} \dots\dots\dots \text{(Fórmula 29)}$$

(7)

### 2.3. Definición de Términos

- **Malla de perforación.** “Es un esquema, el cual se realiza mediante cálculos matemáticos, el cual genera como resultado una distribución de taladros, carga explosiva óptima”. (8)

- **Optimización.** “Es un proceso mediante el cual se busca la mejora, ya sea en un proceso, una actividad, un sistema, etc. Con el fin de obtener un mayor rendimiento empleando menos recursos y reduciendo costos” (9).

- **Crucero.** “Labor minera subterránea horizontal que se desarrolla para intersectar una veta y se ejecuta a través de material estéril” (9).

- **Rendimiento.** “En un ambiente empresarial, la concepción de rendimiento hace alusión a los resultados deseados efectivamente, obtenidos por cada unidad que se realiza en la actividad, donde el término de unidad se podría referir a una persona, un equipo, un área de una organización empresarial” (9).

- **VOD.** “El VOD (velocidad de detonación) es la propiedad de mayor importancia de un elemento explosivo, cuanto más alto es su VOD su potencia será más alto. A la detonación se le conoce como una transformación casi inmediata de la materia sólida el cual lo convierte en gases de expansión”.

- **Espaciamiento.** “Es la distancia de separación de taladro a taladro que se encuentran cargados con material explosivo en la misma fila o en la misma área de influencia de la malla de perforación” (9).

- **Productividad.** “La productividad implica una regla de comportamiento esencial para obtener la más alta satisfacción con un bajo costo. Matemáticamente podríamos definir a la productividad como el cociente que se obtiene dividiendo la producción por uno de los factores de la producción es decir la productividad es la relación de la cantidad producida y de los recursos usados. Es así por lo que este término no se conoce como una unidad medida de producción, tampoco de la cantidad que se fabricó, más aún es una medida de lo mejor que se han combinado y utilizado los recursos insumos para efectuar con los resultados específicos.” (10).

- **Ciclo de minado.** El ciclo del proceso de minado de las labores horizontales se inicia con la tarea de ventilación para evacuar los gases causados por la voladura de las rocas con explosivos o el aire viciado que existe en la labor, para cada operación unitaria se requiere diferentes recursos (equipos, personas). Los equipos considerados para la extracción se consideran a los de bajo perfil y algunos con telemandos. Para el correcto funcionamiento de la obra se consideran las instalaciones necesarias que incluyen la ubicación de las conexiones de agua, energía eléctrica y aire comprimido, generalmente a esta última se le hace responsable a una empresa minera contratista.

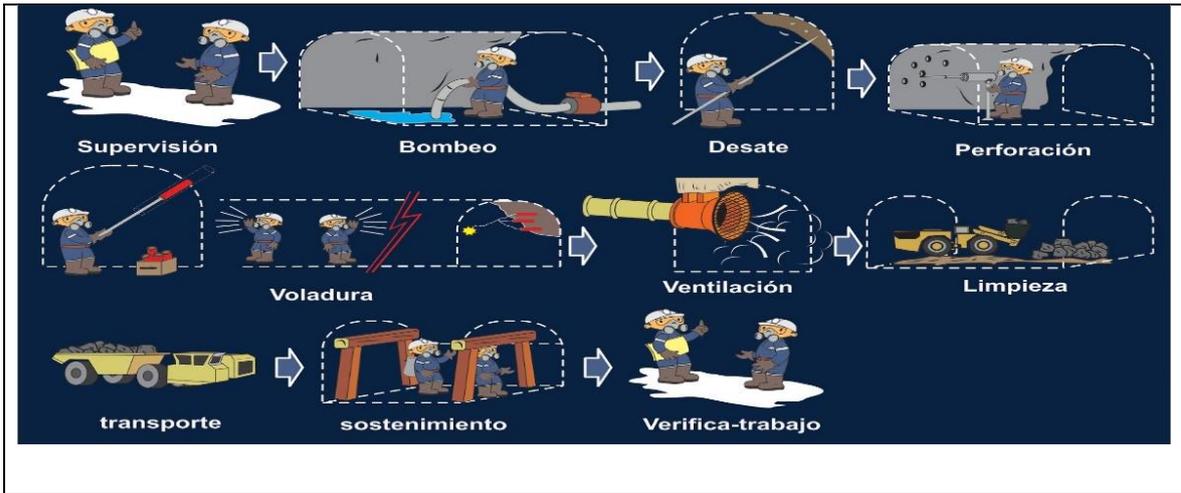


Figura 5. Ciclo de minado. Tomado de "Gestión por procesos en la industria minera", por M. Schwarz, 2012. Recuperado de <http://max-schwarz.blogspot.com/2012/10/gestion-por-procesos-en-la-industria.html>

- **Yacimiento geológico.** Es la parte de la corteza terrestre que, debido a procesos geológicos, acumula materia prima mineral para aprovechar sus propiedades físicas o químicas; por sus características de cantidad, calidad y condiciones de acumulación es favorable su explotación. Se entiende por *materias primas minerales* a los materiales que se extraen del interior de la corteza terrestre que después se aprovecha sus propiedades físicas y/o químicas y convertirlas en productos industriales. (11).

- ✓ **Vetas.** Son recursos minerales que se compone por una estructura de mineral en forma alargada, puede ser limitada por rocas encajonantes irregulares, por lo general las vetas se encuentran de manera vertical, se llama manto aparecen de manera tendido o echado, siendo el más común en la corteza terrestre.

- ✓ **Diseminado.** Son minerales que se presentan en forma de hilos que sobrepasan las rocas en diferentes sentidos, las mismas que se originan como puntos de mineral que llegan a cubrir inmensas extensiones, un ejemplo son los yacimientos auríferos en la región de Cajamarca.

- ✓ **Aluvial.** Son recursos minerales formados por el transporte de gravas y minerales de alta densidad en diferentes formas y tamaños, se encuentran acumulados en las arenas o lechos de los ríos o mares". Estos recursos en general son de oro, titanio y Tungsteno. Por ejemplo se puede mencionar a los yacimientos

de lavaderos de Pallasca en Ancash, lavaderos de Sandia en Puno, y los de Madre de Dios.

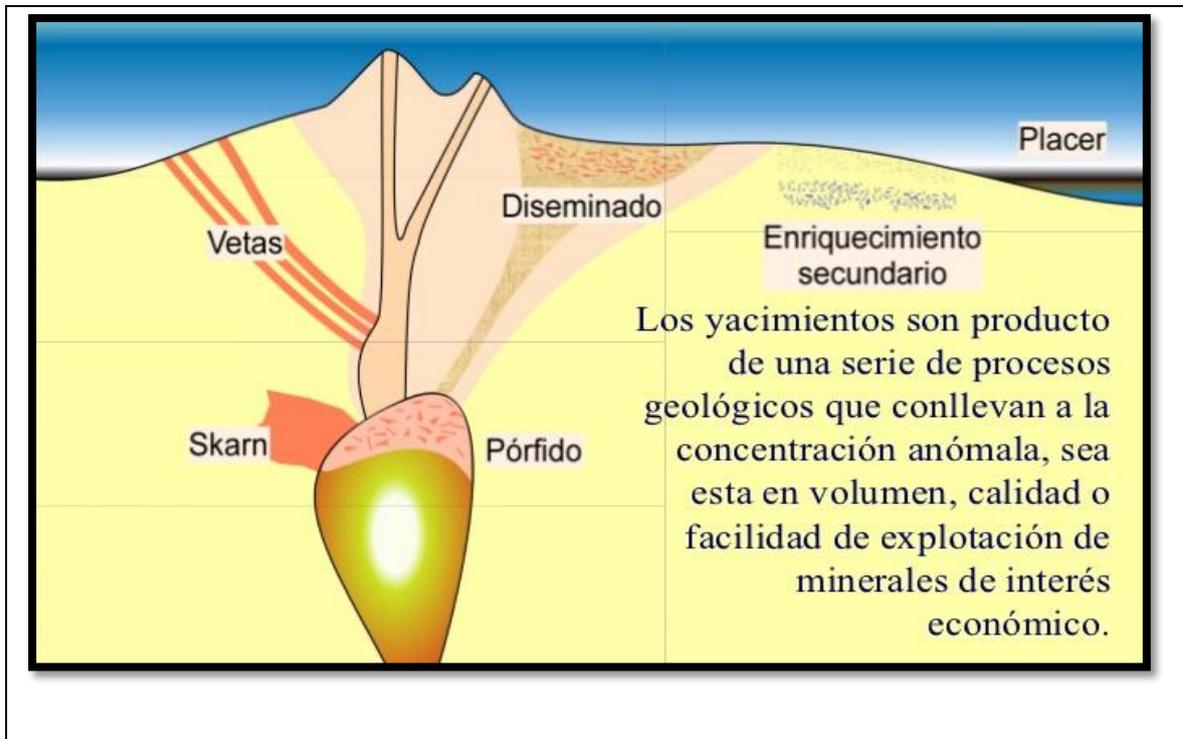


Figura 5. Clases de yacimiento. Tomado de “Tipos de yacimientos”, por J. Huacasi, 2018. Recuperado de <https://www.tiposde.com/yacimientos.html>

En la figura se presenta las diferentes clases de yacimiento, los cuales son: yacimiento de vetas, diseminados, aluvial y contacto. Cada una de ellos se ha definido en los párrafos anteriores.

✓ **Minería.** La actividad minera pertenece a la economía del sector primario que se representa por la explotación y extracción de los recursos mineros que se acumularon en la superficie y en el interior de la corteza terrestre en aspecto de yacimientos con valor económico. Dependen del tipo de recurso minero y la forma del yacimiento a explotar la minería se clasifica en minería metálica (Cu, Au, Ag, Al, Pb, Fe, U, etc.), los cuales se utilizan como materias primas que son fundamentales en la fabricación y transformación de diferentes de productos industriales. También se clasifica en minería no metálica o de cantera y construcción como ejemplo de algunas materias de minería no metálica podemos encontrar los siguientes: arcilla, cuarzo, zafiro, esmeralda, granito, mármol, mica,

etc., estos se usan como materias primas para construcción y materia prima para la orfebrería, ornamentación, entre otros usos.

✓ **Minería a tajo abierto.** Esta variedad minera se efectúa en la superficie terrestre, en la que mineral se distribuye profundamente en el suelo. Antes de iniciar con la minería a tajo abierto, se realiza el desbroce de vegetación que se encuentra sobre el yacimiento. Esta clase de minería implica la remoción de áreas con vegetación, siendo así una de las actividades mineras que más daño hace a la naturaleza, especialmente al interior de bosques tropicales (12).



*Figura 6. Minería superficial. Tomado de “Minería”, por V. Bacchetta. Recuperado de <https://geoctq.com/cherry-services/mineria/>*

En este tipo de minería, el agua subterránea debe ser bombeada para permitir el minado. Generalmente se forma un lago en el tajo al terminado de las actividades de minado y luego que se termine el bombeo del agua subterránea.

✓ **Minería subterránea.** Para la iniciación de este tipo de minería se extrae una cantidad limitada de material sobrecopa, esto solamente para acceder al yacimiento mineral. Se elabora un túnel para acceder al depósito de mineral. Los conductos de tipo vertical se dirigen a una red horizontal de túneles que poseen un acceso directo al depósito mineral a ser explotado. En la minería subterránea se desarrollan secciones, galerías, pilares de las rocas y creando cavidades subterráneas la que llenan con una mezcla de roca de desecho y cemento. Esta

variedad de actividad minera resulta ser la más cara, implicando, además de ello, altos riesgos para la seguridad. Estas minas se encuentran en producción en el mundo.

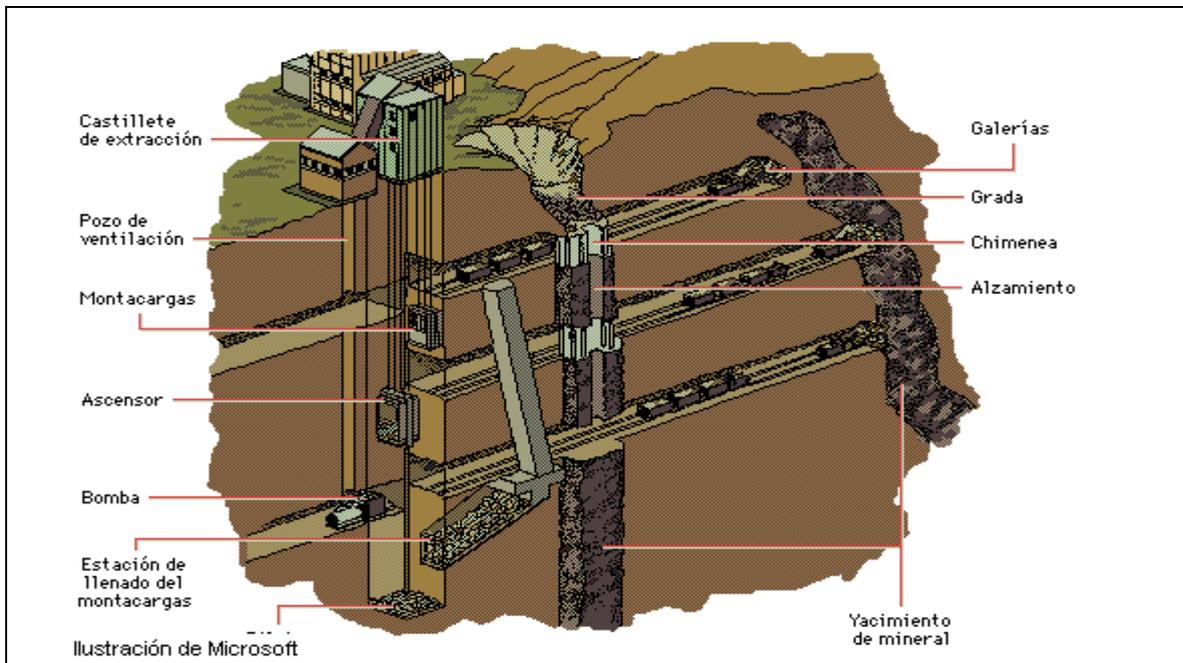


Figura 7. Minería subterránea. Tomado de "Minería", por V. Bacchetta. Recuperado de <https://geoctg.com/cherry-services/mineria/>

- **Recursos minerales.** Es una agrupación de material natural, sólido, inorgánico u orgánico fosilizado terrestre, los cuales presentan la cantidad y la calidad, que son susceptibles para una eventual extracción económica.
- ✓ **Recurso indicado.** El tonelaje, su forma, propiedades físicas, leyes y contenido mineral se pueden estimar con un nivel de seguridad medianamente aceptable (13).
- ✓ **Recurso inferido.** Forma parte de un recurso en el cual el tonelaje, sus leyes y los contenidos de minerales se pueden estimar con menor nivel de confianza (13).
- ✓ **Recurso medido.** El tonelaje, la densidad, la forma, las características físicas, la ley de los minerales y el contenido de mineral pueden estimarse con un alto grado de confianza (13).

- **Costos de operación en minería:** “Los *Costos de operaciones mineras*, se interpreta en un criterio de “*Gasto monetario*”; el cual mide las operaciones minero-metalúrgicas, en términos monetarios” (14).

El costo de operación depende del sistema de explotación, tamaño de yacimiento, su forma, grado de irregularidad, resistencia del mineral, resistencia de las cajas, carga de los terrenos, método de acceso y de preparación, tamaño de la producción y también el nivel de salarios. El sistema de explotación influye mucho sobre los trabajos de tajeo y de preparación y parcialmente sobre el transporte del mineral. Se debe buscar un compromiso entre los siguientes valores: precio de costo, factor de recuperación, factor de dilución.

“La unidad con que se expresan los “costos de operaciones mineras”, es en US “\$/Tn”. Generalmente se expresa en Dólares Americanos por Tonelada; pero por un mejor manejo monetario, algunos mineros reemplazan a S./ Tn” (15).

- **Costo de minado.** Se considera a aquellos costos en los cuales se incurre para conseguir el recurso minero con una ley requerida por la planta de beneficio para su procesamiento, como como por ejemplo de los costos se consideran los sueldos de los trabajadores y los empleados de la unidad minera, limpieza de los campamentos, almacenamiento de los materiales, seguridad de las instalaciones de la unidad minera, pago de valorizaciones de las empresas especializadas, alquiler de activos fijos, excavaciones mineras, rellenado de las labores explotadas en la mina, sistema de bombeo, perforación de taladros, sistema de extracción de aire viciado, instalaciones eléctricas y servicios en general de la mina y todos los demás costos que se relacionan con los trabajos de la operación de para conseguir el recurso mineral (15).

- **Costos Unitarios.** “El costo es la suma de todo los valores reales o financieros que se usan para producir un determinado bien o también para realizar la prestación de un servicio durante un determinado periodo. Se refiere a costos que pueden ser expresados en volumen, por peso, por tiempo, por longitud, etcétera” (16).

- **Extracción.** Es una actividad que consiste en la extraer el material minado desde las labores o áreas de producción de la mina hasta la planta de procesos.

Esta actividad se divide en dos formas:

- ✓ **Extracción tajo abierto**

Su objetivo es la extracción de la roca desde la mina a cielo abierto para transportarla a la etapa siguiente de procesamiento del mineral o a los acumuladores de desmonte siempre respetando las leyes y lastre o estéril. Los principales procesos de la extracción de rocas en la minería a tajo abierto son: perforación, disparo perforado, tronadura, carguío y transporte.

- ✓ **Extracción subterránea**

El objetivo principal de esta actividad es extraer la roca de la mina subterránea para que se pueda enviar a la etapa de procesamiento en la planta. La extracción de la roca de interior mina se puede realizar con diversos métodos de explotación dependiendo del tipo de yacimiento y las características del macizo rocoso, también depende de aspectos técnicos económico y la escala de la explotación. Los principales procesos de la extracción de la roca en la minería subterránea son perforación, disparo perforado, tronadura, carguío y transporte.

- **Principios del método (Over cut and fill).** Este método consiste en extraer el mineral mediante labores horizontales con una secuencia ascendente (realce), iniciando desde la base de la labor. Todo el mineral arrancado es extraído de las labores. Cuando se ha excavado una tajada completa, el espacio vacío que se dejan se tiene que rellenar con el material de desmonte o estéril que permite estabilizar los hastiales de la labor, también se usa como plataforma de explotación para el arranque y extracción de la siguiente tajada. El material minado se extrae por medio de piques artificiales emplazados

en relleno detrítico, los cuales se construyen a medida que la explotación avanza hacia niveles superiores.

Para el relleno, se utiliza el material estéril o desmonte el cual obtenemos de los laboreos de desarrollos subterráneos que también puede ser de superficie, los relaves o desmonte de las plantas de tratamiento, también se pueden usar los materiales combinados pobres de material particulado y cemento para obtener una mayor resistencia y estabilidad al macizo rocoso (17)

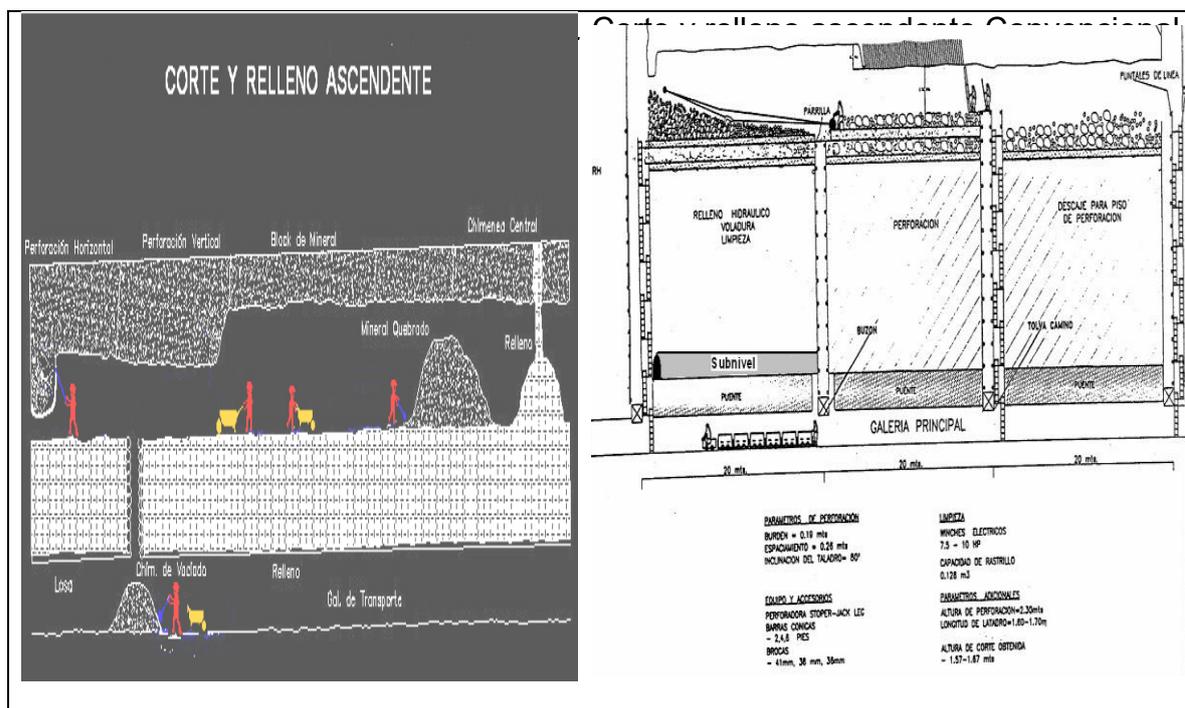


Figura 9 .Corte y relleno ascendente. Tomado de “Manual para la pequeña minería y minería artesanal”, por Gobierno Regional de Puno, 2008, p.18

✓ **Condiciones de aplicación.** Se puede aplicar generalmente para estructuras mineralizadas de diseño tabular vertical o subverticales, de ancho cambiante a partir de unos pocos centímetros hasta alcanzar un metro. Se opta por otras alternativas dependiendo la roca encajonante (hastiales) si se presenta que las características del macizo rocoso son incompetentes. A diferencia, que la estructura de la roca mineralizada tiene que estar estable y la característica de la roca de ser competente, fundamentalmente si son cuerpos con mayor dimensión de ancho. El recurso que se extrae tiene que ser rentablemente económico, es decir por encima del CUT-OF de tal manera que el margen de ganancia que se obtiene

por su recuperación logre compensar los altos costos de este método de explotación.

✓ **Desarrollo**

Se realiza un pique principal y un auxiliar, desde el nivel de extracción hasta los niveles más inferiores del yacimiento mineral.

Niveles principales para el transporte a lo largo del pique de las labores.

Una galería en mineral que tienen que ser dotadas con las correspondientes instalaciones de carguío (buzones), para la extracción de material minado.

Chimeneas de ventilación, chimeneas de transferencia (mineral-ore pass y estéril-waste pass), sistemas de ventilación, servicios de mina, accesos para el relleno.



*Figura 10.* Fotografía de perforación en tajo, método (Over Cut and Fill). Tomado de “Over Cut and Fill”, por J. Valencia, **2015**.

✓ **Manejo del mineral.** El transporte del recurso extraído en las labores consta en cargar y transportar el material hasta las chimeneas de transferencia,

estas dependen de las secciones de la labor y del requerimiento productivo para la planta, para el manejo de mineral en este método se puede ejecutar mediante lampas y buguis (minería artesanal), palas de arrastre, o puede ser con equipos cargadores de bajo perfil LHD.

En los niveles inferiores de las labores, por las chimeneas de transferencia se descargan el material mediante buzones a los carros sobre riel o volquetes.”

✓ **Ventilación.** Por lo general, el aire limpio ingresa a las labores desde el nivel de superior por medio de chimeneas de ventilación. El aire contaminado se elimina por medio de las chimeneas de ventilación hasta el nivel superior, que posteriormente se evacua incorporándolo a un circuito principal de ventilación de las operaciones de mina.

✓ **Sostenimiento.** Se tiene en consideración que para este método de explotación se aplica en cuerpos tabulares donde la roca encajonante es poco competente, la práctica común es el sostenimiento sistemático de los hastiales, donde se incluyen las mallas electrosoldadas, cables de acero o shotcrete según las características del macizo rocoso.

- **Actividad minera.** Son actividades, que conllevan a generar ganancias para la empresa minera.

- **Diseño y construcción:** Se considera a la ingeniería básica y a la de detalle, la adquisición de los materiales, equipos y los trabajos de construcción y montaje. Es la etapa económicamente más costosa.

- **Estándares de trabajo**

Son los modelos, pautas y patrones que contienen los parámetros establecidos por el titular de la actividad minera y los requisitos mínimos aceptables de medida, cantidad, calidad, valor, peso y extensión establecidos por estudios experimentales, investigación, legislación vigente y/o resultado del avance tecnológico, con los cuales es posible comparar las actividades de trabajo, desempeño y comportamiento industrial. Es un parámetro que indica la forma correcta y segura de hacer las cosas. El estándar satisface las siguientes preguntas: ¿Qué hacer?, ¿Quién lo hará?,

¿Cuándo se hará? Y ¿Quién es el responsable de que el trabajo sea seguro?” (18)

- **Fragmentación.** Es el fracturamiento de un elemento rocoso dura en fragmentos, afectado por el resultado de una voladura.

- **Planta de beneficio.** Es aquella instalación destinada a desarrollar los procesos de la actividad minera de beneficio, mencionados en la ley y el decreto supremo N.º 03-94-EM, reglamentos de diversos títulos del TUO de la ley general de Minería y sus modificaciones. (18)

- **Proceso de voladura.** Se le considera al conglomerado de actividades en el cual involucra: el transporte agente de voladura y los accesorios de voladura desde los depósitos o polvorines hasta el lugar donde se va realizar la voladura, las actividades de prevención previo a realizar el carguío del frente con los explosivos, el amarre de los taladros con explosivo, la identificación de las acciones preventivas en seguridad, los protocolos de voladura y el encendido para el disparo.

- **Producción.** Son los metros cúbicos o toneladas métricas totales que se deben manejarse en una operación minera por unidad de tiempo.

## 2.4. Generalidades Unidad Minera Pachancoto

### 2.4.1. Ubicación

El proyecto minero Pachancoto se encuentra ubicado en las zonas alto andinas del distrito de Suitucancha, en las laderas del nevado Pachancoto, entre 4900 a 5500 m.s.n.m. delimitado los siguientes vértices:

Tabla 2. Registrado con el Datum Geodésico PSAD-56

Vértice	Norte	Este
1	8 684 000.00	385 100.00
2	8 683 900.00	388 100.00
3	8 680 600.00	388 000.00
4	8 680 700.00	385 000.00

Tabla 3. Registrado con el Datum Geodésico WGS84

Vértice	Norte	Este
1	8,683,632.84	384,875.65
2	8,683,532.85	387,875.64
3	8,680,232.83	387,775.68
4	8,680,332.82	384,775.69

Tabla 4. Coordenadas geográficas

Vértice	Norte/Latitud	Este/longitud
1	-11 ° 54 ' 20.74 "	-76 ° 3 ' 25.53 "
2	-11 ° 54 ' 24.36 "	-76 ° 1 ' 46.38 "
3	-11 ° 56 ' 11.77 "	-76 ° 1 ' 50.09 "
4	-11 ° 56 ' 8.15 "	-76 ° 3 ' 29.25 "

Políticamente el proyecto Pachancoto presenta la siguiente información de su ubicación:

Paraje : Cerro Pachancoto.

Distrito : Suitucancho.

Provincia : Yauli.

Departamento : Junín.

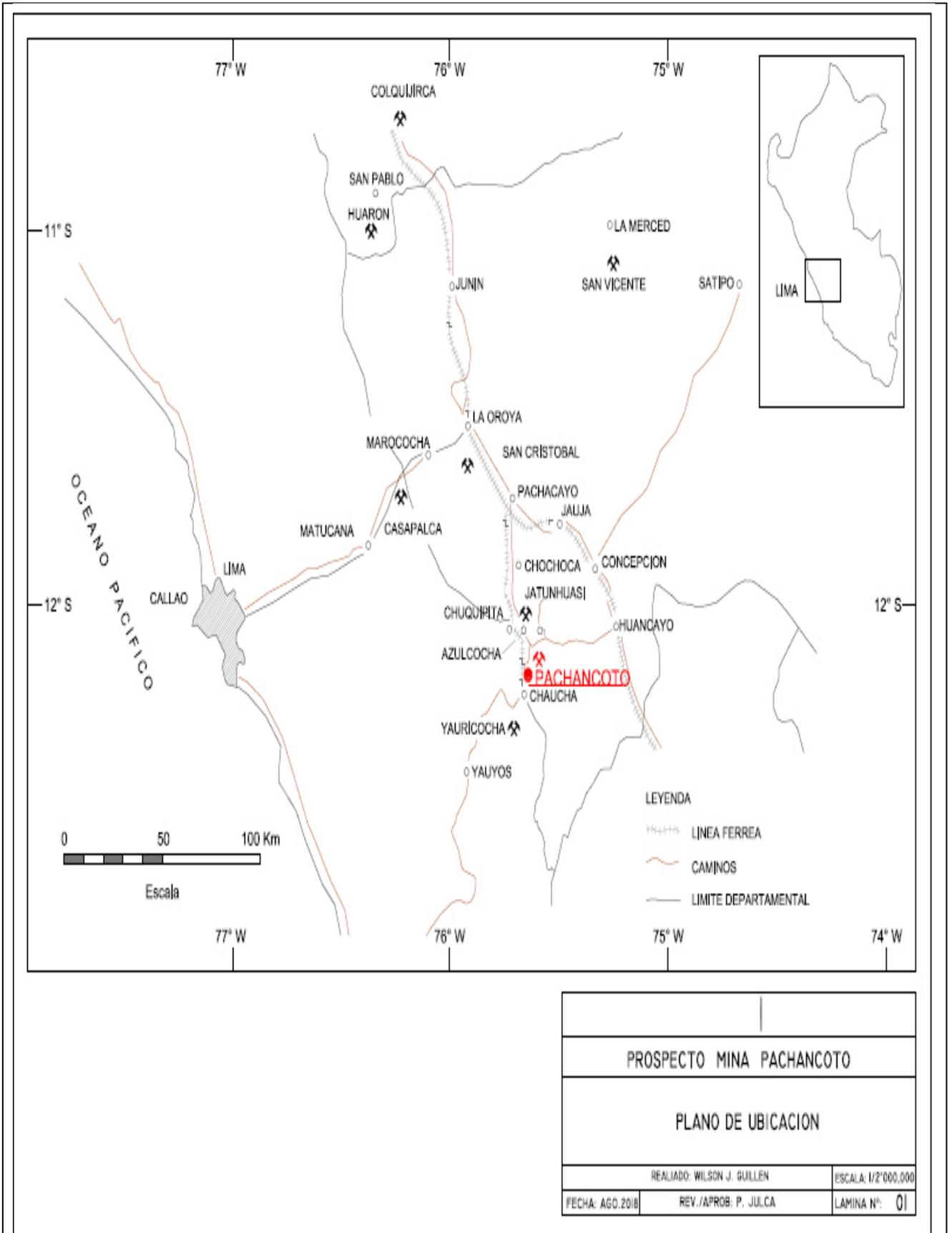


Figura 11. Plano de ubicación. Tomado de “Plano de ubicación”, por Departamento de topografía U.M. Pachancoto, 2016

### 2.4.2. Accesibilidad

El acceso al área del proyecto se realiza vía terrestre, desde la ciudad de Lima, , que hacen un recorrido de 289 km, en 7 horas diurnas, tomando la ruta de Lima-La Oroya, Puente Pachacayo-Distrito Canchayllo, la distancia del acceso se presenta en el cuadro siguiente.

#### Acceso al área del proyecto

Tabla 5. *Coordenadas geográficas*

Rutas		Carretera	Distancia (km)	Tiempo de viaje (horas)
De	Hasta			
Lima	La Oroya	Asfaltada	180	4.0
La Oroya	Puente Pachacayo	Asfaltada	122	0.5
Puente Pachacayo	Proyecto Pachancoto	Afirmada	67	2.5

### 2.4.3. Clima y vegetación

La zona tiene un ambiente frío, donde la temperatura varía en el día y más aún en las noches en donde el termómetro marca hasta los  $-10^{\circ}\text{C}$ ; propio de su ubicación y altitud, cercana a la línea de nieves; son muy frecuentes las precipitaciones sólidas por lo que sus áreas adyacentes están siempre cubiertas de nieve y las zonas bajas están con agua producto de los deshielos. (19)

La época de lluvias es de noviembre a abril, la de mayor precipitación es en los meses de enero a marzo, que se caracterizan por las precipitaciones de nieve y granizo, el resto del año es por lo general seco.

El área donde las concesiones se localizan es de vegetación, propia, principalmente de ichu, no es evidente la existencia de arbustos tampoco de árboles. Se le conoce por su gran altitud, llanura o colinas pronunciadas, así mismo de algunos lagos pequeños y chacras en el lugar, de la misma manera el piso del valle es bastante pantanoso. Por encima de los 4750 m destaca la existencia de ichu como flora.

	
<p><i>Figura 12.</i> Vista panorámica del clima del Proyecto de la Unidad Minera Pachancoto.</p>	<p><i>Figura 13.</i> Vista de la vegetación en el Proyecto de la Unidad Minera Pachancoto.</p>

#### **2.4.4. Topografía**

Las formas de relieve existente son principalmente dos tipos: planicies y montañas, también pueden encontrarse algunas otras como cóncavas activas menores en laderas, erosión laminar, línea de cresta empinada y redondeada, áreas hidrométricas (utilizadas para el pastoreo de ganado). (19)

El área de influencia directa del proyecto presenta un relieve accidentado, existen pendientes de relieve escarpado y muy abrupto debido a la conformación de las quebradas, que circundan el área, así mismo presenta topografía agreste de cerros empinados y rocosos características de la cordillera, el proyecto se ubica a una altitud entre 4800 y 5500 m.s.n.m.

El área del proyecto se localiza en las faldas sur de los nevados de Pachancoto, cuyas alturas son completamente frías, y como producto de la actividad glaciar observamos en sus formas externas un valle glacial en forma de U y al drenar da origen a los riachuelos y pequeñas lagunas ubicadas al pie del flanco sur del nevado Pachancoto. La laguna Verdecocha es la que sobresale en la zona del proyecto por ser la de mayor dimensión.

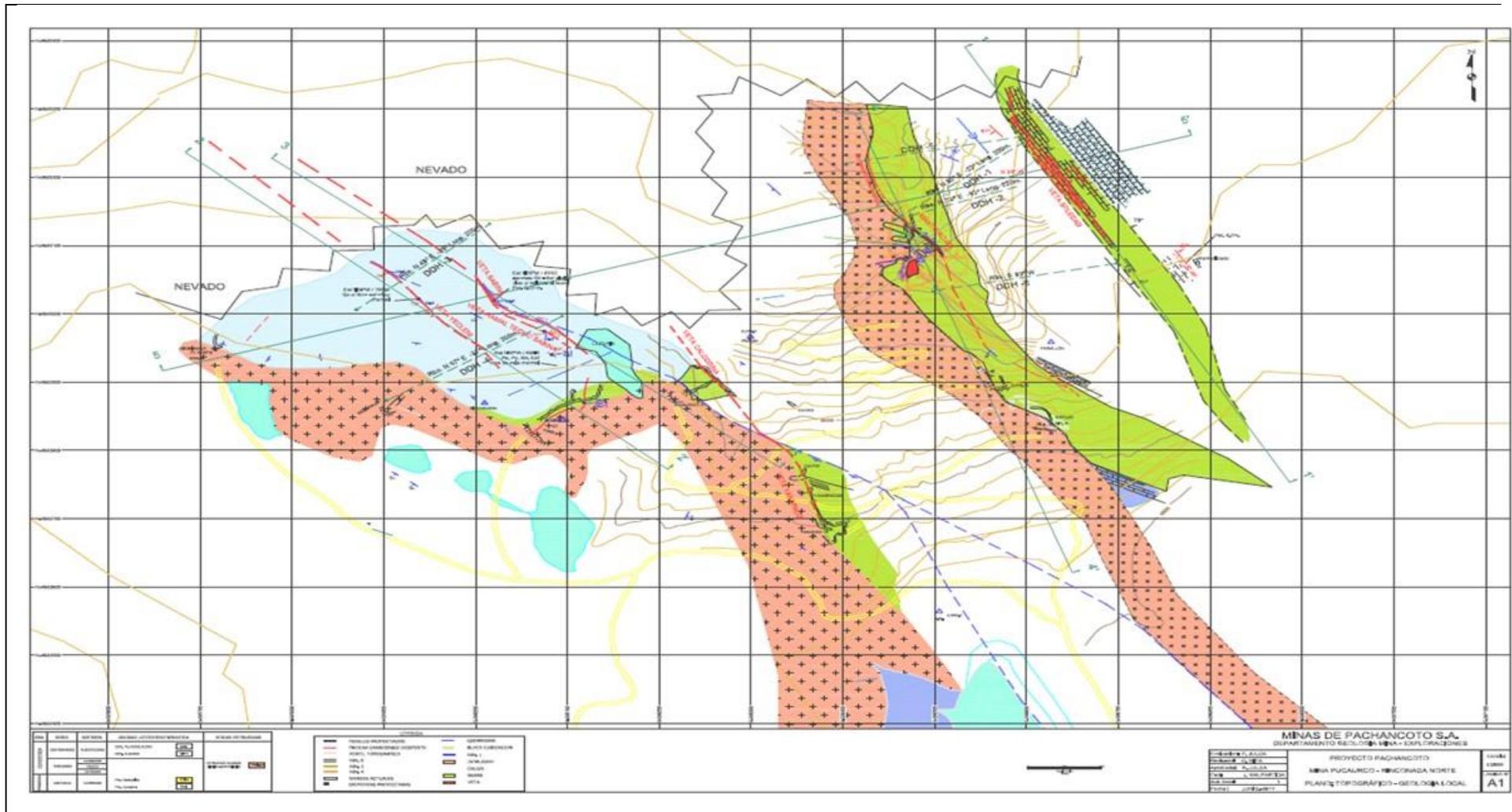


Figura 14. Plano topografía. Por Área De Geología, Minas de Pachancoto S.A., 2008

#### **2.4.5. Reseña histórica de la Unidad Minera Pachancoto**

Se estima que los primeros trabajos exploratorios consistentes en trincheras y medias barretas, realizados en los afloramientos se hayan hecho antes de 1950, pero es a partir de 1958 que se da inicio a la actividad minera, con intervención de Mina/ La Girondina S.A. Luego, se construye la carretera desde Azulcocha, hasta la Mina Pachancoto, de esta manera es accesible para trabajar utilizando compresoras y equipos adecuados, además de poder transportar mineral a la planta concentradora de Chaquichina. (19)

Las operaciones se llevan a cabo hasta 1968, se corrieron entre 1000 y 1500 m en galerías, cruceros y chimeneas de exploración y desarrollo, se produjo 15000 Tm de Cu, Pb, Zn y Ag de minerales que se trataron en la planta de Chaquichina. Aproximadamente dos terceras partes del mineral explotado provino de la zona de Pucaurco.

En el laboratorio del Banco Minero del Perú se han efectuado pruebas metalúrgicas de flotación con minerales procedentes de zona de Pucaurco; los resultados arrojan recuperaciones de Pb y Ag en el orden de 80% con leyes de 76% Pb, 73 oz/Tc Ag y 3.5‰ Zn en los concentrados.

Los posteriores diez años se paralizaron las operaciones lo que motivó que las propiedades sean revertidas al Estado. Posteriormente, estas fueron tomadas por Munay S.A., mediante la concesión Verde.

En , esta Compañía reinicia las operaciones en la zona Pucaurco explorando y extrayendo mineral que fue transportado 140 km a la planta concentradora Mantaro en Huancayo, para su tratamiento hasta junio de 1985, por motivos coyunturales de esa época y los precios bajos de la cotización de metales en el mercado internacional.

A partir de 1996, el proyecto minero Pachancoto reinicia las actividades de exploración en un área de diez hectáreas, donde se tiene las visitas de empresas interesadas como Buenaventura, Volcan, Minsur, Glencore, Billinton, Votaramtín, Compañía Minera Atacocha, entre otras.

En julio del 2016 se realiza la cesión para la explotación del proyecto a favor de la empresa Brynajom S.R.L. que a partir de octubre del 2016 hasta la fecha viene desarrollando trabajos de exploración, desarrollo, preparación y explotación, que produjo concentrados de Pb y Zn con contenidos de oro y plata.

#### **2.4.6. Fuerza laboral**

Actualmente en la unidad minera se cuenta con una fuerza laboral de 32 obreros distribuidos en tres turnos (día, noche y de libres); entre maestros, ayudantes, peones y el jefe de guardia. También hay nueve empleados, que conforman las áreas de administración, almacén, ingeniería y geología, que hacen un total de 41 personas involucradas en el desarrollo, preparación y producción de mineral. De toda esta fuerza, el 85% proviene de la comunidad campesina de SuitucanCHA y Canchayllo (personal obrero).

Estructura organizacional de la Unidad Minera Pachancoto

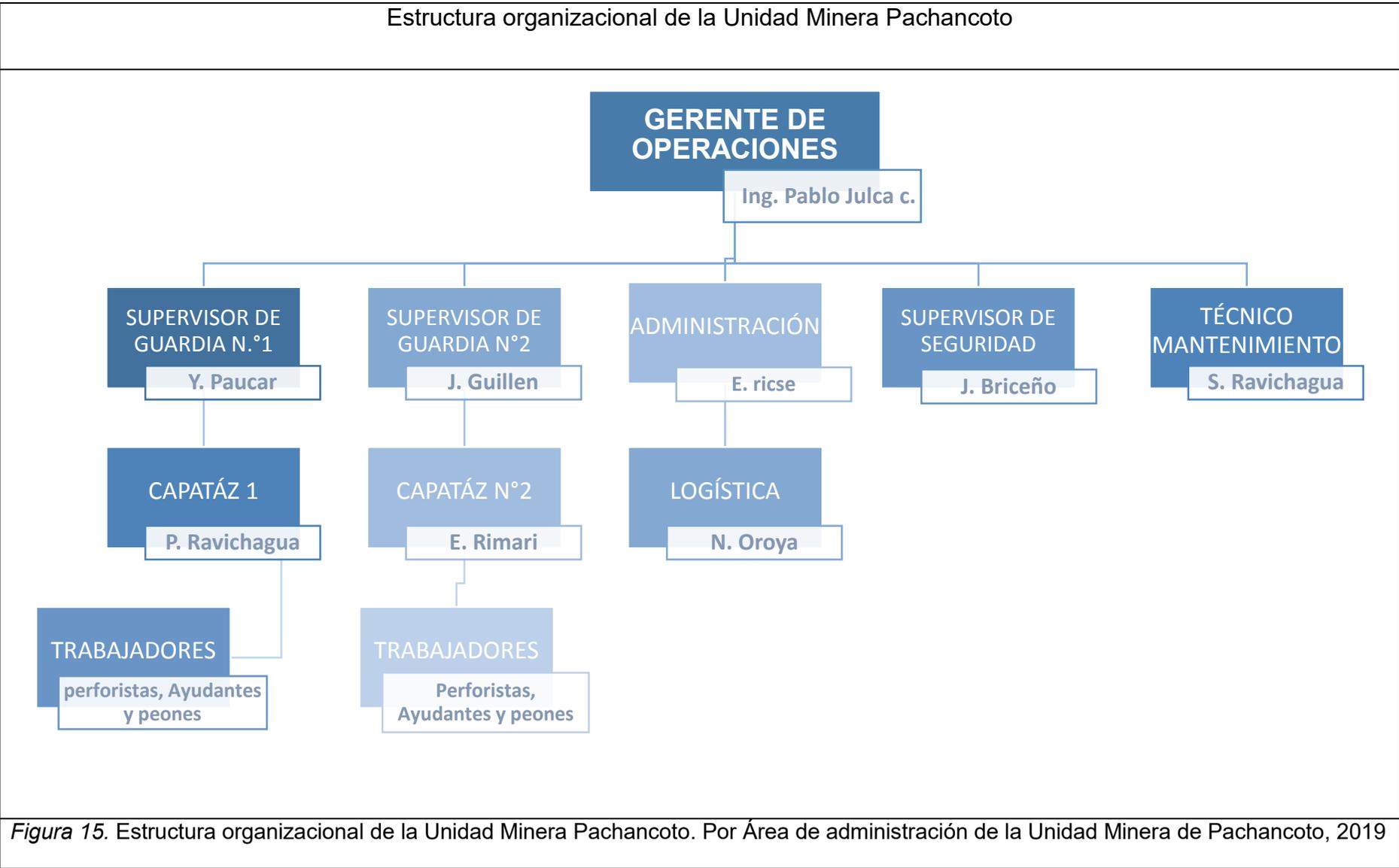


Figura 15. Estructura organizacional de la Unidad Minera Pachancoto. Por Área de administración de la Unidad Minera de Pachancoto, 2019

## **2.5. Geología**

### **2.5.1. Geología Regional**

#### **Las dioritas, tonalitas y granodioritas Tuyujuto:**

Según (20). Define un complejo plutónico abisal de proporciones batolíticas, que aflora principalmente a lo largo de la Divisoria Continental por encima de los 4,500 m s.n.m. Es alargado en sentido Noroeste a Sureste con una longitud cercana a los 25 km y anchos entre 3 y 6 km.

Se caracteriza por la presencia de intrusiones dioríticas a cuarzo-dioríticas en la periferia Noroeste y Oeste; en esta ubicación marginal aparecen las dioritas de Pachancoto, Vicuña, San Juan y Suyoc. Algunos de estos *stocks* dioríticos gradan hacia composiciones tonalíticas como es el caso del intrusivo Suyoc, cuyo núcleo de tonalita está rodeado por diorita. A escala regional, esta distribución composicional se repite, con un gran volumen de tonalitas y granodioritas constituyendo el centro del complejo plutónico. Es probable que tal distribución obedezca a factores regionales de diferenciación magmática e intrusiones múltiples.

Estos intrusivos están emplazados principalmente en rocas sedimentarias del Cretáceo, dando lugar a la formación de numerosas ocurrencias metasomáticas de contacto. Sin embargo, también influyen a las secuencias volcánicas del Terciario inferior a medio, demostrando que se edad máxima de emplazamiento corresponde al Terciario medio. Considerando que intrusivos similares mineralizados en Morococha y Yauricocha han sido datados por métodos radio métricos como pertenecientes al Mioceno, es altamente probable que los intrusivos Tuyujuto se hallan emplazado en este mismo periodo.

Entre las manifestaciones de mineralización claramente asociadas al complejo intrusivo Tuyujuto cabe mencionarse a la zona de Pucaurco en Pachancoto.

#### **a) Las riocacitas y riolitas Suiricocha (20)**

Se le asigna esta denominación a un conjunto de intrusiones hipabisales y coladas dómicas de composición riocacítica a riolítica que aflora al Oeste de la

divisoria continental, a lo largo de grandes fallas longitudinales. Los principales afloramientos se conocen en el valle Suiricocha; se caracterizan por presentar textura porfirítica, a veces fluidal, con fenocristales de cuarzo y sanidina, acompañados en algunas localidades por miarolas de turmalina. (20)

Están emplazadas tanto en la secuencia sedimentaria del Cretáceo como en los volcánicos del Terciario. (20)

Aparentemente, representan una fase tardía de actividad ígnea con incidencia metalogenética en los prospectos de San Juan, Collquepucro y Suyoc.

#### **b) El basamento sedimentario**

Se ha reconocido una secuencia estratigráfica completa que abarca todo el Cretáceo, incluye a las formaciones detríticas Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat a la secuencia calcárea Pariahuanca, Chulee, Pariatambo, Jumasha y Celendín. Estas formaciones están severamente plegadas y falladas, sobre todo en la franja a lo largo del valle Suiricocha. Todos los pliegues y la gran mayoría de las fallas son longitudinales de rumbo Noroeste a Sureste. También existen fallas de desgarre transversal a las primeras (20).

#### **c) La cobertura sedimentaria y volcánica**

Consta de las capas rojas de la formación Casapalca en el extremo Este y de los volcánicos y sedimentarios de la formación Carlos Francisco en el Oeste. Ambas unidades están moderadamente plegadas y falladas (20).

#### **d) Los depósitos minerales**

En toda la región existen numerosas ocurrencias de mineralización polimetálica con uno o más de los elementos Cu, Pb, Ag (Au, Bi, Cd). Las concentraciones ocurren en bol sonadas dentro de cuerpos de skarn, ya sea metasomáticos de contacto o en forma de mantos de reemplazamiento distal. También, se conocen filones y cuerpos de brecha mineralizados. (20)

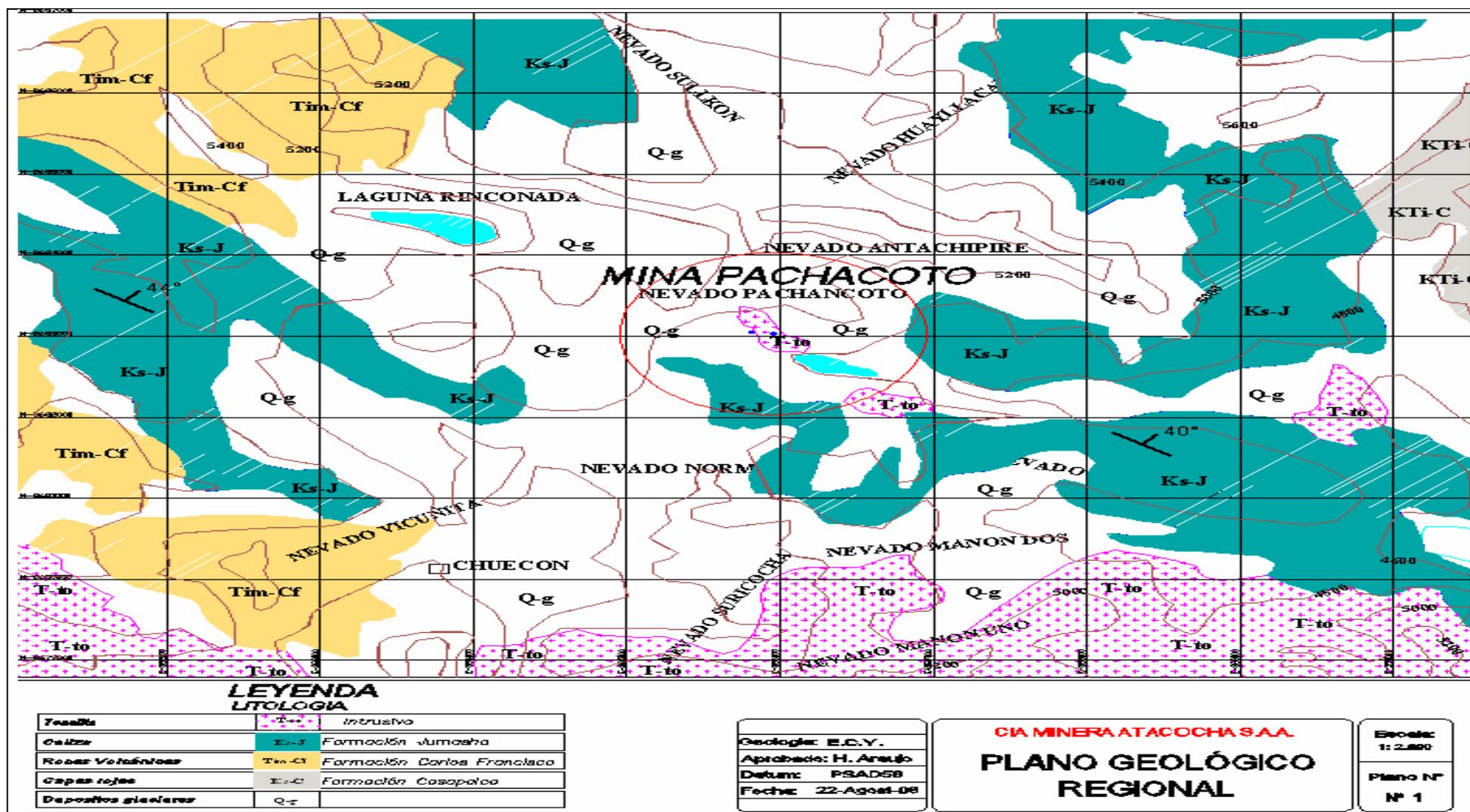


Figura 16. Plano N.º 03, Geología regional. Por Cia. Minera Atacocha, 2008, p. 46

### **2.5.2. Geología local**

Las características geológicas más saltantes del prospecto Pachancoto son las siguientes: el intrusivo diorítico a granodiorítico, su encajonante calcárea plegada, los cuerpos de skarn dispuestos al contacto y los depósitos minerales tanto en bolsonadas de contacto como en filones dentro y adyacentes al mismo (21).

El intrusivo de Pachancoto tiene una forma irregular, alargada de Sur a Norte con 3 km de largo; presenta dos digitaciones mayores en su extremo meridional hacia el nevado del mismo nombre y un afloramiento principal en su extremo septentrional.

En los contactos, el intrusivo presenta comúnmente digitaciones menores y zonas de contaminación calcárea. Su composición varía aparentemente en forma gradual de diorita con hornblenda y piroxeno en el norte, hasta granodiorita con hornblenda y biotita en el Sur. Además de las zonas de contaminación calcárea, se han detectado contactos con fuerte alteración hidrotermal hipógena de tipo potásica, como es el caso de la zona Abriles-Chalcocita. Comúnmente, el contacto alterado presenta disseminaciones de pirita con trazas de chalcopirita. El encajonante calcárea del intrusivo antedicho, consiste en calizas potentes, parcialmente marmolizadas de la Formación Jumasha.

Los cuerpos de skarn dispuestos a lo largo del contacto son profusos en la zona norte. Se presentan como afloramientos masivos y relativamente continuos en las zonas de Pucaurco, Yanapacos, Chalcocita y Abriles. Los anchos del skarn aflorante llegan a medir entre 20 y 30 m; su mineralogía esencial consiste en granates, diópsido y vesubiana. A manera de bolsonadas, dentro de las aureolas de skarn, aparecen las concentraciones metalíferas motivo del presente reconocimiento. Adicionalmente, también se han reconocido algunos filones delgados en el intrusivo y en su inmediata vecindad.

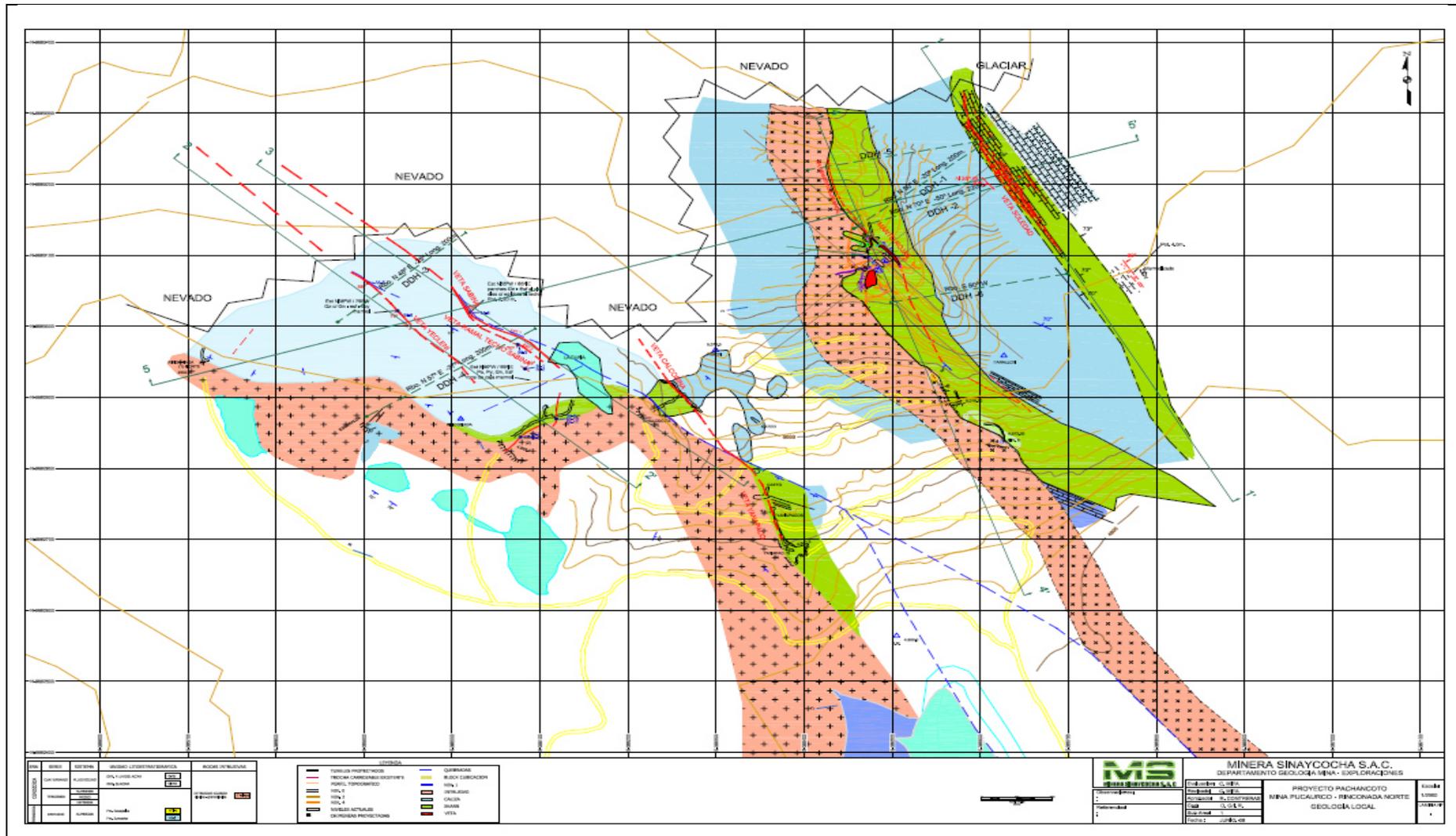


Figura 17. Plano. N.º 04, Geología local. Por Área de Geología, Minas de Pachancoto S.A., 2008

### **2.5.3. Estratigrafía**

En Pachancoto afloran principalmente rocas sedimentarias del Cretáceo Medio perteneciente a la Formación Jumasha, constituida por calizas macizas gris claras que están en contacto local con intrusivos de naturaleza granodiorítico-tonalíticas expuestos como apófisis, pequeños *stock* e intrusiones tipo sills que irrumpieron aprovechando las zonas de debilidad de los contactos locales de las fácies de calizas y son las que habrían traído la soluciones mineralizantes que se depositaron como estructuras vetiformes y como algunas franjas dentro de mantos skarn débilmente mineralizados y moderadamente alterados. (20).

### **2.5.4. Estructuras mineralizadas**

El prospecto Pachancoto presenta una mineralización de origen hidrotermal que se exponen como focos locales mineralizados que siguen un control estructural por fallamiento de sistema NW y NE, que forman estructuras vetiformes y franjas dentro de mantos-skarn emplazados cerca de los contactos, en ambientes calcáreos, volcánicos e intrusivos de edad Cretáceo superior al Terciario medio. (21).

La mineralización en la concesión Verde-Pachancoto se han localizado estructuras vetiformes (12) de sistema NE, NW y E-W que se hallan dentro de las calizas Jumasha en contacto con apófisis granodiorítico, contiene sulfuros como pirita, calcopirita, galena, esfalerita, marmatita en lentes y como puntos diseminados, con OxFe del tipo hematítico y limonítico en pequeños gossan y rellenando fracturas superficiales.

La mineralización está dada por la presencia de minerales de Zn-Pb-Ag-Cu-Fe como la esfalerita, marmatita, galena, platas rojas, calcopirita, magnetita, pirita, arsenopirita, que ocurren a manera de vetas, cuerpos-mantos de reemplazamiento, skarn y aparentemente un sistema tipo pórfido de Cu-Mo. El informe de Barba trata de la presencia de molibdenita en la zona de Rinconada, algo que no se pudo observar en esta visita. Existen además abundantes zonas de oxidación con presencia de hematita, goethita, limonitas, óxidos y carbonatos de Cu.

Las principales zonas mineralizadas se ubican en la concesión Verde. Para fines descriptivos se ha dividido el área en tres: Verde Norte, Verde Central y Verde

Sur. En esta visita se recorrió la zona de Verde Norte y se tuvo acceso a un mineral acumulado de la veta Sheyla de la zona Verde Sur.

La zona de Verde Central está conformada por pequeñas labores y cateos con estructuras cuyos anchos son menores a 0.50 m, según la información revisada.

- **El área Verde Norte**

Lo conforman las vetas Sabina, Yecleni, Yanapacos, Chalcosina, Manto olvidado, Soledad. El sector Pucaorcco con las vetas Yuli, Rojas, Soraya; el skarn Abriles y el probable pórfido de Rinconada Norte (21).

- **El área Verde Central**

Lo conforman las vetas de San José, Alcaparra, Lamparita, Restauradora, y los trabajos de La India, San Agustín y Cometa.

- **El área Verde Sur**

Lo conforma la estructura Sheyla recientemente descubierta (por el retroceso de los glaciares), la misma que se constituye en una veta con un potencial de exploración expectante al igual que todo sus alrededores en el nevado Pachancoto. (21)

El mineral extraído hasta la década de los años 80 proviene de las vetas de Pucaorcco, Yanapacos, Chalcosina y Restauradora. Recientemente se ha extraído mineral de manera artesanal de las vetas sabina y Yecleni, las mismas que quedaron descubiertas con el retroceso de los glaciares.

- **Veta Sabina**

La veta sabina está conformada por dos estructuras paralelas, al techo y piso, separadas por una roca caja alterada (“caballo”) que conforman un corredor de 5 a 20 m de ancho por 300 m de longitud, pudiendo llegar hasta 1000 m, ya que parece prolongarse hacia las cumbres del Nevado Pachancoto. (21)

La estructura de la veta Sabina presenta una dirección  $110^{\circ}$  a  $125^{\circ}$  con buzamiento  $76^{\circ}$ SW y ancho que varía entre 0.80 y 1.70 m.

La mineralización en la veta Sabina consiste en galena, esfalerita, marmatita, pirita, puntos de calcopirita, pirrotita y epidota; la caja se presenta en parte brechada y en parte la caliza marmolizada, con diseminación de pirita y galena en 1%.

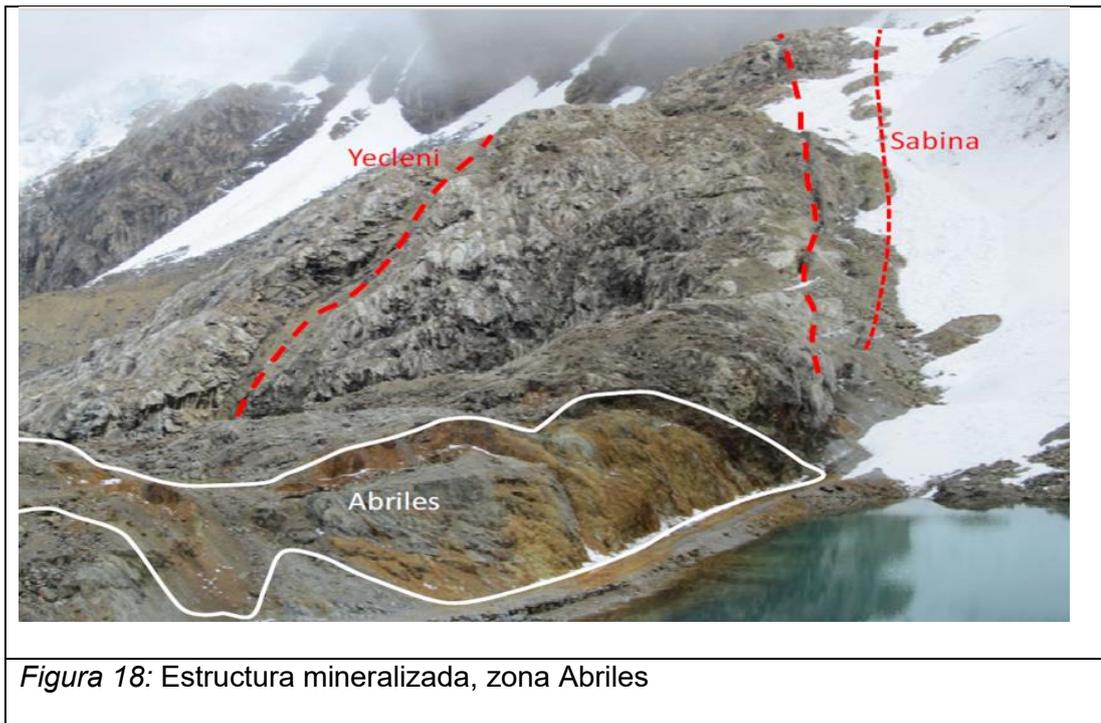
- **Veta Yecleni**

La veta Yecleni es una estructura que se ubica 50 m al SW de la veta Sabina y que corre casi paralela a esta. La roca caja son calizas grises en partes alteradas. La estructura presenta una dirección  $120^{\circ}$  con buzamiento  $70^{\circ}$ SW y ancho que varía entre 0.55 y 1.70 m (21)

La mineralización en la veta Yecleni consiste en galena, esfalerita, pirita, puntos de calcopirita y óxidos de cobre; parcialmente la estructura se presenta brechada, con panizo, cloritas y calcita.

- **Abriles**

Esta zona está conformada por un exoskarn que se ubica en el contacto caliza-intrusivo. Como minerales principales se tiene pirita, arsenopirita, calcopirita, magnetita, esfalerita, galena, granates verdes, óxidos y carbonatos de Cu, jarosita, arcillas y oxido de Fe y Mn. (21)



*Figura 18: Estructura mineralizada, zona Abriles*

- **Estructura Yanapacos**

La veta Yanapacos es una estructura que se ubica unos 350 m al SE de la veta Sabina. La roca caja son calizas grises en partes silicificadas al NE de estructura y skarn al SW respectivamente. (21)

La estructura presenta una dirección N160° con buzamiento 88°SW y ancho de 1.50 m. Tiene una galería de unos 60 m dentro de la cual la estructura se presenta con hasta 2.5 m de ancho.

La mineralización en Yanapacos consiste en esfalerita, arsenopirita, pirita, galena, magnetita, puntos de calcocita, carbonatos y óxidos de cobre; además presenta óxidos como jarosita, limonita, hematita y óxidos de manganeso.



*Figura 19.* Estructura mineralizada, zona de Yanapacos

- **Estructura Chalcocita**

Esta es una estructura que se ubica a 180 m al SE de la veta Sabina. La roca caja es un skarn con magnetita. La estructura presenta una dirección N140° con buzamiento 78°SW y ancho de 4.00 m o hasta más (parcialmente la zona estaba cubierta con nieve). (21)

La mineralización en veta Chalcocita es similar a Yanapacos con presencia de magnetita, galena, esfalerita, pirita y abundante óxidos de fierro, como jarosita, limonita y hematita.

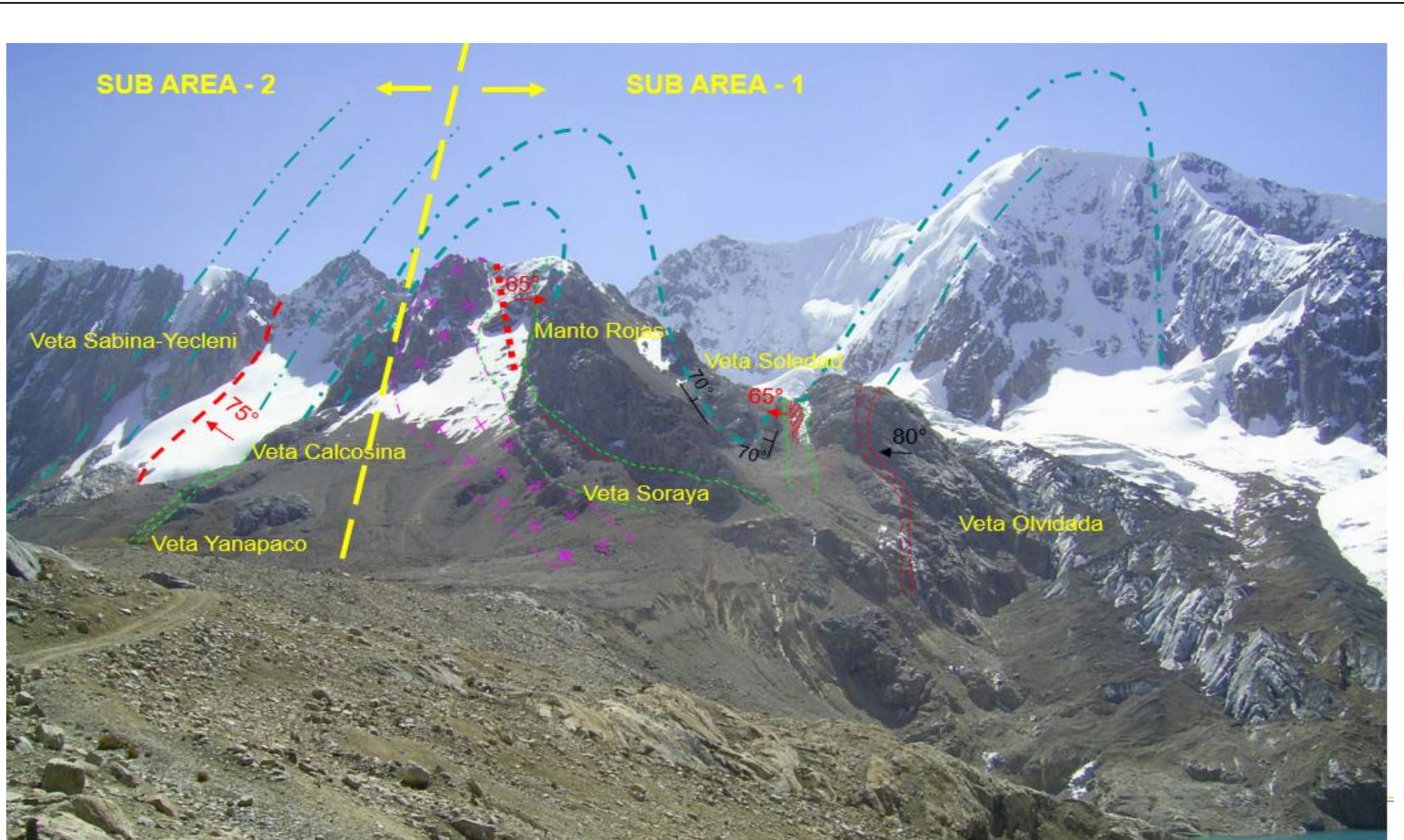


Figura 20: Panorama geológico de la Unidad Minera Pachancoto. Por Departamento de Geología U.M Pachancoto, Presentación, 2008

## **CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

### **3.1. Método y Alcance de la Investigación**

#### **3.1.1. Método de la investigación**

La investigación que se desarrollará en esta tesis utiliza el método científico como método general y el método descriptivo como método específico.

#### **3.1.2. Tipo de la investigación**

Esta tesis tendrá como tipo de investigación la aplicada.

#### **3.1.3. Nivel de la investigación**

Se tiene como nivel de investigación el descriptivo simple.

### **3.2. Diseño de la Investigación**

El diseño de investigación es descriptivo, porque se dedica a recolectar, ordenar, analizar y presentar una serie de datos, con la finalidad de describir completamente las características de un estudio y las actividades del sistema de mejoramiento técnico económico en la productividad de las operaciones subterráneas.

### **3.3. Población y Muestra**

#### **3.3.1. Población**

Labores de desarrollo de la Unidad Minera Pachancoto.

### **3.3.2. Muestra**

La muestra se eligió de manera no probabilística, por consiguiente, no aleatoria; está constituida por el cruce del Nv. 3950.

## **3.4. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos**

### **3.4.1. Técnicas utilizadas en la recolección de datos**

Las técnicas de recolección utilizadas son las siguientes: la observación directa, la recopilación de datos en fichas o formatos de data actual de las operaciones en la Unidad Minera Pachancoto. Así mismo, los datos que se obtienen durante la investigación serán medidos, analizados e interpretados cuidadosamente, dependiendo el grado de complejidad en que se encuentra dicha información.

Los instrumentos utilizados en la presente investigación son:

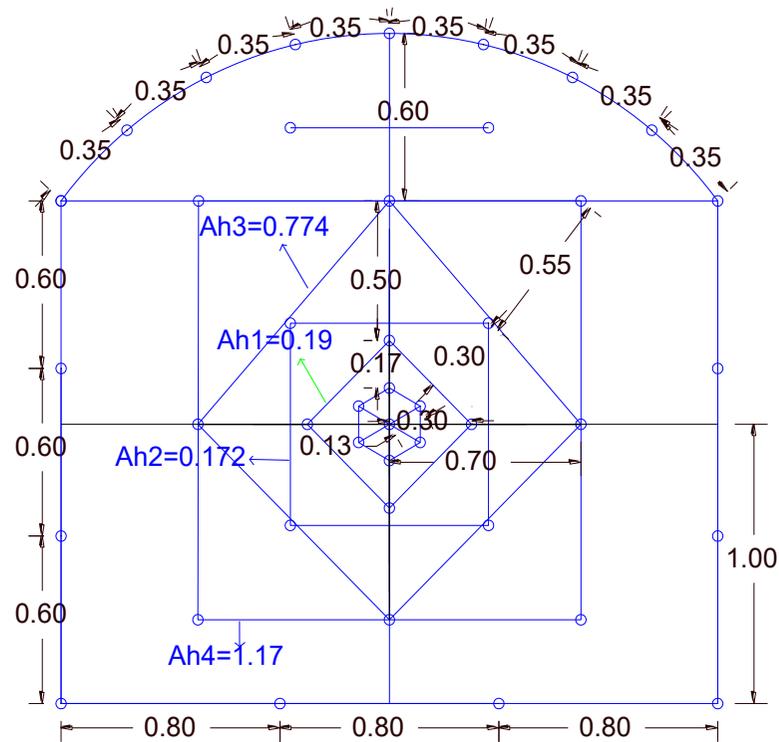
- Autocad, Microsoft Excel 2016
- Informes.
- Tesis anteriores relacionadas al tema.
- Publicaciones
- Planos.
- Libros.
- Bibliografías de internet.
- PC.
- Tablas estadísticas.
- Entre otros.

## **CAPÍTULO IV**

### **4.1. Malla de Perforación Anterior**

El diseño de malla de perforación y voladura que se muestra en la figura N.º 14 es la que se venía aplicando en las labores de 2.40 mt x 2.40 mt para un tipo de roca regular con una profundidad de perforación de 6 pies, se realizaba la perforación con 42 taladros donde cuatro taladros se tomaban como taladros de alivio y los 38 restantes eran cargados con explosivo.

#### 4.1.1. Malla de perforación anterior



SECCION 2.4 m x 2.4 m y 6 PIES DE PERFORACION						
DESCRIPCION	N° TAL	TAL CARGADOS	Semexa 65 %		Exadit 45%	
			Cart/Tal.	Total	Cart/Tal.	Total
ALIVIO	4	0	0	0	0	0
ARRANQUE	3	3	9	27	0	0
1 AYUDA	4	4	9	36	0	0
2 AYUDA	4	4	9	36	0	0
3 AYUDA	4	4	9	36	0	0
CUADRADORES	4	4	9	36	0	0
AYUDA CUADRADORES	4	4	9	36	0	0
CORONA	9	9	0	0	8	72
AYUDA CORONA	2	2	9	18	0	0
ARRASTRE	4	4	9	36	0	0
<b>TOTAL</b>	<b>42</b>	<b>38</b>	<b>72</b>	<b>261</b>	<b>8</b>	<b>72</b>
Semexa 65% (Kg)	20.649					
Exssadit 45% (Kg)	5.4878					
<b>Total Explosivo (Kg).</b>	<b>26.137</b>					

Figura 21: Malla de perforación y voladura anterior sección 2.4m x 2.4m.

#### 4.1.2. Costo de perforación y voladura con el diseño de malla anterior

Tabla 6. Estimación de costos operacionales, malla anterior

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS DE AVANCES								
CRUCERO DE 8' X 8' (6 PIES)								
<b>EQUIPOS:</b>	PERFORADORA JACK LEG				<b>Eficiencia Perf.</b>	90%		
<b>SECCION:</b>	2.40 m x 2.40 m				<b>Eficiencia Vol.</b>	85%		
<b>LONG. BARRA:</b>	6 pies				<b>N° Taladros:</b>	42		
<b>LONG. AVANCE:</b>	1.40 mts				<b>N° Tal.carg.:</b>	38	de 38 mm	
<b>Pies Perf.</b>	226.8 pies				<b>N° Tal. Alivio</b>	4.00	de 38 mm	
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL US\$	TOTAL US\$/ml
<b>1.-</b>	<b>MANO DE OBRA</b>							
	Maestro Perforista	1.0000	Día	1.00	68.42	US\$/Día	68.42	
	Ayud. Perforista	1.0000	Día	1.00	51.32	US\$/Tarea	51.32	
	Peón mina	1.0000	Día	1.00	15.36	US\$/Tarea	15.36	
		<b>3.00</b>					135.10	<b>\$ 96.50</b>
<b>2.-</b>	<b>EPP'S</b>							
	Personal inafecto de agua	1.0000	Día	1.00	0.88	US\$/Día	0.88	
	Personal con contacto de agua	1.0000	Día	2.00	1.00	US\$/Día	1.99	
							2.88	<b>\$ 2.05</b>
<b>3.-</b>	<b>MATERIALES Y HERRAMIENTAS</b>							
	Barreno Cónico de 4'	0.1596	Und.	1.00	73.81	US\$/Und.	11.78	
	Barreno Cónico de 6'	0.09	Und.	1.00	87.86	US\$/Und.	7.94	
	Broca cónica de 38mm	226.80	Pp	1.00	0.06	US\$/pp	12.96	
	Manguera de 1"	0.0083	mts	30.00	2.19	US\$/mts.	0.55	
	Manguera de 1/2"	0.0083	mts	30.00	1.00	US\$/mts.	0.25	
	Conexiones	0.0083	Und.	4.00	7.4763	US\$/Und.	0.25	
	Aceite torcula	0.3989	Gls.	1.00	7.60	US\$/Gls.	3.03	
	Herramientas generales	1.0000	Día	1.00	3.00	US\$/Día	3.00	
							39.75	<b>\$ 28.39</b>
<b>4.-</b>	<b>EXPLOSIVOS</b>							
	DINAMITA EXADIT AL 45% DE 7/8" X 7"	1.0000	uni	72.00	0.17	US\$/uni	12.34	
	DINAMITA SEMEXSA AL 65% DE 7/8" X 7"	1.0000	uni	261.00	0.20	US\$/uni	52.20	
	EXANEL	1.0000	Pza	37.00	1.43	US\$/m	53.07	
	CARMEX DE 7" (2.10 M)	1.0000	Pza	2.00	0.67	US\$/m	1.34	
	CORDON DETONANTE 5P	1.0000	mts	15.00	0.2257	US\$/uni	3.39	
	MECHA RAPIDA	1.0000	mts	15.00	0.43	US\$/gl	6.43	
							128.77	<b>\$ 91.98</b>
<b>5.-</b>	<b>EQUIPOS</b>							
	Perforadora Jackleg	1.00	Pp	226.80	0.06	US\$/pp	13.61	
	Movilidad	0.25	Día	1.00	90.00	US\$/Día	22.50	
							36.11	<b>\$ 25.79</b>
<b>6.-</b>	<b>SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS</b>						<b>342.60</b>	<b>\$ 244.72</b>
<b>7.-</b>	<b>COSTOS INDIRECTOS</b>							
	Contingencias		%	5%		US\$	17.13	<b>\$ 10.91</b>
	Medicinas		%	1.50%		US\$	5.14	<b>\$ 3.27</b>
	Gastos Generales		%	10%		US\$	34.26	<b>\$ 21.82</b>
							56.53	<b>\$ 36.01</b>
<b>TOTAL COSTO x METRO LINEAL DE AVANCE (US\$/ML)</b>								<b>\$ 280.72</b>

4.1.3. Análisis de causa efecto en el proceso de perforación de frente de 2.4m x 2.4m

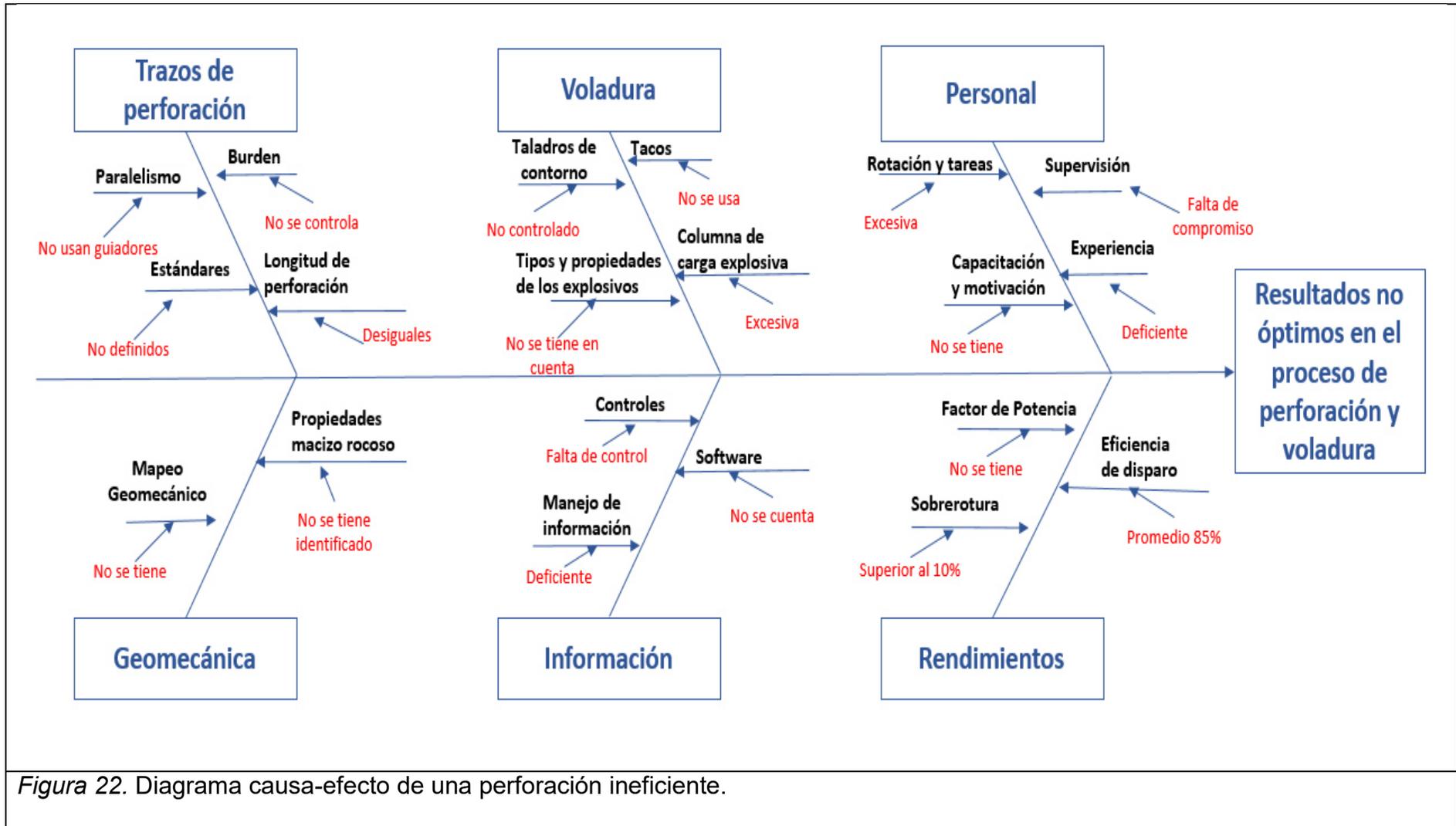


Figura 22. Diagrama causa-efecto de una perforación ineficiente.

#### **4.1.4. Principales problemas detectados en la perforación y voladura**

Principales deficiencias identificadas que afectan en los resultados de las operaciones unitarias en perforación y voladura son las siguientes:

- No tener diseñado una adecuada malla de perforación y voladura estándar en el cruce 961 del NV. 4950 de la U.M Pachancoto.
- Deficiencias al realizar la perforación, se evidencia inadecuado paralelismo entre taladros, la profundidad de perforación es incompleta, la inclinación de los taladros desiguales, el cuele inadecuado, taladros vacíos sin rimar, el espaciamiento y el burden eran inadecuados.
- Mala distribución de la columna explosiva, se cargaban los taladros por encima del 75% de la longitud de la columna explosiva llegando a superar el 90% de la longitud de la columna. Esto lo realizaban asumiendo que de esa manera lograban obtener un resultado óptimo, por falta de conocimiento de los trabajadores y una inadecuada supervisión; lo correcto es cargar el taladro con explosivo las 2/3 partes de la profundidad del taladro es decir el 66% de ello.

#### **4.2. Presentación de Datos**

##### **4.2.1. Descripción de la labor**

El Cx. 961 está ubicado en el Nv. 4950 en la zona de Pucaurco de la U.M Pachancoto, la labor es de preparación para la explotación del manto Rojas.

##### **4.2.2. Datos de campo**

- GSI = 45
- RMR = 45
- RQD = 51%
- Sección de la labor: 2.40 m x 2.40 m
- Área de la labor: 5.23 m<sup>2</sup>
- Longitud de la barra: 6 pies
- Diámetro del taladro de alivio: 64mm
- Diámetro de taladros cargados: 38.1 mm

- Diámetro del cartucho: 7/8"
- Longitud del cartucho: 0.1778 m
- Ángulo de los taladros de borde "γ" = 3°
- Desviación angular "α" = 10 mm/m.
- Error de emboquillaje "e" = 20 mm.
- Densidad Semexa 65 %: 1.12 ± 3% g/cm<sup>3</sup>
- Densidad Exsadit 45 %: 1.02 ± 3% g/cm<sup>3</sup>
- Densidad de la roca: 2.8 Tn/m<sup>3</sup>

Tabla 7. Especificaciones técnicas de los explosivos Semexa 65%

Especificaciones técnicas	Unidades	Semexsa 45	Semexsa 65	Semexsa 80
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.08 ± 3%	1.12 ± 3%	1.18 ± 3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,800 ± 200	4,200 ± 200	4,500 ± 200
Presión de detonación	kbar	87	94	125
Energía**	KJ/kg	3,338	3,433	3,747
RWS**	%	89	92	99
RBS**	%	120	127	147
Volumen de gases	l/kg	1,016.	1,015	989
Resistencia al agua	Horas	Buena	Muy buena	Excelente
Categoría de humos	Categoría	1 era.	1 era.	1 era.

Nota: Tomado de Catálogo de productos EXSA.

### 4.3. Procesamiento de Datos

#### 4.3.1. Diseño de arranque o cuele

##### Diámetro equivalente

$$\phi_e = \phi \sqrt{n}$$

$$\phi_e = 0.064mt * \sqrt{2}$$

$$\phi_e = 0.0905m$$

##### Longitud de la perforación

$$H = 0.15 + 34.1 * \phi_2 - 39.4 * \phi_2$$

$$H = 0.15 + 34.1 * (0.0905) - 39.4 * (0.0905)^2$$

$$H = 2.91 \text{ m}$$

$$L = \text{Eficiencia} * H$$

$$L = 95\% * 2.91\text{m}$$

$$L = 2.76 \text{ m.}$$

Con este resultado determinamos que con dos taladros de vacíos de 64 mm se podría alcanzar hasta 2.76 m. Asimismo, concluimos que para obtener un avance lineal de 1 = 1.80 m por voladura se tiene que hacer dos taladros de vacíos de 0.064m de diámetro.

$$L = 1.74 \text{ m: Según observaciones en el campo}$$

**Primer cuadrante:**

$$B_{1max} = 1.75 * \phi_e$$

$$B_{1max} = 1.75 * 0.0905\text{mt}$$

$$B_{1max} = 0.158 \text{ mt}$$

**Cálculo del burden práctico (B1)**

$$B1 \text{ práctico} = B_{1max} - E_p$$

$$E_p = \alpha * H + \beta$$

Dónde:

$E_p$  = Error en perforación (mt)

$a$  = Desviación angular (m/m) = 0,01m

$p$  = Error de emboquillaje (m) = 0.02m

$H$  = Longitud de perforación (mt)

$$E_p = \alpha * H + \beta$$

$$E_p = 0.010 \times 1.74 + 0.020$$

$$E_p = 0.0374m$$

$$B_{1 \text{ práctico}} = B_{1max} - E_p$$

$$B_{1 \text{ práctico}} = 0.158m - 0.0374m$$

$$B_{1 \text{ práctico}} = 0.121 \text{ m}$$

Considerar que el valor obtenido no sustituye al burden " $B_{1max}$ " para calcular la concentración de la carga lineal del explosivo "q1".

Cálculo de la abertura de la primera sección.

$$A_1 = \sqrt{2} * (B_{1max} - E_p)$$

$$A_1 = \sqrt{2} * (0.158m - 0.0374m)$$

$$A_1 = 0.171 \text{ m}$$

### **Diseño de arranque de la malla de perforación actual**

El gráfico siguiente nos indica la forma de arranque o cuele de la malla de perforación, que se emplea actualmente, así como las medidas y la distribución de los taladros, la forma del cuele es cilíndrico, el cual presenta cuatro taladros perforados de 38 mm de 6 pies, los cuales son cargados y dos taladros rimados con brocas de 64 mm. Los taladros rimados son la cara libre para el disparo.

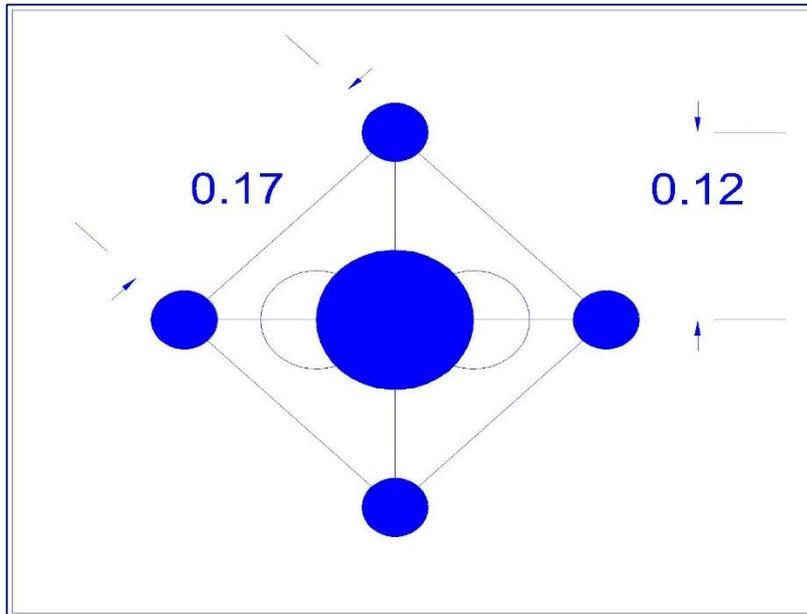


Figura 23. Taladros de cuele

### Determinación de la constante de roca "c"

Para determinar la constante de la roca inicialmente se halla el consumo específico de la carga explosiva con la siguiente ecuación mejorada de Ashby:

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

$$\rho_r = 2.8 \text{ t/m}^3$$

$$GSI = 45$$

$$RQD = 52$$

Remplazando se tiene

$$C.E. = \frac{0.56 * 2.8 * \tan\left(\frac{45 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 52}{3.3}}}$$

$$C.E. = 0.339 \text{ kg/m}^3$$

**Cálculo la constante de roca (c)**

$$C = 0.8784 * C.E. + 0.0052$$

$$C = 0.8784 * 0.339 + 0.0052$$

$$C = 0.303 \text{ kg/m}^3$$

### Calculamos el factor de la roca

Más adelante tenemos que predecir la fragmentación para ello es necesario conocer el factor de roca "A"

$$A = 96.667 x (CE)^3 - 138.5 x (CE)^2 + 75.883 x (C.E.) - 4.41$$

$$A = 96.667 x (0.339)^3 - 138.5 x (0.339)^2 + 75.883 x (0.339) - 4.41$$

$$A = 9.16$$

El límite más bajo para "A" incluso en tipos de roca muy débiles es  $A = 8$  y el límite superior es  $A = 12$ . Pues en este caso tiene razón pues se puede decir que es geomecánica mente incompetente Cunningham (1983).

Para complementar se determina los siguientes factores

### Índice de volabilidad de Lilly (BI)

$$BI = \frac{C.E.}{0.004}$$

$$BI = \frac{0.339}{0.004}$$

$$BI = 84.75$$

### Factor de energía (FE)

$$FE = 30 * (CE)$$

$$FE = 30 * (0.339)$$

$$FE = 10.17 \text{ MJ/tN}$$

## Determinación de la concentración de carga lineal del explosivo (q1)

Se calcula con la siguiente fórmula:

$$q1 = 55 * \phi_1 * \left(\frac{B}{\phi_2}\right)^{1.5} * \left(\frac{B - \phi_2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \frac{1}{RWS \text{ ANFO}}$$

Dónde:

q1 = Concentración carga lineal de explosivo (kg/m)

$\phi_1$  = Diámetro de taladro (m) = 0,038 m.

$\phi_2$  = Diámetro del taladro de alivio (m) = 0,0905 m.

B = Burden (m) = 0,158 m.

C = Constante de roca = 0.303 kg/m<sup>3</sup>

RWS ANFO = Potencia relativa con el peso del explosivo referida al ANFO.

Para este frente, se usará el explosivo Semexa 65%.

$$(RWS \text{ ANFO} = 116 \% = 1,16)$$

Se reemplaza en la siguiente:

$$q1 = 55 * 0.038 * \left(\frac{0.158}{0.0905}\right)^{1.5} * \left(0.158 - \frac{0.0905}{2}\right) * \left(\frac{0.303}{0.4}\right) * \frac{1}{1.16}$$

$$q1 = 0.355 \text{ kg/m}^3$$

Se conoce que la longitud de carga (Lc) es:

$$Lc = (\text{Prof. Taladro} - \text{Long. Taco})$$

$$\text{Long. del taco} = 10 * \phi_1$$

$$\text{Long. del taco} = 10 * (0,038) = 0,38 \text{ m}$$

Entonces:

$$Lc = (1.74 - 0.038) = 1.36 \text{ m}$$

Cálculo de la cantidad de cartuchos por taladro (N.º cart/Tal) será:

Para el carguío de los taladros perforados se hará uso del explosivo Dinamita Semexsa 65% 7/8"x7".

$$Nc/Tal. = \frac{q1 * Lc}{Peso Cartucho (SEMEXSA 65\%)}$$

$$Nc/Tal. = \frac{0.355 * 1.36}{0.081}$$

$$Nc/Tal. = 7 \text{ Cart/Tal}$$

### Predicción de la fragmentación

Aquí se aplica el modelo Kuz-Ram.

Para realizar el cálculo aplicamos la ecuación.

$$\bar{X} = (K)^{0.8} (Q_e)^{1/6} \left( \frac{115}{RWS ANFO} \right)^{19/30}$$

También

$$K = \left[ \frac{A}{\bar{X}} * (Q_e)^{1/6} \left( \frac{115}{RWS ANFO} \right)^{19/30} \right] * 1.25$$

$\bar{X}$  = Tamaño promedio de los fragmentos, Pulg = 8" = 20.3 cm

A = Factor de roca = 9.16

$Q_e$  = Masa del explosivo que se utiliza / taladro (kg)

$$Q_e = (q1 \times Lc) = 0.355 * 1.36 = 0,48 \text{ kg}$$

Rwsanfo = Fuerza relativa por peso del explosivo con respecto al anfo

(Semexsa 65%) = 1,16

K = Factor Triturante (consumo específico del explosivo)  $\text{kg/m}^3 = \text{C.E} = 0.339$   
 $\text{kg/m}^3$

Se reemplaza en la ecuación y se obtiene:

$$\bar{X} = 9.16 * (0.339)^{0.8} * (0.48)^{1/6} * \left(\frac{115}{116}\right)^{19/30}$$

$$\bar{X} = 3.3 \text{ cm}$$

Según el cálculo se puede predecir que no se tendrá problemas de banqueo debido a que el tamaño promedio de la fragmentación de la roca será inferior al de 20 cm u (8" Pulg.) el cual es la abertura de la parrilla en el echadero.

#### 4.3.2. Cálculo y diseño de las cuatro secciones del arranque

Para obtener el diseño con las cuatro secciones tomamos en cuenta los datos de la primera sección calculada y diseñada, queda calcular las tres faltantes.

Para poder determinar las demás secciones se considerará que ya tiene calculado unos taladros rectangulares que tienen un ancho de " $X_1$ " y que ya se tienen las concentraciones carga lineal de explosivo " $q_1$ ", el valor del burden se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{\max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{X_2 \times q \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

#### ✚ Cálculo segundo cuadrante

$$X_2 = \sqrt{2} \times (B_1 \text{ práctico} - E_p)$$

$$X_2 = \sqrt{2} \times (0.121 - 0.0374)$$

$$X_2 = 0.118 \text{ m}$$

Por lo tanto se determina el burden máximo para el nuevo cuadrante:

$$B_{2 \max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.118 \times 0.355 \times 1.16}{0.038 \times 0.303}}$$

$$B_{2 \max} = 0.181 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico N.º 2

$$B_2 \text{ Práctico} = 0.181 - E_p$$

$$B_2 \text{ Práctico} = 0.181 - 0.0374$$

$$B_2 \text{ Práctico} = 0.144 \text{ m}$$

Abertura en el segundo cuadrante

$$A_2 = \sqrt{2} \left( B_2 \text{ Práctico} + \frac{X_1}{2} \right)$$

$$A_2 = \sqrt{2} \left( 0.144 + \frac{0.171}{2} \right)$$

$$A_2 = 0.32 \text{ m}$$

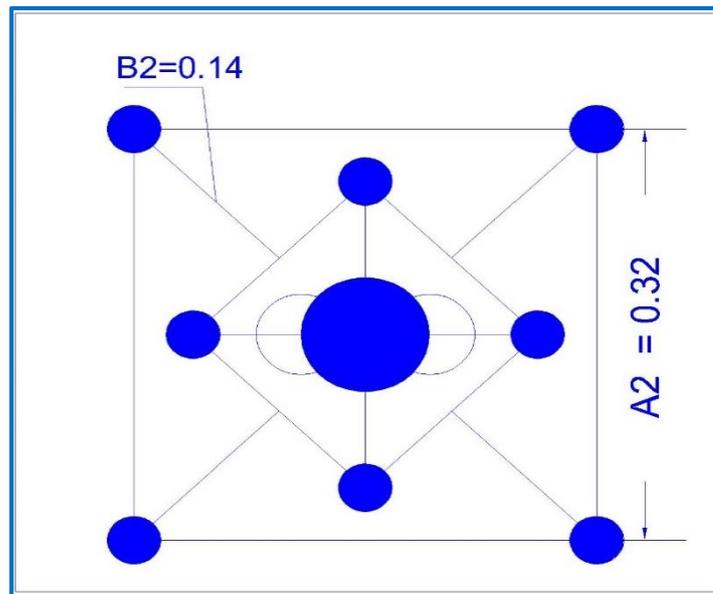


Figura 24. Taladros del segundo cuadrante.

Para el segundo cuadrante, realizamos el cálculo del número de cartuchos por taladro, mediante la siguiente ecuación, los cartuchos a cargar serán de dinamita Semexsa 65% 7/8"x7".

$$N_{cart.} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$N_{cart.} = \frac{1.36}{0.178}$$

$$N_{cart.} = 7 \text{ Cartuchos/Taladro}$$

### Cálculo tercer cuadrante

$$X_3 = \sqrt{2} \times (B_2 \text{ práctico} + \frac{X_1}{2} - E_p)$$

$$X_3 = \sqrt{2} \times (0.144 + \frac{0.171}{2} - 0.0374)$$

$$X_3 = 0.272$$

Por lo tanto el burden máximo para el tercer cuadrante será:

$$B_{3 \text{ max}} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{X_3 \times q \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

$$B_{3 \text{ max}} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.272 \times 0.355 \times 1.16}{0.038 \times 0.303}}$$

$$B_{3 \text{ max}} = 0.274 \text{ m}$$

Por lo tanto el burden práctico para el tercer cuadrante será

$$B_3 \text{ Práctico} = 0.274 - E_p$$

$$B_3 \text{ Práctico} = 0.274 - 0.0374$$

$$B_3 \text{ Práctico} = 0.24$$

Por lo tanto la abertura para el tercer cuadrante será:

$$A_3 = \sqrt{2} (B_3 \text{ Práctico} + \frac{X_2}{2})$$

$$A_3 = \sqrt{2} (0.24 + \frac{0.32}{2})$$

$$A_3 = 0.57 \text{ m}$$

Como  $0.419\text{m} < \sqrt{1.74} = 1.32 \text{ m}$ , entonces se continúa hallando más cuadrángulos.

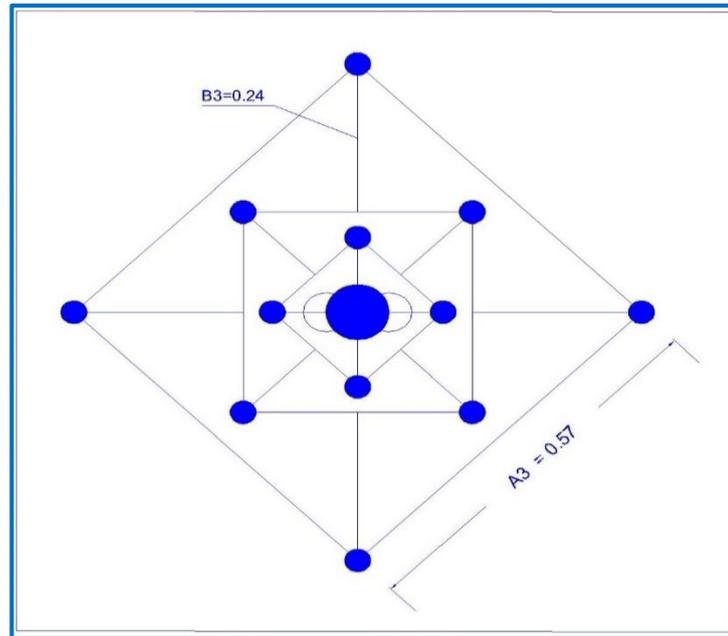


Figura 25. Taladros del tercer cuadrante.

Para el segundo cuadrante realizamos el cálculo del número de cartuchos por taladro, mediante la siguiente ecuación, los cartuchos a cargar serán de dinamita Semexsa 65% 7/8"x7".

$$N_{cart.} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$N_{cart.} = \frac{1.36}{0.178}$$

$$N_{cart.} = 7 \text{ Cartuchos/Taladro}$$

#### Cálculo cuarto cuadrante

$$X_4 = \sqrt{2} \times (B3_{práctico} + \frac{A_2}{2} - E_p)$$

$$X_4 = \sqrt{2} \times (0.24 + \frac{0.32}{2} - 0.0374)$$

$$X_4 = 0.513$$

Por lo tanto el burden máximo para el tercer cuadrante será:

$$B_{4 \max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{X_4 \times q \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

$$B_{4 \max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.513 \times 0.355 \times 1.16}{0.038 \times 0.303}}$$

$$B_{4 \max} = 0.38 \text{ m}$$

Por lo tanto el burden práctico para el tercer cuadrante será

$$B_4 \text{ Práctico} = 0.38 - E_p$$

$$B_4 \text{ Práctico} = 0.38 - 0.0374$$

$$B_4 \text{ Práctico} = 0.34$$

Ahora calculamos la abertura del cuarto cuadrante:

$$A_4 = \sqrt{2} \left( B_4 \text{ Práctico} + \frac{X_3}{2} \right)$$

$$A_4 = \sqrt{2} \left( 0.34 + \frac{0.57}{2} \right)$$

$$A_4 = 0.88 \text{ m}$$

Para el segundo cuadrante realizamos el cálculo del número de cartuchos por taladro, mediante la siguiente ecuación, los cartuchos a cargar serán de dinamita Semexsa 65% 7/8" x 7".

$$N_{cart.} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$N_{cart.} = \frac{1.36}{0.178}$$

$$N_{cart.} = 7 \text{ Cartuchos/taladro}$$

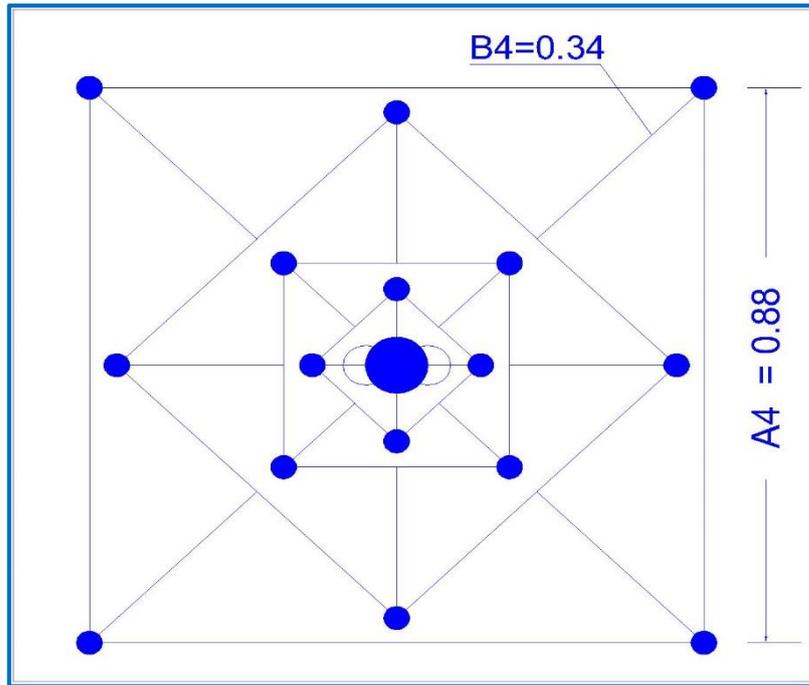


Figura 26. Taladros del cuarto cuadrante.

### Cálculo y diseño de los taladros de arrastre

Se determina con la misma ecuación el cual se emplea para las voladuras de banco, donde se considera que la altura de esta última es igual al avance lineal del disparo.

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{c} \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

f = Factor de fijación, casi siempre se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto de la gravedad y el tiempo de retardo de taladro a taladro.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Generalmente se toma el valor de 1.

$\bar{c}$  = Constante de la roca corregida

$\bar{c} = c + 0.05$  para burden  $\geq 1.4$  m

$\bar{c} = c + \left(\frac{0.07}{B_{max}}\right)$  para burden  $< 1.4$  m

Se reemplaza en la siguiente ecuación:

$$\bar{C} = c + \left(\frac{0.07}{B_{Aprac}}\right)$$

$$\bar{C} = 0.303 + \left(\frac{0.07}{0.34}\right)$$

$$\bar{C} = 0.509$$

Reemplazando la ecuación se tiene:

$$B_{Amax} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.355 \times 1.16}{0.509 \times 1.45 \times (1)}}$$

$$\mathbf{B_{Amax} = 0.67 m.}$$

El número de taladros se obtendrá por:

$$N^{\circ}tal = \left[ \frac{AT+2L \times Sen \gamma}{B} + 2 \right]$$

$$N^{\circ}tal = \left[ \frac{2.4+2 \times 1.74 \times Sen(3^{\circ})}{0.67} + 2 \right]$$

$$\mathbf{N^{\circ}tal = 5 Taladros}$$

Cálculo de espaciamiento entre taladros – arrastre

$$\mathbf{E_{arrastre} = \left[ \frac{AT+2L \times Sen \gamma}{NT-1} \right]}$$

$$E_{arrastre} = \left[ \frac{2.4+2 \times 1.74 \times Sen(3^{\circ})}{5-1} \right]$$

$$\mathbf{E_{arrastre} = 0.64 \approx 0.60m}$$

Cálculo del espaciamiento práctico "  $E_{Práctico}$  " en las esquinas.

$$\mathbf{E_{Práctico} = E_{arrastre} - L * Sen \gamma}$$

$$E_{Práctico} = 0.60 - 1.74 * Sen3^{\circ}$$

$$\mathbf{E_{Práctico} = 0.51m \approx 0.50m}$$

Cálculo del burden práctico " $B_{Práctico}$ "

$$B_{\text{Práctico}} = E_{\text{arrastre}} - L * \text{Sen } \gamma - E_p$$

$$B_{\text{Práctico}} = 0.6 - 1.74 * \text{Sen} 3^\circ - 0.0374$$

$$B_{\text{Práctico}} = 0.48\text{m} \approx 0.50\text{m}$$

### Cálculo y diseño de los taladros de contorno de techo-corona

Para realizar los cálculos, haremos uso de factores teniendo en cuenta que realizaremos una voladura controlada, para ello se hará uso un explosivo de baja potencia, dicho explosivo es Exadit 45% 7/8"x7".

Tabla 8. Especificaciones técnicas de los explosivos Semexa 65%

Especificaciones técnicas	Unidades	Exadit 45
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.02 +/-3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,400+/-200
Presión de detonación**	kbar	73
Energía**	KJ/kg	3,254
RWS**	%	86
RBS**	%	113
Volumen de gases **	l/kg	1,017
Resistencia al agua	Horas	Nula
Categoría de humos	Categoría	1 era.

Nota: Tomado de Catálogo de productos EXSA, 2017, p. 15. Recuperado de <https://www.exsa.net/image/pdf/SEMEXSA1.pdf>

Datos:

$$f = 1.2$$

$$S/B = 0.8$$

$$K = 15$$

Cálculo del espaciamiento en la corona:

$$E_{\text{CORONA}} = K * \emptyset$$

$$E_{\text{CORONA}} = 15 * 0.038$$

$$E_{\text{CORONA}} = 0.60 \text{ m}$$

Cálculo del burden nominal en la corona:

$$B_{CORONA} = \left[ \frac{E_{CORONA}}{0.8} \right]$$

$$B_{CORONA} = \left[ \frac{0.60}{0.8} \right]$$

$$B_{CORONA} = 0.75 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico en la corona

$$B_{Pr\acute{a}ctico} = B_{CORONA} - L * Sen \gamma - E_P$$

$$B_{Pr\acute{a}ctico} = 0.75 - 1.74 * Sen(3^\circ) - 0.0374$$

$$B_{Pr\acute{a}ctico} = 0.62 \text{ m} \approx 0.60 \text{ m}$$

Cálculo de la concentración mínima de carga explosiva en la corona “q<sub>1c</sub>” a partir de la siguiente ecuación.

$$q_{1c} = 90 * \emptyset^2$$

$$q_{1c} = 90 * (0.038)^2$$

$$q_{1c} = 0.129 \text{ kg/m}$$

Ahora realizamos el cálculo que hacen uso del Exsadit 45%

$$Q_{45\%} = \rho_{Explosivo} * \pi * \frac{(\emptyset_{Explosivo})^2}{4} * 10^{-6}$$

$$Q_{45\%} = 1020 * \pi * \frac{(22.225)^2}{4} * 10^{-6}$$

$$Q_{45\%} = 0.39 \text{ kg/m}$$

Cálculo del número de taladros en la corona

$$N^\circ \text{ tal} = \left[ \frac{AT + 2L * Sen \gamma}{B_{Pr\acute{a}ctico}} + 2 \right]$$

$$N^\circ \text{ tal} = \left[ \frac{2.4 + 2 * 1.74 * Sen(3^\circ)}{0.60} + 2 \right]$$

$$N^\circ \text{ tal} = 6 \text{ Taladros}$$

Número de cartuchos que se utilizará en el contorno:

$$N^{\circ} \text{ cart} = \left[ \frac{\text{Long.de perf.} - \text{Long.Taco}}{\text{Long.EXSADIT 45\%}} \right]$$

$$N^{\circ} \text{ cart} = \left[ \frac{1.74 - 0.38}{0.178} \right]$$

$$N^{\circ} \text{ cart} = 7 \text{ Cartuchos/Taladros}$$

Determinación del burden nominal para los taladros de contorno

$$B_{\text{Contorno}} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{c} \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{\text{Contorno}} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.355 \times 1.16}{0.509 \times 1.20 \times 1.25}}$$

$$B_{\text{Contorno}} = 0.66 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico del contorno (**B Práctico**)

$$B_{\text{Práctico}} = B_{\text{Contorno}} - H * (\text{Seny}) - E_p$$

$$B_{\text{Práctico}} = 0.70 - 1.74 * \text{Sen } 3^{\circ} - 0.0374$$

$$B_{\text{Práctico}} = 0.57 \text{ m}$$

Calculo de longitud de la pared ( $L_p$ )

$$L_p = H \text{ labor} - (B_{\text{arrastrre}} - B_{\text{corona}})$$

$$L_p = 2.40 - (0.50 + 0.60)$$

$$L_p = 1.30 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladro en la pared

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left[ \frac{L_p}{B_{\text{Práctico}} \times 1.25} + 2 \right]$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left[ \frac{1.30}{0.57 \times 1.25} + 2 \right]$$

$N^{\circ} \text{ tal} = 3 \text{ Taladros}$

Cálculo de espaciamiento en la pared

$$Ep = \left[ \frac{Lp}{NT-1} \right]$$

$$Ep = \left[ \frac{1.3}{3-1} \right]$$

$$Ep = 0.65\text{m}$$

#### 4.3.3. Parámetros de perforación y voladura en el crucero 961

Mediante la aplicación del modelo matemático de Holmberg en el crucero 961, se obtuvo los siguientes resultados de acuerdo con los datos que se registraron en campo.

Tabla 9. Resumen de los resultados del cálculo del diseño de malla

Sección	Burden en (metros)		Espaciamiento en (metros)	
Primer cuadrante	0.12	m	0.17	m
Segundo cuadrante	0.14	m	0.32	m
Tercer cuadrante	0.24	m	0.57	m
Cuarto cuadrante	0.34	m	0.88	m
Corona	0.62	m	0.62	m
Pared	0.60	m	0.65	m
Arrastre	0.50	m	0.50	m

#### 4.3.4. Resumen del número de taladros en el diseño de malla perforación

Tabla 10. *Distribución de taladros*

Sección 2.4m x 2.4m y 6 pies de perforación						
Descripción	N.º Tal.	Tal. cargados	Semexa 65 %		Exadit 45%	
			Cart/Tal.	Total	Cart/Tal.	Total
Alivio	2	0	0	0	0	0
Arranque	4	4	7	28	0	0
1.º ayuda	4	4	7	28	0	0
2.º ayuda	4	4	7	28	0	0
3.º ayuda	4	4	7	28	0	0
Cuadradores	4	4	7	28	0	0
Ayuda cuadradores	4	4	7	28	0	0
Corona	4	4	0	0	7	28
Ayuda corona	1	1	7	7	0	0
Arrastre	5	5	7	35	0	0
Ayuda arrastre	3	3	7	21	0	0
<b>TOTAL</b>	<b>39</b>	<b>37</b>	<b>63</b>	<b>231</b>	<b>7</b>	<b>28</b>
<b>Semexa 65% (kg)</b>	<b>18.25</b>					
<b>Exssadit 45% (kg)</b>	<b>2.13</b>					
<b>Cant. explosivo (kg)</b>	<b>20.377</b>					

#### 4.3.5. Nueva malla de perforación para sección 2.40 m x 2.40 m, 6' de longitud de perforación

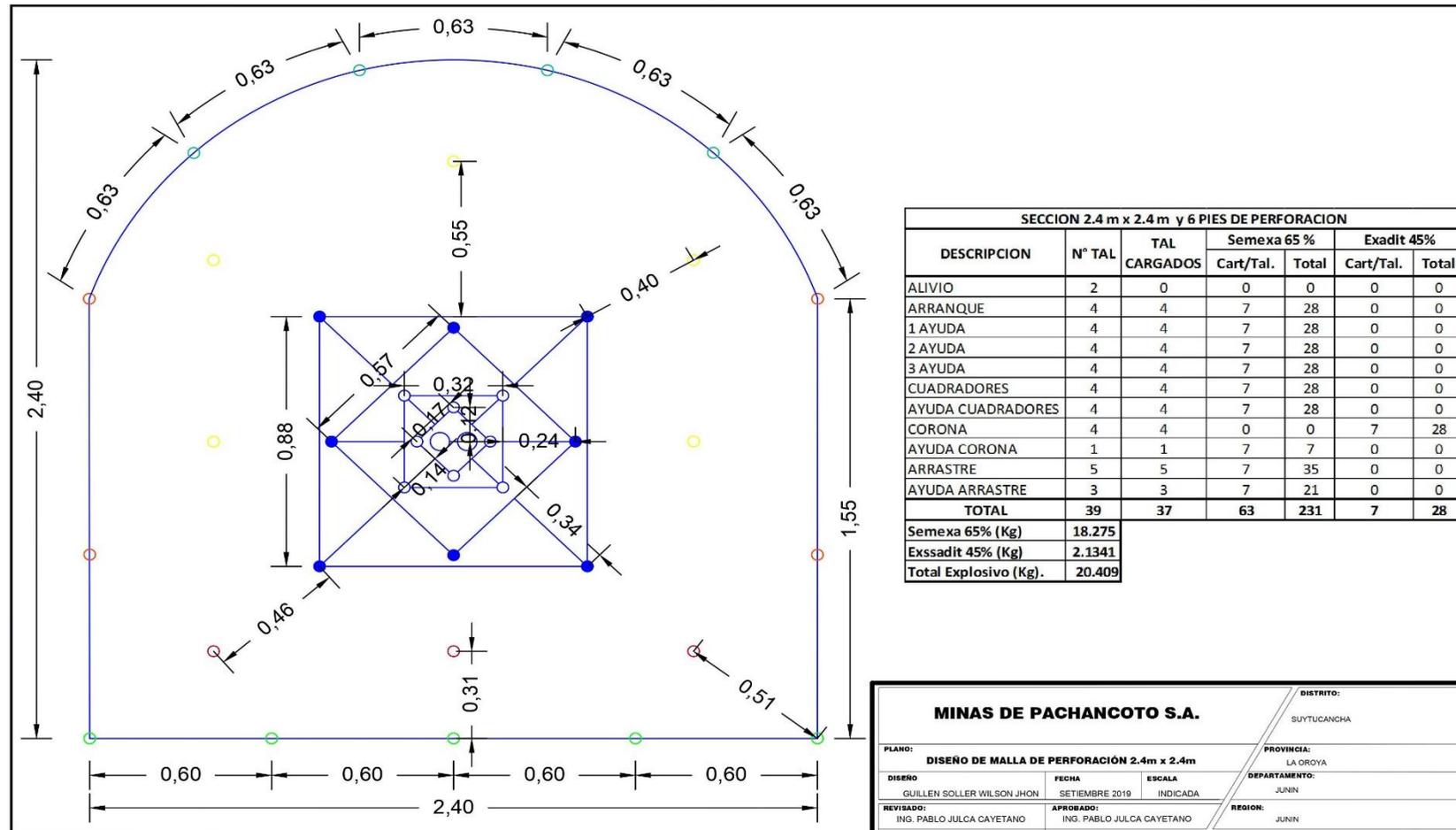


Figura 27. Plano malla de perforación y voladura Sección 2.4 m x 2.4 m actual

#### 4.4. Evaluación de los costos operacionales unitarios

##### a) Volumen proyectado a romper

$$V = A \times L_p$$

Donde:

V = Volumen roto ( $m^3$ )

A = Área ( $m^2$ )

$L_p$  = Longitud de perforación (m)

$$V = 5.23 \text{ m}^2 \times 1.57 \text{ m}^2$$

##### b) Tonelaje proyectado a romper

$$T_m = V \times d_r$$

Donde:

$T_m$  = Tonelada métrica de roca disparada

V = Volumen de roca disparada

$d_r$  = Densidad de la roca

$$T_m = 8.21 \text{ m}^3 \times 2.9 \text{ Tm/ m}^3$$

##### c) Factor de carga ( $kg/m^3$ )

$$F_C = \frac{Kg\text{-explosivo}}{Volumen Roto}$$

$$F_C = \frac{20.41 \text{ Kg}}{8.21 \text{ m}^3} = \mathbf{2.47 \text{ kg/ m}^3}$$

##### d) Factor de Potencia ( $kg/ML$ )

$$F_C = \frac{Kg\text{-explosivo}}{Long. de Avance}$$

$$F_C = \frac{20.41 \text{ Kg}}{1.57 \text{ Tmh}} = \mathbf{13 \text{ kg/ ML}}$$

e) Cálculo de Precios unitarios

Tabla 11. Estimación de costos operacionales. Malla nueva

CÁLCULO DE PRECIOS UNITARIOS DE AVANCES CRUCERO DE 2.4m x 2.4m (6 PIES)							
<b>EQUIPOS:</b>	PERFORADORA JACK LEG	<b>Eficiencia Perf.</b>	95%				
<b>SECCION:</b>	2.40 m x 2.40 m	<b>Eficiencia Vol.</b>	90%				
<b>LONG. BARRA:</b>	6 pies	<b>N° Taladros:</b>	39				
<b>LONG. AVANCE:</b>	1.57	<b>N° Tal.carg.:</b>	37	de 38 mm			
<b>Pies Perf.</b>	222.30 pies	<b>N° Tal. Alivio</b>	2.00	de 64 mm			
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UND.	CANT.	SALARIO + BB.SS.	TOTAL PARCIAL	US\$ US\$/ML
<b>1.-</b>	<b>MANO DE OBRA</b>						
	Maestro Perforista	100%	Día	1.00	68.42	US\$/Día	68.42
	Ayudante De Perforista	100%	Día	1.00	51.32	US\$/Día	51.32
	Ayudante mina	100%	Día	1.00	15.36	US\$/Día	15.36
		<b>3.00</b>					<b>135.10</b>
							<b>\$ 86.27</b>
<b>2.-</b>	<b>EPP</b>						
	Ayudante mina	1.0000	Día	1.00	0.88	US\$/Día	0.88
	Personal Operativo perforación	1.0000	Día	2.00	1.00	US\$/Día	1.99
							<b>2.88</b>
							<b>\$ 1.84</b>
<b>3.-</b>	<b>MATERIALES Y HERRAMIENTAS</b>						
	Barra Cónico de 4 pies	0.16	Und.	1.00	73.81	US\$/Und.	11.78
	Barra Cónico de 6 pies	0.09	UND.	1.00	87.86	US\$/Und.	7.94
	Broca de 38mm	210.90	PP	1.00	0.06	US\$/pp	12.05
	Broca de 64mm	11.40	pp	1.00	0.21	US\$/pp	2.44
	Manguera de 1 Pulg	0.01	mts	40.00	2.19	US\$/mts.	0.73
	Manguera de 1/2 Pulg	0.01	mts	40.00	1.00	US\$/mts.	0.33
	Conexiones	0.01	Und.	4.00	7.4763	US\$/Und.	0.25
	Aceite de lubricación	0.40	Gls.	1.00	7.60	US\$/Gl.	3.03
	Herramientas generales	1.00	Día	1.00	3.00	US\$/Día	3.00
							<b>41.55</b>
							<b>\$ 26.53</b>
<b>4.-</b>	<b>EXPLOSIVOS</b>						
	DINAMITA EXADIT AL 45% DE 7/8" X 7"	1.0000	Und.	28.00	0.17	US\$/uni	4.80
	DINAMITA SEMEXSA AL 65% DE 7/8" X 7"	1.0000	UND.	231.00	0.20	US\$/uni	46.20
	EXANEL	1.0000	Pza	37.00	1.43	US\$/m	53.07
	CARMEX DE 7" (2.10 M)	1.0000	Pza	2.00	0.67	US\$/m	1.34
	CORDON DETONANTE 5P	1.0000	mts	15.00	0.2257	US\$/uni	3.39
	MECHA RAPIDA	1.0000	mts	15.00	0.43	US\$/gl	6.43
							<b>115.23</b>
							<b>\$ 73.58</b>
<b>5.-</b>	<b>EQUIPOS</b>						
	Perforadora Jackleg	1.00	Pp	222.30	0.06	US\$/Pp	13.34
	Movilidad	0.25	Día	1.00	90.00	US\$/Día	22.50
							<b>35.84</b>
							<b>\$ 22.88</b>
<b>6.-</b>	<b>SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS</b>						<b>330.59</b>
							<b>\$ 211.10</b>
<b>7.-</b>	<b>COSTOS INDIRECTOS</b>						
	Contingencias		%	5%		US\$	16.53
	Medicinas		%	1.50%		US\$	4.96
	Gastos Generales		%	10%		US\$	33.06
							<b>54.55</b>
							<b>\$ 34.74</b>
<b>TOTAL PRECIO x METRO LINEAL DE AVANCE (US\$/ ML)</b>							<b>\$ 245.85</b>

#### 4.5. Discusión de los resultados del método aplicado

##### 4.5.1. Resultados obtenidos de la voladura utilizando la nueva distribución de la malla de perforación

Tabla 12. Seguimiento en campo de los resultados de la voladura

	Unidades	Disp. N° 01	Disp. N° 02	Disp. N° 03	Disp. N° 04	Disp. N° 05	Disp. N° 06	Disp. N° 07	Disp. N° 08	Disp. N° 09	Disp. N° 10	Disp. N° 11	Disp. N° 12	Disp. N° 13	Disp. N° 14	Disp. N° 15	Disp. N° 16	Disp. N° 17	Disp. N° 18	Disp. N° 19	Disp. N° 20	
Avance	m	1.59	1.57	1.58	1.61	1.62	1.6	1.62	1.61	1.59	1.6	1.62	1.61	1.6	1.62	1.59	1.61	1.61	1.61	1.6	1.6	
Eficiencia de voladura	%	95%	93%	94%	96%	96%	95%	96%	96%	95%	95%	96%	96%	95%	96%	95%	96%	96%	96%	96%	95%	95%
Volumen Roto	m <sup>3</sup>	8.32	8.21	8.26	8.42	8.47	8.37	8.47	8.42	8.32	8.37	8.47	8.42	8.37	8.47	8.32	8.42	8.42	8.42	8.42	8.37	8.37
Tonelaje	Tn	24.12	23.81	23.96	24.42	24.57	24.27	24.57	24.42	24.12	24.27	24.57	24.42	24.27	24.57	24.12	24.42	24.42	24.42	24.42	24.27	24.27
Carga explosiva	Kg	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41	20.41
Factor Potencia	Kg/Tn	0.85	0.86	0.85	0.84	0.83	0.84	0.83	0.84	0.85	0.84	0.83	0.84	0.84	0.83	0.85	0.84	0.84	0.84	0.84	0.84	0.84
Factor de Carga Lineal	Kg/m	12.84	13.00	12.92	12.68	12.60	12.76	12.60	12.68	12.84	12.76	12.60	12.68	12.76	12.60	12.84	12.68	12.68	12.68	12.68	12.76	12.76
Factor de Carga	Kg/m <sup>3</sup>	2.45	2.49	2.47	2.42	2.41	2.44	2.41	2.42	2.45	2.44	2.41	2.42	2.44	2.41	2.45	2.42	2.42	2.42	2.42	2.44	2.44

##### 4.5.2. Resultados obtenidos de la voladura utilizando la nueva distribución de la malla de perforación

Tabla 13. Seguimiento en campo de los resultados de la voladura. Sobre excavación

	Unidades	Disp. N° 01	Disp. N° 02	Disp. N° 03	Disp. N° 04	Disp. N° 05	Disp. N° 06	Disp. N° 07	Disp. N° 08	Disp. N° 09	Disp. N° 10	Disp. N° 11	Disp. N° 12	Disp. N° 13	Disp. N° 14	Disp. N° 15	Disp. N° 16	Disp. N° 17	Disp. N° 18	Disp. N° 19	Disp. N° 20	
Avance	m	1.59	1.57	1.58	1.61	1.62	1.6	1.62	1.61	1.59	1.6	1.62	1.61	1.63	1.62	1.63	1.61	1.62	1.61	1.6	1.63	
Tn Calculado	Tn	24.12	23.81	23.96	24.42	24.57	24.27	24.57	24.42	24.12	24.27	24.57	24.42	24.27	24.57	24.12	24.42	24.42	24.42	24.42	24.27	24.27
Tn en campo	Tn	26.70	26.30	26.40	26.90	27.10	26.70	27.10	26.90	26.60	26.70	27.10	27.00	27.30	27.10	27.40	27.00	27.10	27.00	26.80	27.30	
Sobrerotura	%	10.72%	10.45%	10.17%	10.16%	10.29%	10.03%	10.29%	10.16%	10.30%	10.03%	10.29%	10.57%	12.50%	10.29%	13.62%	10.57%	10.98%	10.57%	10.44%	12.50%	
Meta de sobrerotura	%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	10%	

#### 4.5.3. Indicadores de resultados de voladura. Sección 2.4m x 2.4m

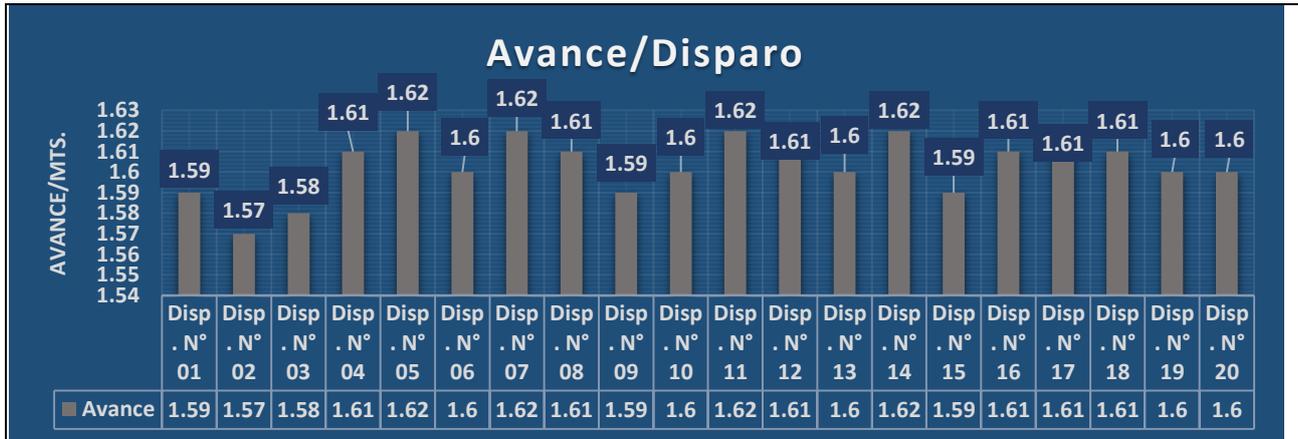


Figura 28. Resultados de avance por disparo

En la figura se puede observar que aplicando la nueva distribución de taladros en el frente y una adecuada carga explosiva en las columnas se llega a obtener un avance lineal en promedio es 1.60m

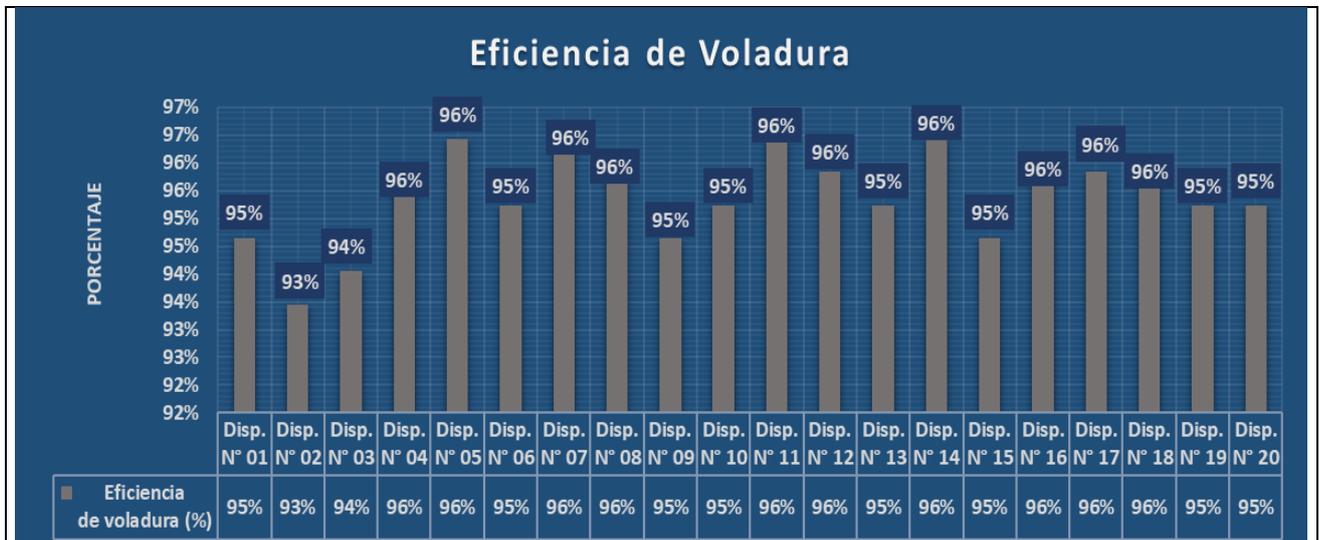


Figura 29. Resultados de eficiencia de voladura

En este gráfico observamos que aplicando el nuevo diseño de la malla de perforación y una correcta distribución de carga explosiva se llega a obtener una eficiencia de voladura en promedio 95%.

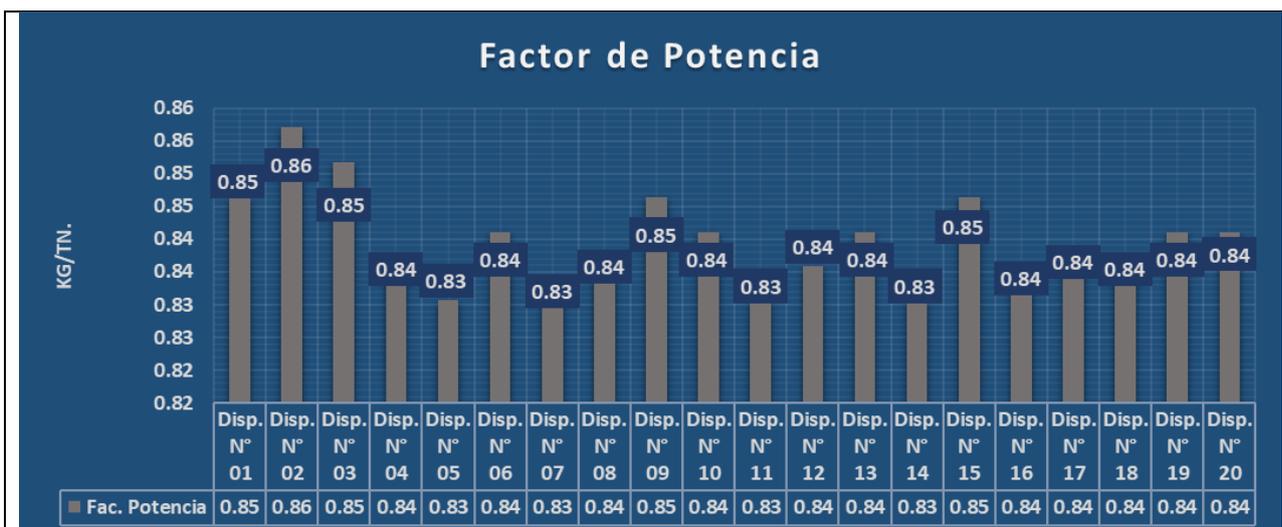


Figura 30. Resultados de factor de potencia

En la unidad anteriormente no se tenía establecido un estándar de Factor de Potencia, con la aplicación del nuevo diseño de la malla de perforación se llega a obtener el Factor de Potencia promedio de 0.84 kg/tm.

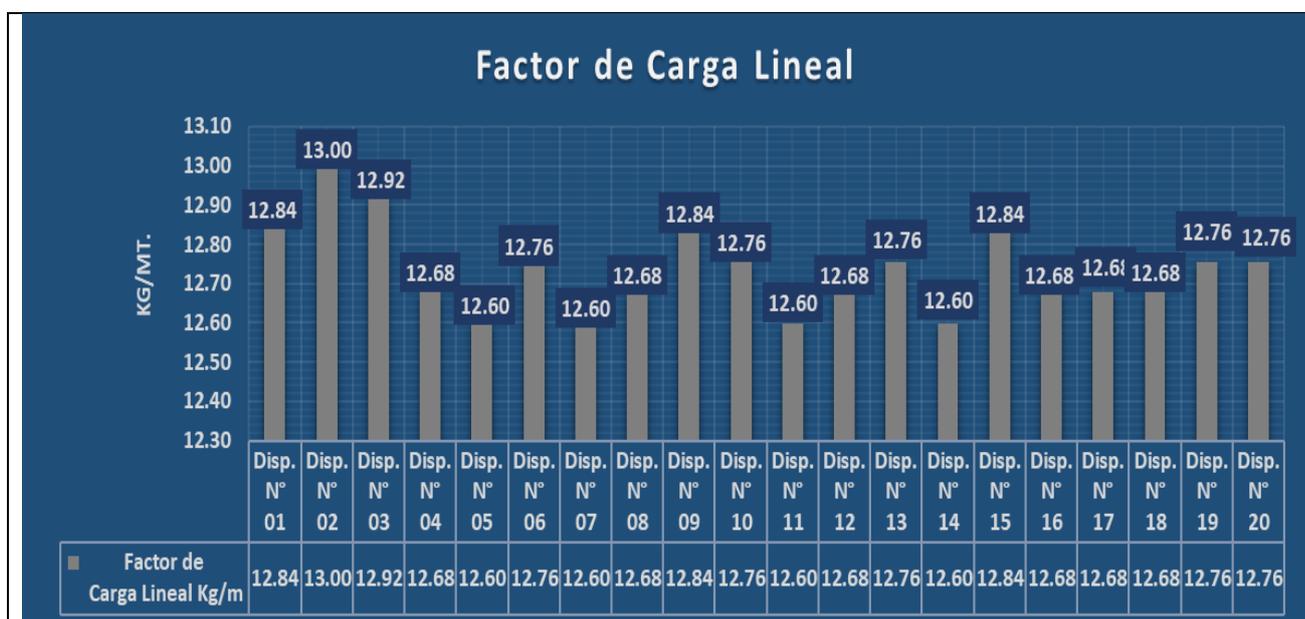


Figura 31. Resultados de factor de carga.

En la unidad anteriormente no se tenía establecido un estándar de factor de carga, con la aplicación del nuevo diseño de la malla de perforación llegamos a obtener un factor de carga lineal promedio de 12.73 kg/m.

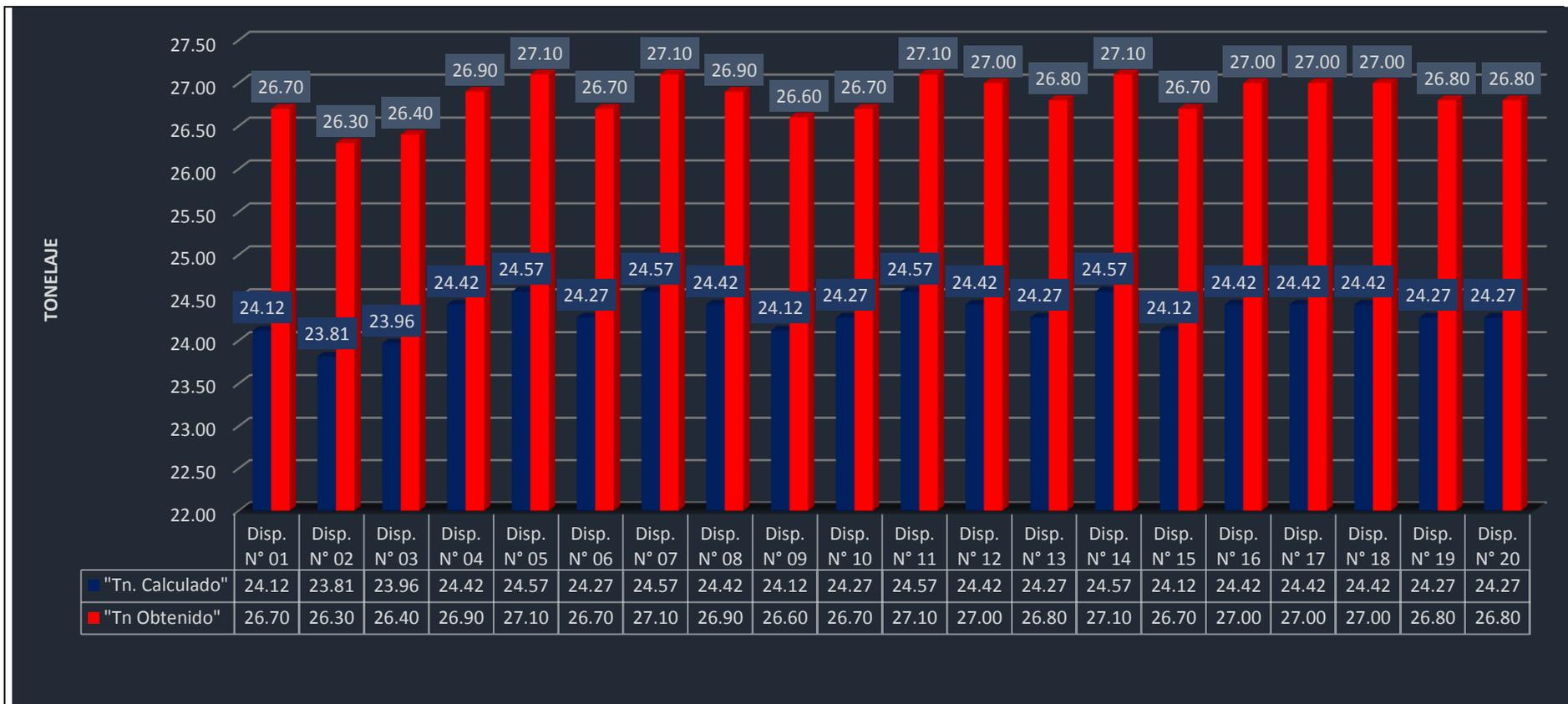


Figura 32. Tn Calculada vs. Tn obtenida.

En la figura observamos la comparación de tonelaje calculado vs. Tonelaje obtenido en la voladura con la aplicación del diseño de la nueva malla de perforación.

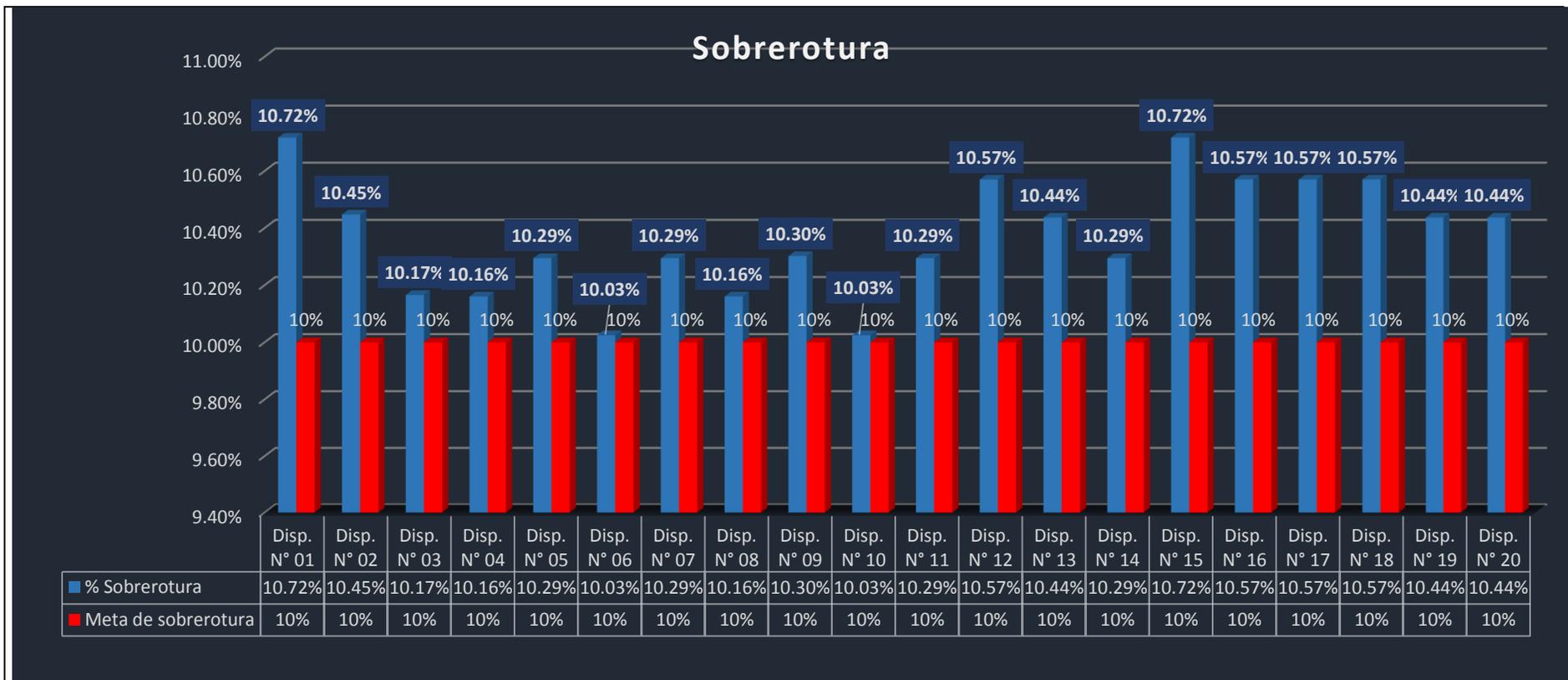


Figura 33. Resultados de la sobrerotura obtenida en la voladura.

En la figura observamos el porcentaje (%) de sobrerotura obtenida en la voladura con la aplicación del nuevo diseño de la malla de perforación.

#### 4.5.4. Resultado de la optimización de costo

Tabla 14. Resumen de optimización de costos operacionales

	Costo Mano de Obra	Costo Mano Imp. De Seg.	Costo Mat. Y Herramientas	Costo Explosivos	Costo Equipos	Costo De Avance/mt.
Diseño de malla Anterior	\$ 94.48	\$ 2.01	\$ 27.80	\$ 95.08	\$ 25.25	\$ 280.72
Diseño de malla Nueva	\$ 86.27	\$ 1.84	\$ 26.36	\$ 74.22	\$ 22.88	\$ 245.85
Reducción de Costo	\$ 8.21	\$ 0.17	\$ 1.44	\$ 20.86	\$ 2.37	\$ 34.87

Con la aplicación del diseño de la nueva malla de perforación se llegó a reducir el costo de avance lineal en **\$34.87** por metro, esto representa una reducción de **12.42%** respecto al costo de avance por metro del diseño de malla de perforación anterior.

#### 4.6 Validación de Hipótesis

##### 4.6.1 Validación de la hipótesis general

La optimización del diseño de la malla de perforación influye en 87% en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019.

$$\$245.85 / \$280.72 = 87.58 \%$$

##### 4.6.2 Validación de la hipótesis específica N.º 1

El número de taladros influye en 92.86% en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco, Unidad Minera Pachancoto-Minas de Pachancoto S.A., 2019.

$$39 / 42 = 92.86 \%$$

##### 4.6.3 Validación de la hipótesis específica N.º 2

Con el nuevo cálculo de carga explosiva para cargar un frente el consumo de explosivos influye en 78% es en la estimación de costos operacionales para una sección de 2.4m x 2.4m.

$$20.409 \text{ kg} / 26.137 \text{ kg.} = 78\%$$

## CONCLUSIONES

Después de evaluar los resultados alcanzados luego de realizar la aplicación del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura, se obtuvieron mejoras en comparación a la malla anterior que se utilizaba en el crucero de avance de Minas de Pachancoto S.A. en la Unidad Minera Pachancoto.

1. Con la optimización del diseño de la malla de perforación y voladura se logró reducir el costo unitario de avance por metro lineal del crucero 961 del Nv. 4950 de una sección de 2.4m x 2.4 m en la Unidad Minera Pachancoto de \$280.72 a \$245.85 por metro, lo que representa un 12.42% menos referente al costo unitario que se tenía anteriormente.
2. Con la optimización en el diseño de la malla de perforación y voladura se redujo la cantidad de número de taladros de 42 a 39, con ello se disminuyó el tiempo de perforación del frente e influyó en gran medida a la estimación de costos operacionales de perforación y voladura en la Unidad Minera Pachancoto.
3. Aplicando el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura, se llegó a reducir el consumo de explosivo en 5.73 kg. de explosivo que generó una disminución de costo de \$18.40 en consumo de explosivo con referencia a la malla anterior.
4. Con el nuevo diseño se logró controlar el porcentaje de sobrerotura obteniendo un promedio de 10.4% de sobrerotura.

## RECOMENDACIONES

1. Si con la optimización se logró la reducción de costo por metro de avance de \$ 35.07, se recomienda realizar el seguimiento en el cumplimiento la nueva malla de perforación y el control de la distribución de la columna explosiva en la voladura para seguir optimizando los costos.
2. Si con la optimización se logró optimizar de 42 a 39 taladros, se recomienda seguir aplicando el diseño de la nueva malla de perforación para seguir optimizando los costos de perforación y voladura.
3. Se sugiere el uso de explosivo de baja potencia en la corona para evitar que se realce la labor y se disminuya en la (sobrerotura), lo que pueda producir condiciones inseguras, además de generar demoras para el cumplimiento del ciclo de minado.
4. Se recomienda realizar capacitaciones al personal que está directamente relacionado en la perforación y voladura para para obtener resultados más eficientes.
5. Se exhorta realizar el control de costos operacionales de perforación y voladura continuamente.
6. Se sugiere realizar hacer una estimación de costos de cada operación unitaria para identificar las mejoras que se puede realizar en cada operación unitaria.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. AYAMAMANI, C. *Diseño de perforación y voladura y su incidencia en los costos unitarios en balcón iii de la corporación minera Ananea S. A.* (Tesis para optar el grado de Ingeniería de Minas). Puno. 2016.
2. JÁUREGUI, O. *Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura.* (Tesis para optar el grado de Ingeniería de Minas). Lima. Repositorio PUCP. Ingeniería de Minas, 2009.
3. JACOBO, W. *Análisis de costos y gestión estratégica mina Morococha.* (Tesis para optar el grado de Ingeniería de Minas). Lima. Universidad Nacional de Ingeniería, 2011.
4. SANTANA, L. *Diseño de malla para perforación y voladura de frentes utilizando modelo matemático de Holmberg e Índice de Volabilidad de Lylli.* (Tesis para optar el grado de Ingeniería de Minas). Huancayo. Repositorio UNCP, 2014.
5. LÓPEZ, C. *Manual de Perforación y Voladura de Rocas.* Madrid: s.n., 2003.
6. CALDERÓN, M. *Optimización de las prácticas de perforación.* (Tesis para optar el grado de Ingeniería de Minas). Huancayo. Repositorio UNCP, 2015.
7. YNQUILLA, J. *Diseño de mallas de perforación.* (Tesis para optar el grado de Ingeniería de Minas). Puno: Repositorio UNAP, 2018.
8. EXSA S.A. *Manual práctico de voladura. Quinta edición.* 2019.
9. VILLANUEVA, E. *Análisis de los precios unitarios de la galería 200, nivel 4350 proyecto Inmaculada 4 CIEMSA.* (Tesis para optar el grado de Ingeniería de Minas). Puno. Repositorio UNAP, 2019.
10. MARTOS, J. *Influencia del tiempo real del ciclo de carguío y acarreo de mineral en los ingresos desde el banco 3300 hasta la fase 4, en el Proyecto Minero el Toro,*

*Huamachuco 2018*. (Tesis para optar el grado de Ingeniería de Minas) Lima: repositorio UNAP, 2018.

11. SOCIEDAD Geológica Mexicana. Yacimientos minerales. 22 de 03 de 2017. [https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Aplicaciones\\_geologicas/Yacimientos-minerales.html](https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Aplicaciones_geologicas/Yacimientos-minerales.html).

12. BACHETA, V. Minería de hierro a cielo abierto. Recuperado de <https://www.ocmal.org/mineria-de-hierro-a-cielo-abierto/>

13. Boletín Oficial del Estado. Agencia Estatal. Recuperado de <https://www.boe.es/>.

14. RAMOS, U. *Minimización de costos de perforación y voladura*. (Tesis para optar el grado de Ingeniería de Minas) Puno: Repositorio UNAP, 2018.

15. ALVA, J. Scribd. Recuperado de <https://es.scribd.com/document/129373943/CONTEXTO-MINERO>.

16. MALLQUI, A. *Maquinaria y equipo minero*. Huancayo: s.n., 2004.

17. CÓRDOVA, M. *Análisis del método de corte y relleno*. (Tesis para optar el grado de Ingeniería de Minas). Piura: Repositorio UNP, 2019.

18. D S 024-2016. Ministerio de Energía y Minas. DS 024-2016 EM, Modificado por D.S. N.º 023-2017-EM Lima.

19. MINAS de Pachancoto S.A. *Estudio de Impacto Ambiental Semidetallado Proyecto Pachancoto*. Huancayo, 2008.

20. VIDAL, C. *Prospecto Pachancoto*. 2010.

21. JULCA, P. *Geología local- Prospecto Pachancoto*. Huancayo, 2017.

22. COMPUMET E.I.R.L. *Costo de operaciones mineras*. 2006, costo de operaciones mineras.

23. CABRERA, J. Corte y relleno ascendente convencional sin encampane copia. 12 de 04 de 2015. <https://es.scribd.com/document/261598004/65405339-Corte-y-Relleno-Ascendente-Convencional-Sin-Encampane-Copia>.
24. HOLMBERG, R. *Cálculos de carga para túneles, Underground Mining Methods Handbook*. Nueva York: s.n., 1982.
25. CHÁVEZ, Y. *Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la Mina Huancapeti año 2015*. (Tesis para optar el grado de Ingeniería de Minas). Huaraz. Repositorio UNASAM, 2018.
26. DECRETO SUPREMO 0005-2012-TR. 1 de noviembre de 2016. <https://www.gob.pe/institucion/presidencia/normas-legales/462577-005-2012-tr>.

## **ANEXOS**

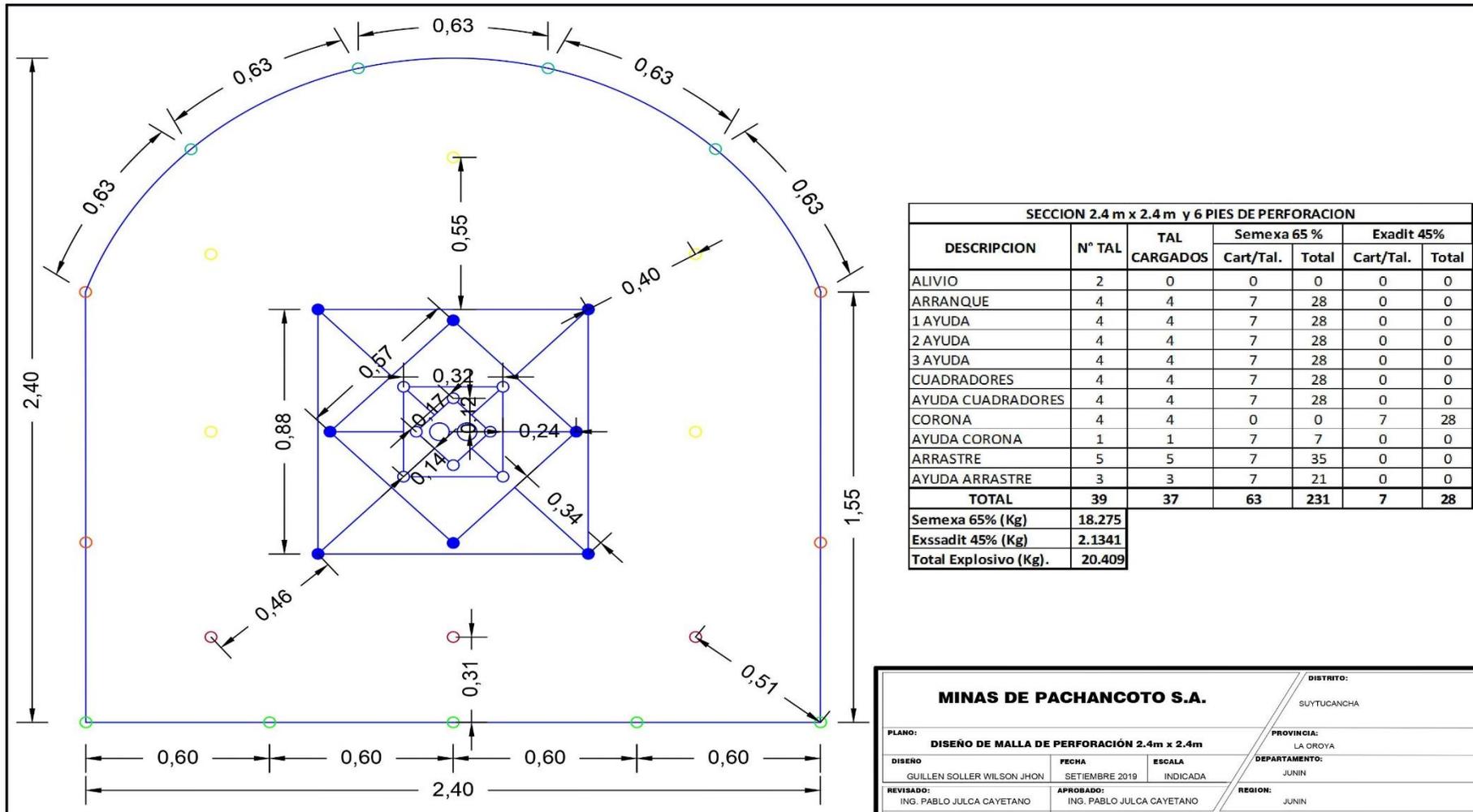
### Anexo 1. Matriz de Consistencia

MATRIZ DE CONSISTENCIA			
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES
<p>➤ ¿En qué medida influye la optimización del diseño de malla de perforación en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. – 2019?</p>	<p>➤ Determinar en qué medida influye la optimización del diseño de malla de perforación en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. – 2019.</p>	<p>➤ La optimización del diseño de malla de perforación influye en gran medida en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. – 2019.</p>	<p>VI = Optimización del diseño de malla de perforación</p> <p>VD = Estimación de costos operacionales</p>
PROBLEMA ESPECÍFICO	OBJETIVO ESPECÍFICO	HIPOTESIS ESPECÍFICA	
<p>➤ ¿En qué medida influye el número de taladros en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. – 2019?</p>	<p>➤ Determinar en qué medida influye el número de taladros en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. – 2019.</p>	<p>➤ El número de taladros influye en gran medida en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. – 2019.</p>	
<p>➤ ¿Cuál es la influencia del grado de fragmentación en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. – 2019?</p>	<p>➤ Determinar en qué medida influye el grado de fragmentación en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. – 2019.</p>	<p>➤ El grado de fragmentación influye en gran medida en la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S.A. – 2019.</p>	

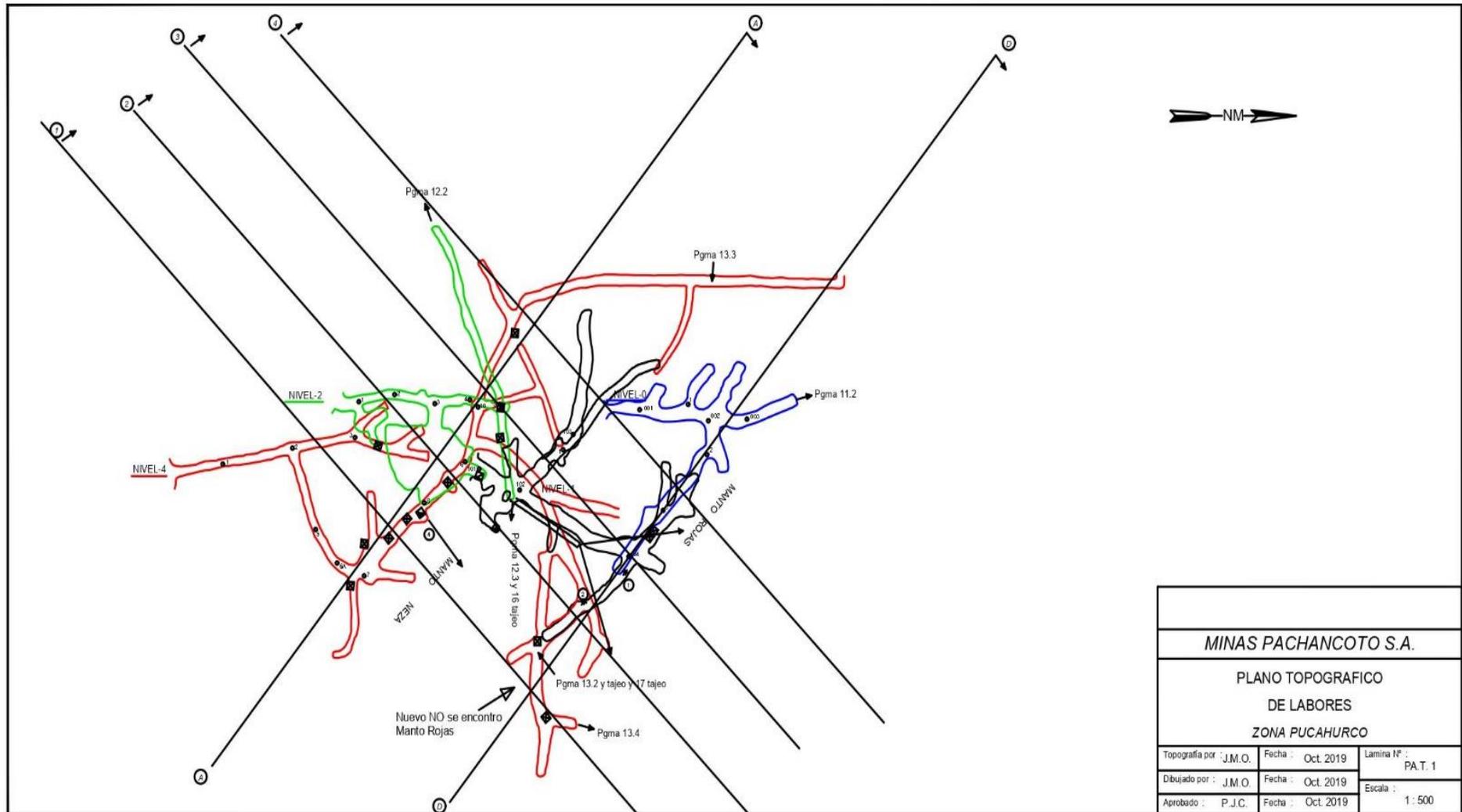
## Anexo 2. Proceso de Operacionalización de las variables

<b>PROCESO DE OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES</b>			
<b>VARIABLE</b>	<b>DEFINICIÓN CONCEPTUAL</b>	<b>INDICADORES</b>	<b>UNIDAD DE MEDIDA</b>
VI = Diseño de malla de perforación]	Es el conjunto de taladros que se perforan en un frente, que tienen una ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinada.	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Espaciamiento</li> <li>- Número de taladros</li> <li>- Carga explosiva</li> </ul>	<p>Metros</p> <p>Cantidad</p> <p>Kg/m3</p>
VD = Estimación de Costos operacionales	“El costo es la sumatoria de valores reales o financieros utilizados en la producción de un bien o en la prestación de un servicio y durante un periodo. Puede ser referido a costos por volumen, por peso, por tiempo, por longitud, y otros.”	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Costos de perforación</li> <li>- Costos de voladura</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- US\$/m perforado</li> <li>- US\$/m disparado</li> </ul>

### Anexo 3. Nuevo diseño de Malla de perforación y voladura

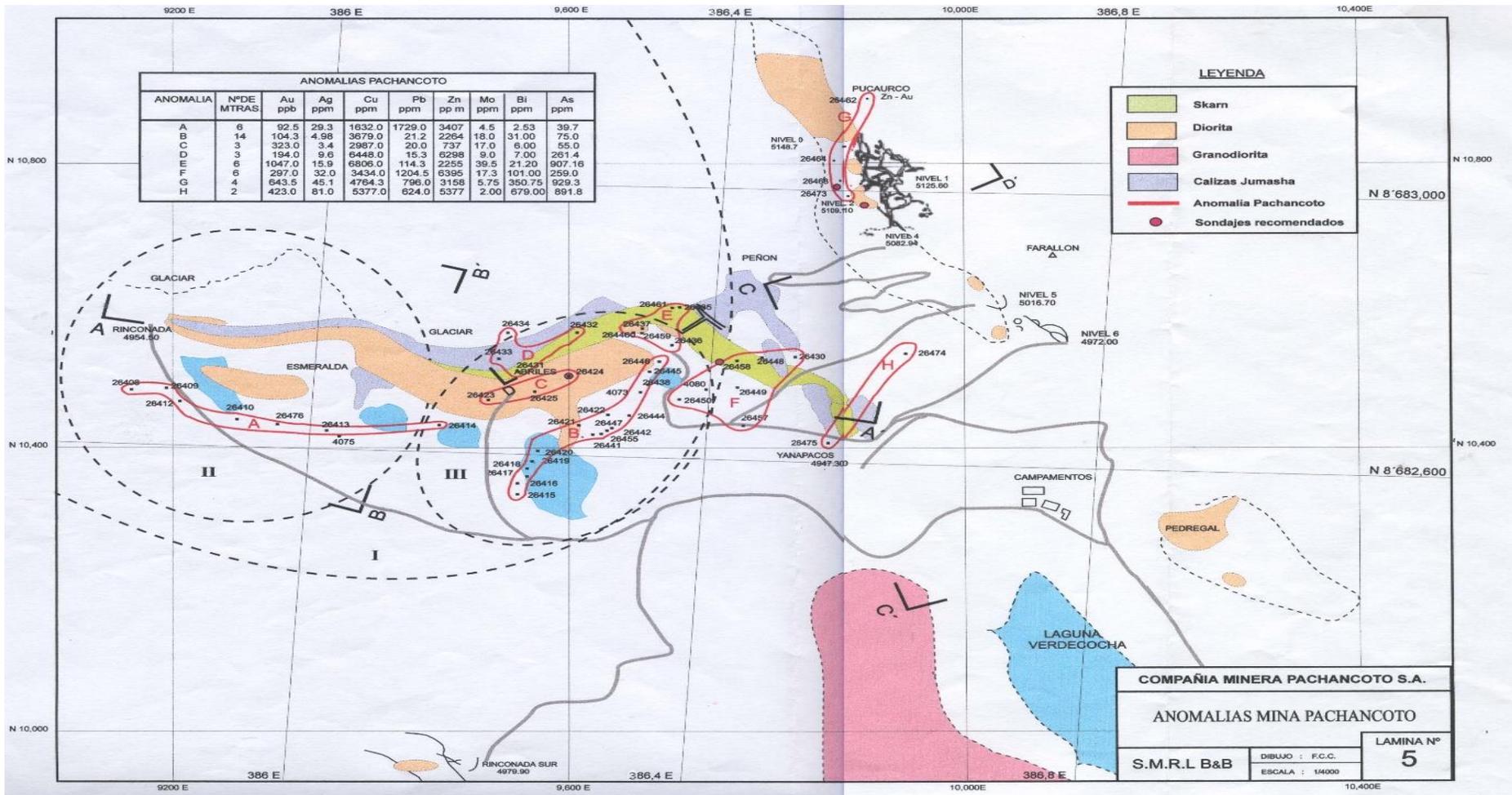


### Anexo 4. Nuevo diseño de malla de perforación y voladura



Nota: Tomado de Plano topográfico de labores zona de Pucaurco - Minas de Pachancoto S.A.

## Anexo 4. Plano del prospecto Pachancoto que muestra las principales anomalías geoquímicas



Nota: Tomado de Anomalías Minas de Pachancoto, por Barba, 2001