

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO  
EL MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG EN EL  
PROYECTO CENTRAL HIDROELÉCTRICA SAN GABÁN III**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. HARRY ALEX RIVERA HUIRSE**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO – PERÚ**

**2019**



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

**OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO EL MÉTODO  
MATEMÁTICO ROGER HOLMBERG EN EL PROYECTO CENTRAL  
HIDROELÉCTRICA SAN GABÁN III**

**TESIS PRESENTADA POR:**

**HARRY ALEX RIVERA HUIRSE**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**APROBADA POR:**

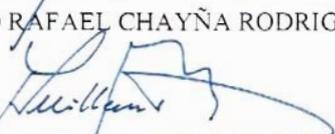
**PRESIDENTE DE JURADO:**

  
Ing. DAVID VELÁSQUEZ MEDINA

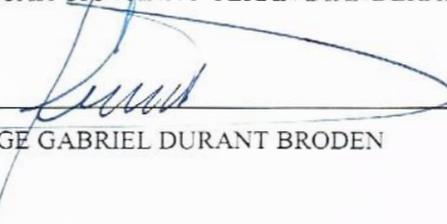
**PRIMER MIEMBRO:**

  
Ing. ARTURO RAFAEL CHAYÑA RODRIGUEZ

**SEGUNDO MIEMBRO:**

  
Ing. AMILCAR GIOVANNY TERAN DIANDERAS

**DIRECTOR / ASESOR:**

  
D.Sc. JORGE GABRIEL DURANT BRODEN

**Área** : Ingeniería de minas.

**Tema** : Análisis de costos mineros y comercialización de minerales.

Fecha de sustentación 10 de mayo del 2019

## DEDICATORIA

El presente trabajo de investigación es dedicado primordialmente a Dios por darme la oportunidad de lograr mis objetivos.

Con fraternal afecto a mis hermanos, por ser ellos las personas que nunca dejaron de creer en mí y quienes me alentaron en todo instante para que este trabajo pueda ser una realidad.

A mis queridos padres: Metodía y Matías, por toda la confianza y darme el apoyo que necesite quienes agradezco de todo corazón, por su amor, cariño, comprensión y acompañarme en las alegrías y tristezas, quienes me dirigieron por el camino de la excelencia a lo largo de la vida.

## AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional del Altiplano quien me albergó todos estos años e hizo posible mi formación académica.

A los catedráticos de la Facultad de Ingeniería de Minas quienes compartieron sus enseñanzas y me dieron las herramientas para poder triunfar.

A los ingenieros y colaboradores de la empresa CWE Perú de la central hidroeléctrica San Gabán III, por haber compartido la información y su valioso tiempo.

Particularmente agradezco a la Lic. Amelia C. Apaza Mendoza por su apoyo incondicional, paciencia y enseñanza.

## ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE ANEXOS	
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	
RESUMEN	
ABSTRACT	

### CAPÍTULO I

#### INTRODUCCIÓN

1.1	Descripción de la realidad problemática.....	15
1.2	Formulación del problema. ....	16
1.2.1	Problema general. ....	16
1.2.2	Problemas específicos.....	16
1.3	Formulación de hipótesis. ....	16
1.3.1	Hipótesis general.....	16
1.3.2	Hipótesis específicas.....	17
1.4	Justificación de la investigación. ....	17
1.5	Objetivos de la investigación. ....	18
1.5.1	Objetivo general.....	18
1.5.2	Objetivos específicos. ....	18

## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

2.1	Antecedentes. ....	19
2.2	Bases teóricas. ....	21
2.2.1	Descripción del método de Holmberg para un diseño de voladura. ....	21
2.2.2	Voladura en túneles y galerías. ....	25
2.2.3	Sistemas de avance. ....	26
2.2.4	Esquema de voladura en túneles. ....	27
2.2.5	Tipo de arranques y cálculo de voladura. ....	28
2.2.6	Arranques de taladros paralelos. ....	29
2.2.7	Distribución y denominación de taladros. ....	33
2.2.8	Perforación y voladura. ....	34
2.2.9	Constante de la roca “C”. ....	35
2.2.10	Factores que intervienen en la voladura. ....	35
2.2.11	Criterios de selección del explosivo. ....	38
2.2.12	Costos. ....	43
2.2.13	Cálculos para el área, perímetro, numero de taladros y avance por disparo. ....	48
2.2.14	Cálculos para el diseño de arranque. ....	53
2.2.15	Cálculo para ayuda del arranque. ....	60
2.2.16	Cálculos para taladros de hastiales o paredes. ....	62
2.2.17	Cálculos para taladros de corona o techo. ....	66
2.2.18	Cálculos para taladros de arrastre o piso. ....	68
2.3	Definiciones conceptuales. ....	70
2.3.1	Optimización de costos. ....	73

### CAPÍTULO III

#### MATERIALES Y MÉTODOS

3.1	Tipo de investigación. ....	74
3.2	Diseño metodológico. ....	75
3.3	Población.....	75
3.4	Muestra.....	75
3.5	Operacionalización de variables. ....	75
3.6.1	Variables independientes. ....	75
3.6.2	Variables dependientes. ....	76
3.7	Técnicas de recolección de datos. ....	76
3.7.1	Instrumentos de recolección de datos. ....	77
3.7.2	Formatos de reportes diarios de operaciones por guardia.....	77
3.7.3	Técnica para el procesamiento de datos.....	77
3.8	Ubicación política. ....	77
3.9	Accesibilidad.....	78
3.10	Fisiografía y topografía.....	79
3.10.1	Clima.....	79
3.10.2	Topografía.....	79
3.10.3	Hidrología e hidrogeología. ....	80
3.10.4	Flora. ....	81
3.10.5	Fauna.....	81
3.11	Geología regional.....	81
3.11.1	Estratigrafía regional.....	82
3.12	Geología local. ....	84

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	Resultados de la perforación y voladura. ....	87
4.2	Cálculo de malla de perforación y voladura. ....	89
4.3	Cálculo para el diseño de arranque. ....	91
4.4	Cálculos para taladros de ayuda. ....	99
4.5	Cálculos para taladros de ayudas o tajeo. ....	103
4.6	Cálculos para taladros de hastiales o paredes. ....	105
4.7	Cálculos para taladros de corona o techo. ....	107
4.8	Cálculos para taladros de arrastre o piso. ....	108
4.9	Resumen de los cálculos de diseño. ....	110
4.10	Cálculos de jornal diario de los colaboradores. ....	112
4.11	Cálculo de costos de explosivos y accesorios de voladura. ....	113
4.12	Cálculo de costos de jumbo. ....	114
4.13	Cálculo de costos de aceros de perforación. ....	118
4.14	Cálculo de costos de implementos de seguridad. ....	119
4.15	Análisis de resultados. ....	121
4.16	Discusiones de los resultados. ....	125
	CONCLUSIONES .....	128
	RECOMENDACIONES. ....	129
	REFERENCIAS .....	130
	ANEXOS .....	132

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1: Características de las emulsiones EXSA .....	40
Tabla 2.2: Relación de la dureza de la roca con la distancia. ....	50
Tabla 2.3: Relación de la dureza de la roca con el coeficiente.....	50
Tabla 2.4: Constantes y valores de fijación. ....	63
Tabla 3.1: Las variables independientes, variables dependientes.....	76
Tabla 3.2: Ubicación en coordenadas UTM WGS 84. ....	78
Tabla 3.3: Viaje para llegar al proyecto.....	78
Tabla 4.1: Datos para la perforación y voladura.....	88
Tabla 4.2: Resumen de taladros y explosivos.....	111
Tabla 4.3: Jornal del personal por hora.....	113
Tabla 4.4: Precio unitario de explosivos y accesorios de voladura .....	114
Tabla 4.5: Costo de aceros.....	118
Tabla 4.6: Costo de implementos de seguridad. ....	119
Tabla 4.7: Resumen del costo por metro de avance. ....	120
Tabla 4.8: Cantidad de taladros con la malla anterior .....	121
Tabla 4.9: Cantidad de taladros con la nueva malla .....	121
Tabla 4.10: Factor de carga.....	123
Tabla 4.11: Resumen de los costos generales.....	124

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg. ....	22
Figura 2.2: Sistema de avance en galerías y túneles. ....	27
Figura 2.3: Clasificación de los cortes, arranques o culés. ....	29
Figura 2.4: Arranques de corte quemado. ....	30
Figura 2.5: Distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos. ....	32
Figura 2.6: Concentración lineal de carga en función al burden máximo. ....	32
Figura 2.7: Denominación de taladros. ....	34
Figura 2.8: Fulminante. ....	41
Figura 2.9: Mecha de seguridad. ....	41
Figura 2.10: Detonador no eléctrico. ....	42
Figura 2.11: Pentacord. ....	43
Figura 2.12: Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m). ....	49
Figura 2.13: Diámetro equivalente. ....	51
Figura 2.14: Influencia de la desviación en la perforación de taladros. ....	53
Figura 2.15: Arranque de cuatro secciones. ....	54
Figura 2.16: Ancho de abertura del 1° cuadrante. ....	61
Figura.3.1: Columna estratigrafía de la región Puno. ....	83
Figura 3.2: Estratigrafía local de la provincia de Carabaya. ....	86
Figura 4.1: Comparación de taladros perforados. ....	122
Figura 4.2: Comparación del avance eficiente real. ....	122
Figura 4.3: Comparación de kilogramos de explosivo por disparo. ....	123
Figura 4.4: Comparación del costo actual y anterior por metro de avance. ....	124
Figura 4.5: Porcentaje de costos actuales en la perforación y voladura. ....	125

## ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Plano de ubicación (escala gráfica).....	133
Anexo 2: Plano planimétrico del proyecto (escala gráfica).....	134
Anexo 3: Mapa geológico del departamento de Puno .....	135
Anexo 4: Mapa geológico local del distrito de San gabán .....	135
Anexo 5: Matriz de consistencia.....	137
Anexo 6: Malla de perforación anterior.....	138
Anexo 7: Nueva malla de perforación .....	139
Anexo 8: Control de avance real de la anterior malla.....	140
Anexo 9: Control de avance con la nueva malla .....	141
Anexo 10: Control de tiempo en perforación .....	142

## ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

S	: Área de la sección de túnel
A	: Ancho del túnel
H	: Alto del túnel
r	: Radio del arco de la bóveda
D <sub>t</sub>	: Distancia entre taladros
C	: Coeficiente o factor de roca (C)
$\varnothing_e$	: Diámetro de taladro equivalente
$\varnothing_a$	: Diámetro de los taladros de alivio
$\varnothing_p$	: Diámetro de los taladros de producción
N	: Número de los taladros de alivio
L	: Longitud de taladro
$\Psi$	: Error de perforación
$\alpha$	: Desviación angular
e	: Error de emboquille o empate
B <sub>e Máx</sub>	: Burden máximo
B <sub>p</sub>	: Burden práctico
P. U.	: Precio unitario
Ec.	: Ecuación

## RESUMEN

La empresa Hydro Global S.A.C., se enfoca en la construcción e instalaciones de hidroeléctricas, el proyecto está ubicado en San Gabán, Carabaya, Puno, Perú. Constituyéndose problemas en la perforación y voladura deficiente al no cumplir con el planeamiento mensual de avance y sobre excavación. Motivo por el cual se realizó el trabajo de investigación titulado “optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III”, siendo su objetivo principal optimizar las operaciones de perforación y voladura, lograr una mayor eficiencia de voladura y cumpliendo el planeamiento mensual programado. El método es aplicativo, cuantitativo y cuasi experimental, la metodología fue por objetivos. Se diseñó una malla de perforación y voladura con el modelo matemático Holmberg modificando. Se concluyó que “se estandariza la nueva malla de perforación y voladura, logrando reducir la cantidad de taladros mediante el diseño de malla por el modelo matemático Holmberg de 65 taladros perforados a 52 taladros perforados y tener una buena distribución de acuerdo a los resultados obtenidos de los cálculos del burden y espaciamiento entre taladros en la sección del túnel”, “con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura por el método Roger Holmberg modificado implementado en la construcción del túnel se logró una eficiencia en cuanto a avances lineales de 2.77 metros a 3.55 metros y de esta manera se mejoró el avance lineal en el túnel, logrando cumplir el planeamiento mensual programado en avance lineal” y “con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura implementado en el proyecto hidroeléctrico se logra reducir el factor de carga explosiva de  $3.47 \text{ Kg/m}^3$  a  $2.52 \text{ Kg/m}^3$ , obteniendo una voladura controlada y no tener sobre excavación, mayor control de los hastiales y corona distribuyendo el explosivo de acuerdo a los cálculos realizados.”

**Palabras clave:** Optimización, perforación, voladura, modelo-matemático, Holmberg.

## ABSTRACT

The company Hydro Global S.A.C., focuses on the construction and installation of hydroelectric plants, the project is located in San Gabán, Carabaya, Puno, Peru. Problems in the perforation and deficient blasting are constituted by not complying with the monthly planning of advance and over excavation. Reason for which the research work entitled "optimization of drilling and blasting was carried out applying the mathematical model of Roger Holmberg in the San Gabán III hydroelectric project", with the main objective of optimizing drilling and blasting operations, achieving greater efficiency of blasting and fulfilling the programmed monthly planning. The method is applicative, quantitative and quasi-experimental, the methodology was by objectives. A perforation and blasting mesh was designed with the mathematical model Holmberg modifying. It was concluded that "the new drilling and blasting mesh is standardized, achieving a reduction in the number of cuttings by means of the mesh design by the Holmberg mathematical model of 65 drilled holes to 52 drilled holes and having a good distribution according to the results obtained from the calculations of the burden and spacing between holes in the section of the tunnel ", " with the new design of perforation and blasting mesh by the modified Roger Holmberg method implemented in the tunnel construction, an efficiency was achieved in terms of lineal advances of 2.77 meters to 3.55 meters and in this way the linear advance in the tunnel was improved, achieving to fulfill the monthly planning programmed in lineal advance "and" with the new design of perforation and blasting mesh implemented in the hydroelectric project it is possible to reduce the load factor explosive of  $3.47 \text{ kg/m}^3$  to  $2.52 \text{ kg/m}^3$ , obtaining a controlled blasting and not having over excavation, may or control of the gables and crown distributing the explosive according to the calculations made. "

**Key words:** Optimization, drilling, blasting, mathematical model, Holmberg.

## CAPÍTULO I

### INTRODUCCIÓN

#### 1.1 Descripción de la realidad problemática.

La perforación al ser una de las principales operaciones en la actividad utiliza diferentes diseños, basado en diversos modelos matemáticos, pero aun hoy en día las fallas de la perforación deben de ser superadas.

En la central hidroeléctrica San Gabán III, se viene ejecutando un túnel ventana 01 de sección 4.0 m x 4.50 m y con una distancia de 1200 m. con el fin de alcanzar al túnel de conducción de agua.

La ejecución de esta labor mecanizada está contemplada dentro de un planeamiento mensual de 156 metros para su debido cumplimiento por parte de la empresa ejecutora.

El problema es que no se logra cumplir el planeamiento mensual de avance lineal, se sobre excava la sección del túnel, factor de carga elevado; por tal motivo requiere una asistencia técnica puesto que no existe un esquema geométrico de la malla de perforación en el frente de avance por su mala distribución de taladros, como consecuencia se tiene un deficiente avance promedio de 2.77 metros.

En vista de todos estos problemas que generan pérdidas económicas, generan acumulación de tiempos muertos en el ciclo de trabajo. Por lo cual se propone implementar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, para mejorar la voladura y lograr eficientes resultados de tal manera optimizar la perforación y voladura, reduciendo número de taladros, kilogramos de explosivos y por ende superar las pérdidas económicas.

## **1.2 Formulación del problema.**

### **1.2.1 Problema general.**

¿Cómo optimizará la perforación y voladura en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg?

### **1.2.2 Problemas específicos.**

- ¿Cómo influirá el modelo Roger Holmberg en el diseño de la malla de perforación y voladura?
- ¿Se podrá mejorar el avance, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg?
- ¿Cuál será el factor de carga de explosivo para la voladura, según el modelo matemático de Roger Holmberg?

## **1.3 Formulación de hipótesis.**

### **1.3.1 Hipótesis general.**

La aplicación del modelo matemático Roger Holmberg optimizará la perforación y voladura en el túnel central hidroeléctrica San Gabán III.

### 1.3.2 Hipótesis específicas.

- Diseñando la malla de perforación y voladura aplicando el método Holmberg se reducirá el número de taladros.
- Empleando el método matemático de Roger Holmberg se mejora el rendimiento del avance por disparo.
- Se reducirá el factor de carga de la voladura en el túnel central hidroeléctrica San Gabán III.

### 1.4 Justificación de la investigación.

El sustento del trabajo de investigación, nace a raíz de los diseños de mallas anteriores que fueron realizados empíricamente en el terreno, porque no contaban con ningún modelo matemático específico empleado para dicho trabajo.

EL problema, durante la ejecución del túnel de acceso ventana 01 es la deficiencia en la perforación y voladura, la mala distribución de taladros en la malla de perforación y voladura, como resultado hay deficiente avance lineal, factor de carga elevado y sobre excavación de la sección del túnel, incumpliendo el programa mensual.

En este trabajo de investigación se aplicó el modelo matemático de Holmberg, usando una nueva teoría para calcular el burden, esto para el diseño de una nueva malla de perforación y voladura, reduciendo de 65 a 52 taladros. Obteniendo como resultados un avance lineal de 2.77 metros a 3.55 metros, un factor de carga eficiente de  $3.47 \text{ kg/m}^3$  a  $2.52 \text{ kg/m}^3$ . También se optimizó los costos por metro lineal de 293.54 US\$/m a 217.97 US\$/m.

En cuanto a la utilidad metodológica, es de vital importancia porque crea un modelo para realizar las operaciones de perforación y voladura y es conveniente para operadores de jumbo, para operarios mina, cargadores de frente, como guía para los estudiantes de la escuela profesional de ingeniería de minas.

## **1.5 Objetivos de la investigación.**

### **1.5.1 Objetivo general.**

Optimizar las operaciones de perforación y voladura en el túnel de la central hidroeléctrica San Gabán III, mediante la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg.

### **1.5.2 Objetivos específicos.**

- Diseñar la malla de perforación y voladura a partir del modelo matemático Roger Holmberg.
- Mejorar el avance lineal, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg.
- Reducir el factor de carga para la voladura, según el modelo matemático Roger Holmberg.

## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1 Antecedentes.

Se detalla algunos trabajos desarrollados en lo que se refiere al tema de investigación buscando distintos objetivos pero que está relacionado a nuestro trabajo de investigación.

Carrasco R. (2015). Concluyo que, “Se realizó el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método Holmberg mediante un análisis exhaustivo que garantiza la mejora el diseño de malla de perforación y voladura al obtener resultados que minimizan las fallas de la voladura de 5.7 a 3 disparos taqueados en promedio por mes y de 3.3 a 1.1 disparos soplados promedio por mes en el BP-2601 de la Unidad Parcoy.”

Apaza (2013). Concluye que, “Con el diseño de malla de perforación y voladura calculada, empleando el método de Holmberg y su aplicación en las labores de desarrollo de la mina Arcata, se obtuvieron avance que fluctúan alrededor de 3.0 m”.

Choque V. (2017). Concluye que, “Se logra una eficiencia de voladura en cuanto a avances lineales, de un promedio de: 2.33 m/disparo a un avance promedio de 2.97 m/disparo. En el mes de julio, estos resultados se reflejan en el cumplimiento mensual de los metrajes programados durante el mes.”

Chipana T. (2015). Concluye que, “El número de taladros se ha disminuido de 45 taladros perforados a 42 taladros perforados según el análisis de cálculos matemáticos y la geología de la roca que presenta en la galería progreso de la minera Cavilquis lográndose muy buenos resultados.”

Rojas A. & Flores S. (2017). Concluye que, “En el Crucero 520 de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. Minería y Construcción, para una sección de 2,50m. por 2,50m., aplicando el nuevo diseño de malla se ha disminuido de 34 taladros perforados a 31 taladros perforados, en función a las condiciones geomecánicas del macizo rocozo y los cálculos matemáticos basado al método de Holmberg.”

Quispe G. (2014). Concluye que, “Con la aplicación de este método se pudo optimizar en un 95% de avance por disparo y es muy confiable realizar las operaciones de voladura con el diseño de mallas de perforación utilizando el modelo matemático de Holmberg.”

Taipe O. & Marcañaupa C. (2015). Concluye que, “Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se ha reducido los costos, ya que en el mes de enero el costo de avance era de 505 US\$/m, y en el mes de marzo luego de aplicar la nueva malla de perforación y voladura, el costo es de 340 US\$/ por metro lineal de avance en frentes de 3 x 3 metros, teniendo una reducción que supera los 200 US\$/ por metro de avance.”

Chavez F. (2018). Concluye que, “Se determinó que el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg, mejora la granulometría de la Galería 370, técnicamente hablando el 50 % del material roto son de tamaño menores o iguales a 12 pies (27.34 cm).”

Villanueva P. & Manrique Q. (2016). Concluye que, “Al aplicar el arranque hexagonal especialmente en terrenos con un  $RMR > 41$ , facilita proveer caras libres adicionales a los demás cuadrantes. Además, la ventaja de este tipo de arranque es que el rendimiento de avance por disparo es eficiente. El rendimiento de avance por disparo es eficiente mejorando de 152.83 metros a 173.6 metros en el mes, debido a que los tiempos de operaciones unitarias minimiza.”

Quispe A. (2013). Concluyo que, “El diseño de la malla de perforación, se hizo con el método de Holmberg, donde resulto la malla representativa de  $B * S = 0.42 \text{ m} * 0.44 \text{ m}$ , en

roca buena, variando según la evaluación de la calidad del macizo rocoso siendo a prueba y error. El factor de Carga en el mes de Mayo 2013 fue de  $1,97 \text{ Kg/m}^3$  y al 16 de Junio del 2013 se tiene un Factor de Carga de  $1,91 \text{ Kg/m}^3$ . Hasta la fecha hay una reducción en dicho valor.”

Loza C. (2013). Concluye que, “Se demuestra que mejorando la malla de perforación se reduce la cantidad de fallas de la voladura en un 20 % a comparación de los años 2009 – 2010, con una disminución de 144 disparos fallados.”

Quezada J. (2017). Concluye que, “Se mejoró el avance por disparo obteniendo 1.7 metros, influyendo también la mejora en las eficiencias de perforación y voladura, se logró disminuir el factor de carga en avance a  $21.93 \text{ Kg/ m}$  debido a la reducción de la cantidad de explosivo y al mejoramiento en el rendimiento de avance por disparo.”

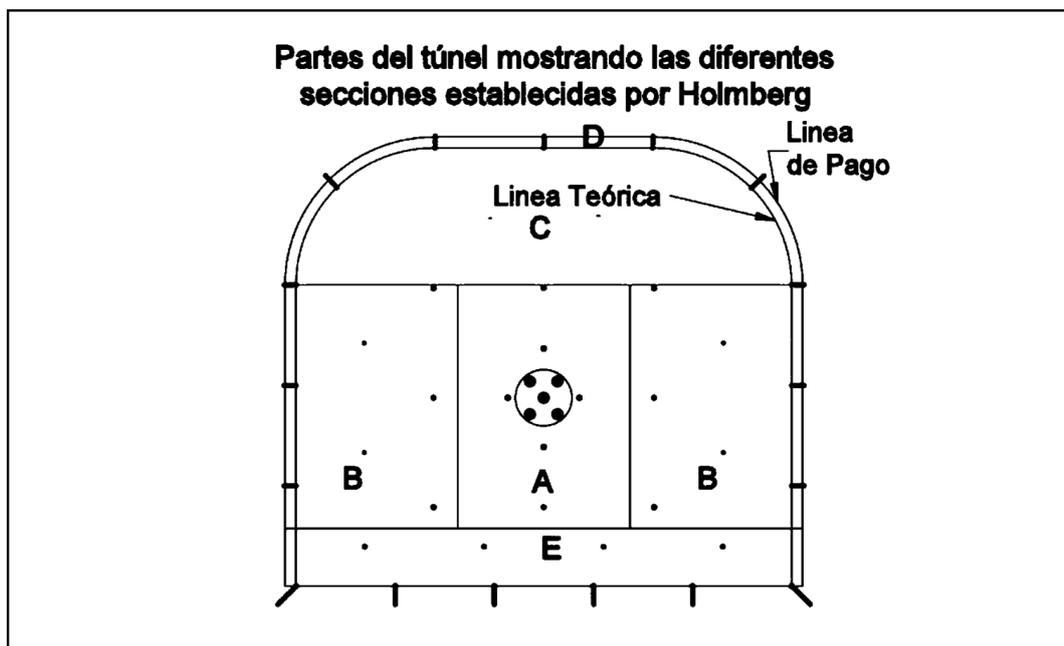
## **2.2 Bases teóricas.**

### **2.2.1 Descripción del método de Holmberg para un diseño de voladura.**

(Holmberg R. , 1979), actualiza la metodología de las teorías suecas, de cálculo de perforación y voladura en galerías, esta metodología considera en facilitar los cálculos dividiendo el frente de operación en cinco secciones diferentes, por lo que estima la malla de perforación para cada una de las secciones del frente en su conjunto, el avance lineal por disparo está restringido por el diámetro de taladro de alivio y las desviaciones de los taladros, estipulándose alcanzar, un avance lineal por disparo de 95% de la longitud del taladro perforado, la metodología considera indispensablemente las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, propiedades físico química de las mezclas explosivas y dimensiones de los accesorios de perforación. Para continuar con la construcción de galerías, se tiene que usar taladros de diámetros cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayor cantidad. Las observaciones y cálculos efectuados solamente tienen sentido comprobando que la perforación de los taladros sea correcta en su distribución, longitud, diámetro, dirección, sean cargados con el explosivo necesario, de esta forma se asegura que en la detonación de cada taladro se cumpla con el avance planificado. Eso implica que

en los diseños de perforación y voladura se tenga que poner especial cuidado en los cálculos.

La necesidad de construir túneles de grandes dimensiones, hace necesario el uso de taladros con diámetros cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayores cantidades. Para el diseño de perforación y voladura de túneles, Holmberg ha dividido el frente en cinco secciones: (A-E) diferentes; cada una de las cuales requiere un cálculo especial. Ver la figura N° 2.1.



**Figura 2.1:** Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg.  
**Fuente:** Manual de P & V-López Jimeno.

- A: sección de corte (cut).
- B: sección de tajeo (stopping).
- C: sección de alza (stopping).
- D: sección de contorno (contour).
- E: sección de arrastre (lifters).

### ***Teoría de Roger Holmberg.***

La distancia entre taladros centrales de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de  $1.7\phi_a$  para la obtención de una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos.

Donde :  $\phi_a$  es *diámetro del taladro de alivio*.

En cálculo de la voladura, se contemplan el diseño del cuele o arranque, arrastre o zapateras, Cuadradores o hastiales, alzas o techos, como en este tipo de excavaciones no se encuentra con una salida para las voladuras, como en los bancos a cielo abierto, es necesario formar una salida por medio de un cuele o arranque constituida por barrenos huecos, vacíos o de expansión, cuyo diseño podrá ser desde uno o más barrenos de diámetro variable.

El diámetro del taladro vacío podrá ser igual o mayor a los taladros de carga dependiendo de varios factores. Siendo el equipo de perforación uno de estos factores, así como las características geológicas. Los taladros huecos, vacíos o de expansión son para que los taladros cargados rompan escalonadamente y formen una cara libre.

Para lograr esto, es necesario contar con bases teóricas, las cuales en su mayoría se han apoyado en los siguientes:

Para el diseño del arranque calculadas con las teorías suecas de Langefors y Kihlstrom (1963). En las modificaciones de las teorías suecas por Holmberg (1986). Y en las actualizaciones de Oloffsso (1990).

La aplicación y las experiencias en voladura, nos permiten proponer los avances que se requieren para cumplir las metas de un determinado proyecto puesto que:

Se ha visto que los avances de cada voladura están directamente ligados en relación de los taladros huecos o de expansión con los diámetros de los taladros de carga. El anterior está ligado con el paralelismo de los taladros huecos y de carga durante su ejecución.

Cuando no se cumple con el paralelismo y la desviación de los taladros es mayor al 2 % será difícil tener un avance en la voladura del 95 % de eficiencia.

A continuación, daremos una interpretación del método de Holmberg para el diseño de voladura.

### ***Cálculo del taladro vacío.***

En la ecuación se muestra como se debe realizar el cálculo del taladro vacío según (Holmberg R. , 1979).

$$\Phi_e = \Phi_a * \sqrt{N} \quad \text{Ec. 01}$$

$\Phi_e$  = Diámetro equivalente.

$\Phi_a$  = Diámetro de los taladros de alivio.

$N$  = Número de los taladros de alivio.

### ***Cálculo de avance y errores de perforación.***

El avance es restringido por el diámetro de taladros sin carga y la desviación de los taladros de menos diámetro. Un buen requerimiento económico es la utilización máxima de la profundidad de los taladros.

La ecuación para la profundidad del taladro puede ser expresado de la siguiente manera:

$$L = 0.15 + 34.1 * (\Phi_e) - 39.4 * (\Phi_e)^2 \quad \text{Ec. 02}$$

$L$  = Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente.

$\Phi_e$  = Diámetro equivalente.

***Error de perforación.***

Para una estimación de los errores de perforación se expresa de la siguiente manera según Holmberg.

$$\Psi = (\alpha * L) + e \quad \text{Ec. 03}$$

$\Psi$  = Error de perforación.

$L$  = Profundidad del taladro.

$\alpha$  = Desviación angular.

$e$  = Error de emboquille o empate.

**2.2.2 Voladura en túneles y galerías.**

El aprovechamiento del subsuelo, tanto en obras públicas como en minería, exige la realización de tunces y galerías cada día en mayor número.

Propone los principios físico-matemáticos de diseño de carga en frentes de voladura, principios que fueron aplicados principalmente en minas suecas habiéndose logrado los resultados tanto técnicos como económicos óptimos. Se plantean los principios basándose en el uso de taladros de alivio con diámetro mayor al de los de producción y el uso de explosivos de alta potencia. (Holmberg R. , 2001).

En los últimos tiempos, la excavación mecánica con minadores y tuneledoras ha experimentado un gran avance, llegándose a atravesar rocas con resistencias de hasta 140 MPa. La perforación sin daños al a roca alrededor del túnel, una superficie de corte regular que reduce las necesidades de sostenimiento y/o revestimiento definitivo, menos necesidades de personal, etc. (Lopez Jimeno, 2001)

Existen dos razones para excavar en subterráneo:

- Para utilizar el espacio excavado (accesos de transporte, almacenaje de materiales diversos, obras de construcción, defensa militar, etc.).
- Para utilizar el material excavado (explotación minera).

En ambos casos los túneles forman parte importante de la operación entera: en construcción subterránea, como es por ejemplo el caso de obras hidroeléctricas, donde son necesarios para tener acceso a las cámaras; en minería, para llegar a los bloques de mineral e iniciar su explotación, además de las operaciones de desarrollo y comunicación interna, pero también son abiertos para un propósito en sí mismos (túneles carreteros o ferrocarrileros y túneles hidráulicos para transvase de agua).

La sección de los túneles puede variar entre 9 m<sup>2</sup> hasta más de 100 m<sup>2</sup>, mientras que la cara de los bancos varía entre 5 a 40 m de altura. Los diámetros de taladro en túneles van de 32 mm a 51 mm y en banco de 51 mm a 165 mm, incluso hasta 310 mm, lo que muestra un amplio rango de parámetros a considerar. (Exsa, 2006)

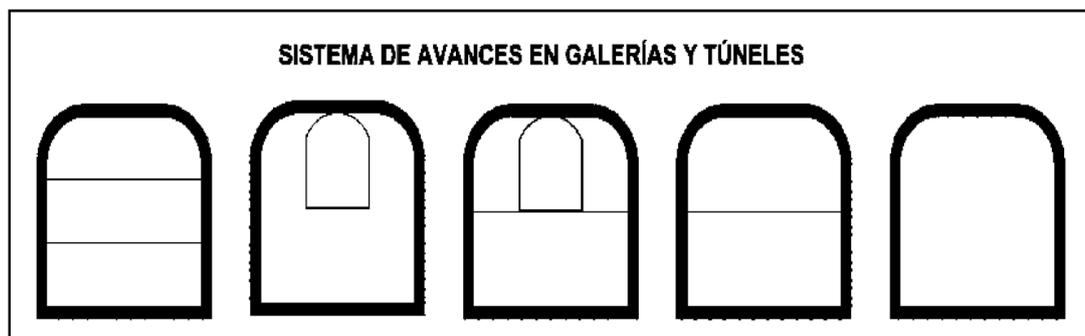
### 2.2.3 Sistemas de avance.

El sistema de avance de túneles y galerías depende del equipo de perforación empleado, tiempo disponible para la ejecución, tipo de roca, tipo de sostenimiento y sistema de ventilación.

En una obra subterránea, la rotura de la roca ha de conseguirse creando con una voladura una primera cara libre o cuele seguida de la voladura principal. Los equipos de perforación, carga y transporte son específicos debiendo adaptarse a espacios, casi siempre, muy reducidos. En general, los esquemas de voladuras de interior son muy reducidos, por dos razones: una porque las voladuras tienen difícil salida, y la otra, por ser necesario obtener granulometrías pequeñas acorde con los medios de carga y transporte utilizado, apto para interior. Otra particularidad, a considerar entre el conjunto de labores de interior y a cielo abierto, es la toxicidad de los gases de voladura que, en interior, adquiere una gran importancia y en definitiva selecciona el tipo de explosivo a utilizar. (Lopez Jimeno, 2001).

En túneles y galerías el avance máximo es equivalente a la amplitud del túnel, por tanto, el avance deberá ser al menos igual a la profundidad de los taladros. La periferia en los túneles deberá ser igual a la proyectada; si resulta menor, requerirá ensanche adicional (desquinche). Por otro lado, si sobrepasa el límite especificado resultarán

problemas de costo, y en ciertos casos problemas de estabilidad y gastos de sostenimiento tal como se muestra en la figura N° 2.2. (Exsa, 2006)



**Figura 2.2:** Sistema de avance en galerías y túneles.  
**Fuente:** Manual de P & V-López Jimeno.

#### 2.2.4 Esquema de voladura en túneles.

La perforación y tronadura en desarrollo consiste en remover una sección cercana al centro del frente y luego tronar la roca no fragmentada en secuencia hacia este corte o cavidad. la formación de dicha cavidad central o rainura es la fase más importante de la operación, de la cual depende la “botada” exitosa del disparo, ya que los pozos restantes no pueden quebrar en forma efectiva a menos que la rainura se haya movido completamente fuera de la frente. Lo anterior crea un espacio que permite expandir y mover los tiros restantes, pero no suficiente para acomodar la expansión de todo el disparo; por esta razón la mayor parte del movimiento del material se va hacia adelante. Las ranuras básicas, en orden de importancia se dividen en: “rainura sueca” y “rainura en cuña” (Enaex, 2014).

La voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m<sup>2</sup>. Aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m<sup>2</sup> En los arranques en abanico los taladros del arranque llegan a cubrir la mayor parte de la sección.

En el núcleo, aunque sea comparable geoméricamente 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 adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre.

Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor, y se disponen con un reducido espaciamento y orientados hacia el interior del macizo para dejar un espacio para el desplazamiento de la perforadora y facilita el emboquille de los taladros. La perforación de estos taladros se realiza con un ángulo de inclinación que se plantea en los parámetros de perforación. (Lopez Jimeno, 2001).

### **2.2.5 Tipo de arranques y cálculo de voladura.**

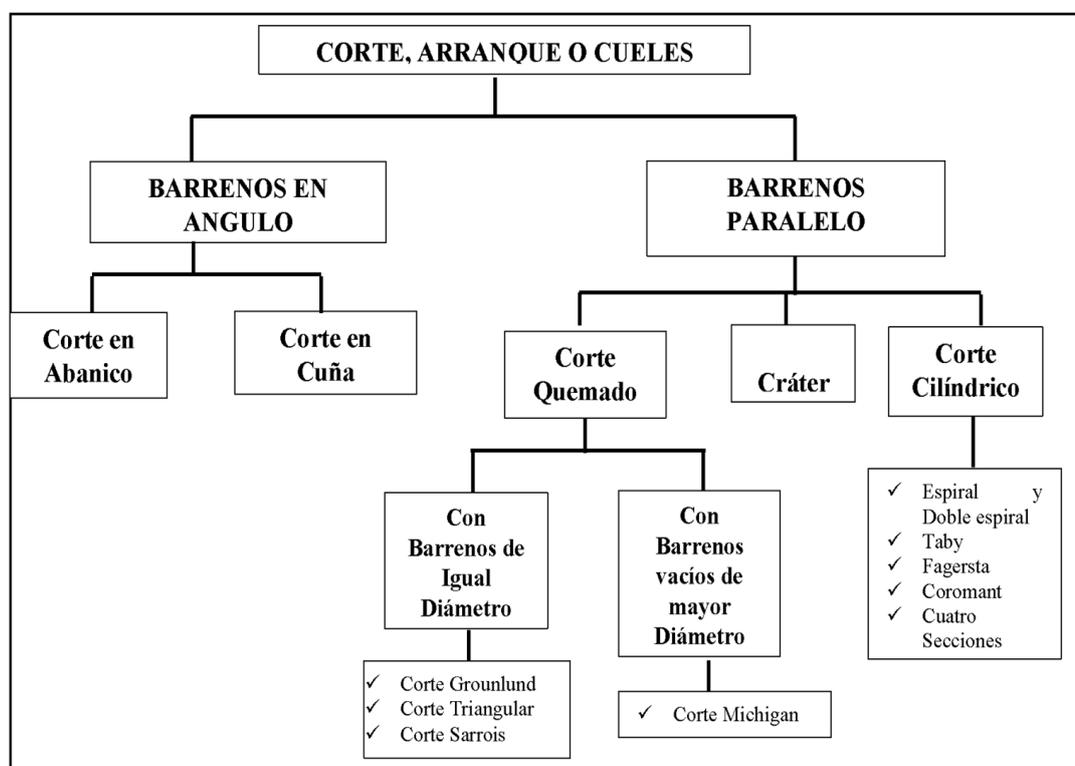
Las voladuras en túneles y galerías son mucho más complejas que las voladuras en banco, debido como ya se ha indicado, a que la única superficie libre es el frente de excavación. Los consumos específicos libre es el frente de excavación. Los consumos específicos son elevados y el confinamiento de las cargas alto. Por otro lado, las dimensiones de las piedras en el arranque son pequeñas, por lo que los explosivos deben ser lo suficientemente insensibles para evitar transmisión de la detonación lo suficientemente elevad, superior a los 3.000 m/s, para evitar el efecto canal en los explosivos encartuchados dentro de barrenos de mayor diámetro. Este fenómeno consiste en que los gases de explosión y la pared del barreno, comprimido a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque, destruya así los puntos calientes o aumentando excesivamente la densidad del explosivo.

En cuanto a la perforación, esta se ha mecanizado intensamente en las últimas décadas, en base al desarrollo de jumbos hidráulicos, con uno o varios brazos, automatizados y más versátiles. Esto ha hecho que la elección de los arranques se dirija hacia el grupo de los denominados de barrenos paralelos, pues son mucho más fáciles de perforar, ya que no hay necesidad de cambiar el ángulo de las deslizaderas y los avances no están tan condicionados por la anchura de los tunes como en el caso

de los arranques en ángulo. Así pues, los arranques pueden clasificarse en dos grandes grupos, ver la figura N° 2.3.

- Arranques de taladros paralelos
- Arranques de taladros en ángulo

El primero es el que se emplea más en proyectos con perforación mecanizada, mientras que el segundo grupo han caído muy en desuso por la laboriosidad de la perforación y solo se aplican en excavaciones pequeñas.



**Figura 2.3:** Clasificación de los cortes, arranques o culés  
**Fuente:** Manual de P & V-López Jimeno

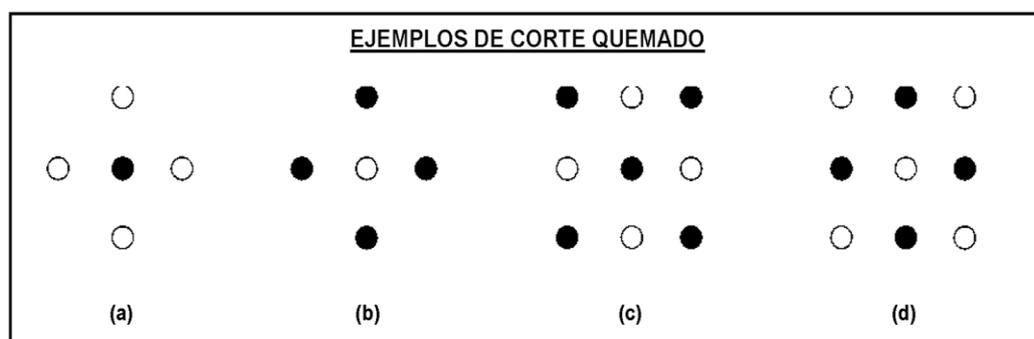
### 2.2.6 Arranques de taladros paralelos.

Para nuestro estudio solo se tomarán en cuenta los arranques de taladros paralelos, por su mayor flexibilidad de uso.

**a) Arranques quemados.**

En estos cueles todos los barrenos de perforación paralelos y con el mismo diámetro. algunos se cargan con una gran cantidad de explosivos mientras que otros se dejan vacíos. al ser tan elevadas las concentraciones de carga, la roca fragmentada se sinteriza en la parte profunda del cuele, no dándose las condiciones óptimas para la salida de la pega como ocurre con los cueles cilíndricos. los avances son reducidos y no van más allá de los 2.5 m. por pega como se muestra en la figura N° 2.4. (Lopez Jimeno, 2001).

Consiste en perforar en la frente de la labor, una serie de tiros paralelos con muy poco espaciamiento entre ellos para realizar una cavidad central. algunos de estos pozos, huecos (pozos vacíos), se dejan sin cargar para que sirvan como cara libre, y para que ayuden al esponjamiento del material tronado. estas rainuras se utilizan en túneles de dimensiones pequeñas a medianas, hasta 5,5 m. de diámetro debido a la concentración de pozos en el área de la rainura, la longitud total perforada para un avance dado es, por lo general, mayor que una rainura en cuña. (Enaex, 2014).



**Figura 2.4:** Arranques de corte quemado.  
**Fuente:** Manual práctico de voladura EXSA.

**b) Corte cilíndrico.**

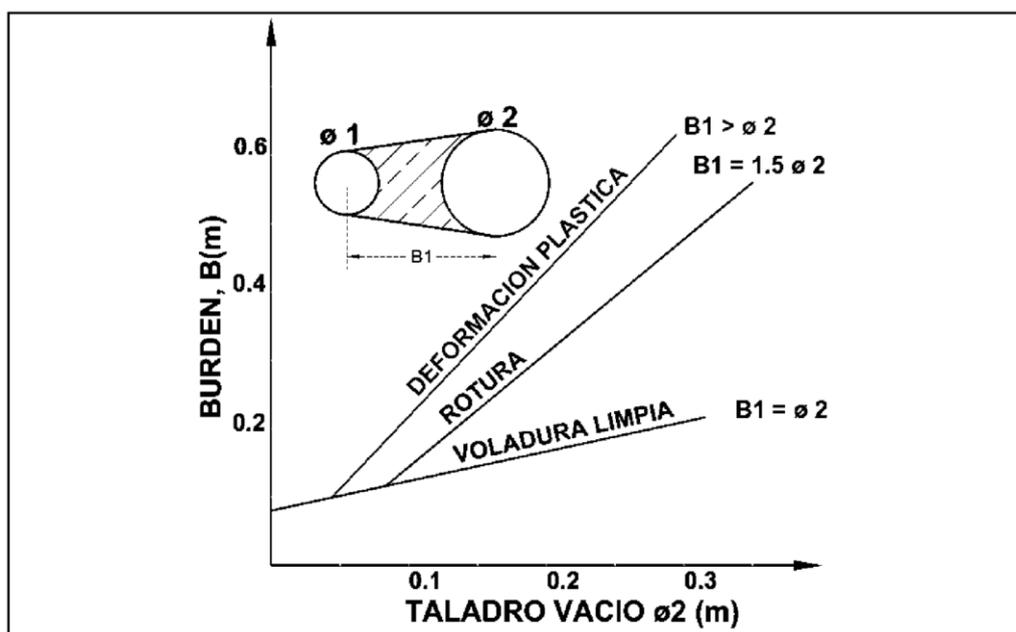
Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor

diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado.

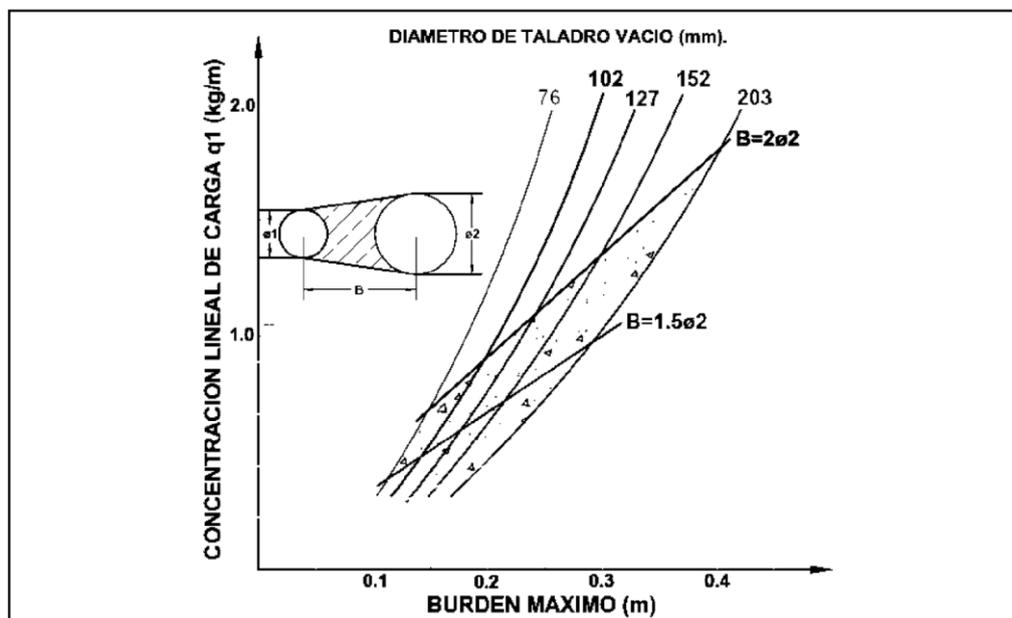
En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación:  $B = 0,7 \times \text{diámetro del taladro central}$  (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada).

Para burden mayor de  $(2 \times \phi_e)$  el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a  $(\phi_e)$ , pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque. Por eso, se recomienda que el burden se calculen sobre la base de que si la desviación del taladro es  $(0.5\% - 1.0\%)$  entonces el burden será  $(B_e = 1.5 \times \phi_e)$ , En cambio para desviaciones de Taladro mayor o igual a  $1.0\%$  el burden es  $(B_e = 1.7 \times \phi_e)$ , ver la figura 2.5.

En la Figura 2.6 se puede apreciar los resultados de las pruebas realizadas para distintas distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos lo que nos facilita realizar nuestros cálculos de diseño teniendo en cuenta los resultados de estas pruebas realizadas con la finalidad de encontrar el burden adecuado y con un diámetro de taladro vacío indicado para la voladura en el arranque donde podemos describir que si el burden es igual al diámetro equivalente tendremos como resultado una voladura limpia o sin problemas.



**Figura 2.5:** Distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos.  
**Fuente:** Manual de P & V López Jimeno.



**Figura 2.6:** Concentración lineal de carga en función al burden máximo.  
**Fuente:** Larsson y Clark.

Actualmente, es el tipo de corte que se utiliza con más frecuencia en las excavaciones de túneles y galerías, con independencia de las dimensiones de

estas. Se considera que es una evolución o perfeccionamiento de los cortes quemados.

Consta de uno o dos barrenos vacíos o de expansión, hacia donde rompen escalonadamente los taladros cargados. Todos los taladros dentro del corte se sitúan muy próximos, alineados y paralelos, por lo que es muy habitual usar jumbos dotados con paralelismo automático.

El tipo de corte cilíndrico es el empleado en el algoritmo de Holmberg es que consta de cuatro secciones, ya que es el más sencillo de replanteo y ejecución. La metodología de cálculo de esquemas y cargas de este corte y del resto de las zonas de un túnel corresponde a las teorías suecas, actualizadas recientemente por (Holmberg R. , 1979).

### **2.2.7 Distribución y denominación de taladros.**

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, ver la figura N° 2.7 donde se aprecia su denominación como sigue:

➤ ***Arranque o cueles.***

Son los taladros del centro, que se disparan primero para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto.

➤ ***Ayudas.***

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

➤ **Cuadradores.**

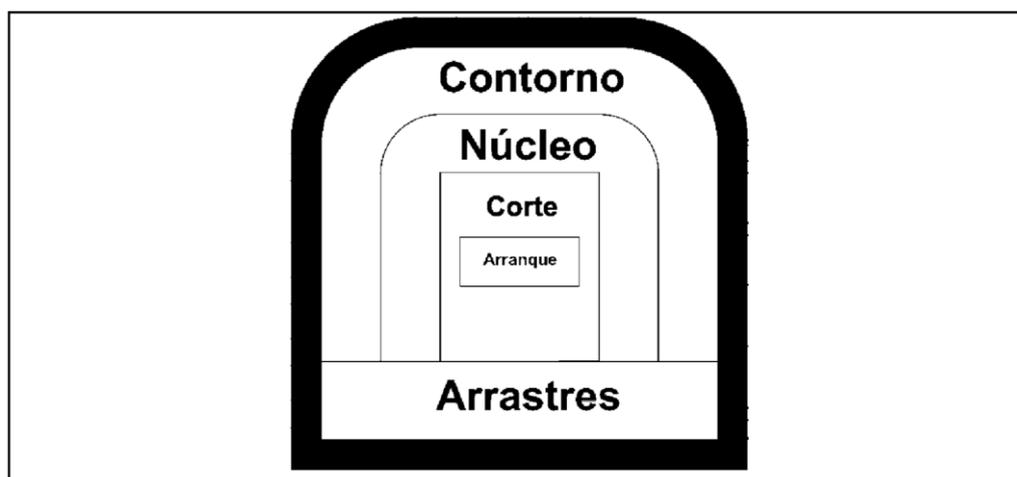
Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

➤ **Alzas o techos**

Son los que forman el techo o bóveda del túnel. También se les denominan taladros de la corona. En voladura de recorte o Smooth blasting se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, “taladros periféricos”.

➤ **Arrastre o pisos.**

Son los que corresponden al piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la ronda. Se muestra en la figura N° 2.7 la denominación de las zonas.



**Figura 2.7:** Denominación de taladros.

**Fuente:** Manual de P & V-López Jimeno.

### 2.2.8 Perforación y voladura.

(Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera , 2013). La perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta

definición, esta técnica es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras, la técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar. De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras.

### 2.2.9 Constante de la roca “C”.

El factor “c” es una medida empírica de la cantidad de explosivo necesario para remover 1 m<sup>3</sup> de roca; las experiencias de campo en el cual los valores de “c” fueron determinados con una geometría voladura de bancos. En consecuencia, la constante determinada de esta manera de la roca en túneles. Los ensayos de voladura para encontrar la constante “c” fluctuado muy poco. La voladura en granito quebradizo de un factor  $c = 0.2$ , en la práctica todos los materiales rocosos, desde arenisca hasta granitos más homogéneos, el valor de “c” fue encontrado de 0.3 a 0.4 kg/m<sup>3</sup> para las condiciones suecas  $c = 0.4$ ; y esto es usado predominantemente. (Agreda T., 1993).

### 2.2.10 Factores que intervienen en la voladura.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no son controlables, como es la geología o las características de la roca, propiedades de los explosivos.

Se definen algunos factores que intervienen directa o indirectamente en la voladura:

#### a) *Parámetros de la roca.*

##### ➤ **Propiedades físicas:**

- ✓ **Dureza:** Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.

- ✓ **Tenacidad:** Indica aproximadamente entre la dificultad de romperse bajo el efecto de fuerza de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).
- ✓ **Densidad:** Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1.0 a 4.5 g/cm<sup>3</sup> en promedio, rocas densas requieren también explosivos rápidos para romperse, se calcula de acuerdo a la Ecuación 2.

$$Densidad = \frac{Peso}{Volumen} \left( \frac{g}{m^3} \right) \quad (Ec. 04)$$

- ✓ **Textura:** Forma de amarre de los cristales o granos y sus grados de concentración o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.
- ✓ **Porosidad:** Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.
- ✓ **Variabilidad:** Las rocas no son homogéneas en su composición y textura, tiene un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.
- ✓ **Grado de alteración:** Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.
- **Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas:**
  - ✓ **Frecuencia sísmica:** Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.
  - ✓ **Resistencia mecánica:** Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.
  - ✓ **Fricción interna:** Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas)
  - ✓ **Módulo de Young:** Resistencia elástica a la deformación.
  - ✓ **Ratio de Poisson:** Radio de concentración transversal o extensión longitudinal de material bajo tensión.
  - ✓ **Impedancia:** Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. usualmente las rocas con altas frecuencias sísmicas requieren explosivos de alta velocidad de detonación.
- **Condiciones geológicas:**

- ✓ **Estructura:** Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen y formación (macizo, estratos, etc.).
- ✓ **Grado de fisuramiento:** Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.
- ✓ **Presencia de agua:** Define incluso el tipo de explosivo a utilizar.

*b) Parámetros de explosivos (propiedades físico - químicas).*

- **Densidad:** Peso específico en g/cm<sup>3</sup> (a mayor densidad, mayores potencias), varía entre 0.7 a 1.6 g/cm<sup>3</sup>, todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.
- **Transmisión o simpatía:** Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga, una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.
- **Resistencia al agua:** Es la habilidad de resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características. varía desde nula hasta excelente (varias horas).
- **Energía del explosivo:** Calculada en base a su formulación, aplicable para calcular su capacidad de trabajo.
- **Sensibilidad a la iniciación:** Cada explosivo requiere de un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N° 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).
- **Volumen normal de gases:** Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 kg de explosivo a 0 °C y 1 atm, de presión expresado en l/kg, indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1000 l/kg.
- **Presión de taladro:** Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro se expresa en kg/cm<sup>2</sup>, en kilo bar (kbar) o en mega pascal (MPa).

- **Categoría de humos:** Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y no en diferentes proporciones).

*c) Planificación de las etapas de excavación.*

El análisis de los factores expuestos anteriormente, permiten definir los principales criterios de diseño y ejecución de la perforación y voladuras. (Instituto Geológico y Ministerio de España. (s.f.))

- Diámetro de perforación.
- Características de la perforadora.
- Explosivos y accesorios.
- Esquema de perforación.
- Secuencia de encendido y tiempo de retardo.
- Tamaño de las voladuras.
- Dirección de avance, etc.

### 2.2.11 Criterios de selección del explosivo.

La elección del tipo de explosivo forma parte importante de una voladura, según los resultados a obtener. Los usuarios de explosivos a menudo caen en la rutina y en el espejismo de unos costes mínimos y baratos. (Rodríguez, 2011)

- **Precio de los explosivos.**

El costo de los explosivos es evidentemente un criterio de selección muy importante.

En principio hay que elegir el explosivo más barato con el que se es capaz de realizar un trabajo determinado.

- **Diámetro de carga.**

De acuerdo a su velocidad de detonación varía fuertemente con el diámetro, como es el caso del Año; los explosivos gelatinosos y pulverulentos encartuchados se

siguen usando en diámetros pequeños, pero en calibres de tipo medio hasta siendo sustituidos por los hidrogeles y emulsiones encartuchados.

➤ **Volumen de roca a volar.**

Los volúmenes de excavación a realizar y ritmos de trabajo marcan los consumos de explosivos a efectuar dentro de las operaciones de arranque. en las obras de mayor envergadura las cantidades de explosivos pueden llegar a aconsejar su utilización a granel, ya que posibilitan la carga mecanizada desde las propias unidades de transporte, se reduce los costes de mano de obra dedicada a dicha operación y se aprovecha mejor el volumen de roca perforado.

➤ **Condiciones de seguridad.**

Un punto de equilibrio, a veces no es fácil de lograr en un explosivo, es el binomio sensibilidad seguridad. Los explosivos gelatinosos tienen una alta sensibilidad, pero si en la pila de escombros queda un poco por algún motivo (desacoplamiento de taladros, rotura de cordón detonante, etc.), restos de explosivos y es necesario el empleo de maquinaria pesada: tractores de orugas o excavadoras, puede producirse la detonación con riesgo para el personal de operación. Este problema se ha resuelto con el empleo de los hidrogeles y emulsiones que son insensibles a los golpes, fricción y estímulos subsónicos, pero poseen un grado de sensibilidad adecuada para la iniciación.

➤ **Problema de suministro.**

Se debe de tener en cuenta las posibilidades reales de suministro en función de la localización de los trabajos y puntos de abastecimiento de los explosivos. Asimismo, si se dispone propio será necesario considerar los tiempos de almacenamiento y las variaciones de las características explosivas de alguno de los productos.

a) *Características técnicas de los explosivos empleados en el presente trabajo.*

En la empresa CWE Peru, en la hidroeléctrica San Gabán III, los explosivos usados son: emulsión emulex 80%, emulex 65%, cordón Pentacord, cordón detonante no eléctrico exsanel LP, fulminante N° 8, mecha lenta (mecha blanca).

Las emulsiones que se tiene en el proyecto son de la línea de explosivos EXSA y sus características se detallan en la siguiente tabla N° 2.1.

*Tabla 2.1: Características de las emulsiones EXSA*

Emulsiones características técnicas	Unida	Tipo emulex-EXSA		
		Emulex	Emulex	Emulex
Densidad relativa	g/cm <sup>3</sup>	100 +/-	112+/- 5%	114+/- 5%
Velocidad de detonación*	m/s.	4,700+/-	5700 +/-	5600 +/-
Presión de detonación	Bar	55	87	89
Energía	KJ/kg	2977	3385	4180
Potencia relativa en peso**	%	79	90	113
Potencia relativa en volumen	%	98	126	157
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos		Primera	Primera	Primera
Sensibilidad al fulminante		N° 8	N° 8	N° 8

**Fuente:** Presentación de las emulsiones EXSA

b) *Accesorios de voladura usados en el proyecto.*

➤ *Fulminante.*

Los fulminantes consisten en un casquillo de aluminio donde se encuentra colocadas tres cargas, la primera es la mezcla de ignición que asegura la captación de la flama proveniente de la mecha de seguridad, la segunda es la carga de iniciación que convierte la combustión en una detonación e inicia la tercera que es la carga base que a su vez inicia al alto explosivo, en esta última se encuentra la diferencia de la numeración 6, 8 y 12 que corresponde al número de gramos de fulminato de mercurio o asido de plomo que contenga el fulminante. Ver figura N° 2.8.



**Figura 2.8:** Fulminante.

**Fuente:** Central hidroeléctrica San Gabán III.

➤ ***Mecha o guía de seguridad.***

También llamada mecha lenta, es un cordón flexible compuesto por un núcleo de pólvora negra recubierto por fibras de algodón, brea y un forro de plástico. El tiempo de combustión es constante y conocido (51 a 52 segundos/pie en promedio). Transmite una llama al fulminante simple para hacerlo detonar. Ver figura N° 2.9 donde se aprecia la mecha de seguridad.



**Figura 2.9:** Mecha de seguridad.

**Fuente:** Central hidroeléctrica San Gabán III.

➤ ***Detonador no eléctrico – exsanel.***

Sistema de iniciación no eléctrico, compuesto por un detonador de retardo, un tubo de choque transmisor de señal y un conector plástico para asegurar el contacto óptimo entre el tubo de choque y el cordón detonante.

Comprende tres series de retardo de acuerdo con el uso destinado:

Periodo Largo LP: Desarrollado para la excavación de túneles. Los tiempos de retardo entre los intervalos son más largos.

Periodo Corto MS: sistema de retardo con intervalos de 25 ms. Su uso está destinado a voladuras de cielo abierto y en subterráneo para voladura de tajeos anchos.

Periodo Universal: Esta serie combina las series de periodo largo y corto, para tener más opciones en la planificación de los tiempos de retardos en voladuras de mayor amplitud. Ver la figura N° 2.10 donde se muestra el exsanel de periodo largo.



**Figura 2.10:** Detonador no eléctrico.  
**Fuente:** Central hidroeléctrica San Gabán III.

➤ ***Pentacord.***

Es un cordón detonante, accesorio de voladura, que posee características como: Alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y seguridad. Está formado por un núcleo de pentrita (PETN), el cual está recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico. En el caso de los cordones reforzados, se utiliza adicionalmente hilos y resinas parafinadas para dotar al producto de una mayor resistencia a la abrasión y tracción. Ver figura 2.11.



**Figura 2.11:** Pentacord.

**Fuente:** Central hidroeléctrica San Gabán III.

### 2.2.12 Costos.

El margen económico de una empresa depende del valor de sus productos, el que a su vez está en función de los precios internacionales, también de los costos de sus actividades primarias y de apoyo.

Cada empresa debe analizar la composición de su propia cadena de valor en términos económicos y formular un plan realista y con visión de medio plazo; factores que afectan el costo de construcción del túnel. (Ponce R, 2014)

#### a) *Objetivos de los costos.*

- Calcular precio unitario adecuado de productos o servicios.
- Optimizar el precio, calidad y características del producto o servicio, facilita estructurar eficientes procesos y servicios.
- Facilitar la negociación con actuales y potenciales clientes y proveedores.
- Conocer la distribución de costos por actividad, es decir la incidencia del costo de cada actividad respecto del costo total.
- Analizar costos presupuestados vs. costos reales, para la corrección de los desvíos del pasado y preparar mejor el futuro.
- Localizar las áreas, productos o servicios fuertes y débiles de la empresa, que producen utilidad o pérdida, sabiendo qué pasó, dónde, cuándo, cuánto y

porqué pasó; para tomar urgentes medidas de racionalización o aplicar su tercerización, así como controlar sus impactos.

- Como instrumento de planificación y control de las operaciones.
- Como guía o criterio en las decisiones de inversión. - VAN, TIR.
- Comparar costos entre diferentes períodos.
- Comparar costos entre diferentes empresas similares.
- Facilitar el diseño e impulso de nuevos productos y servicios.
- Comparar los costos entre sus diferentes departamentos.
- Facilitar el diseño e impulso de programas de expansión y/o
- Optimización.

**b) Tipos de costos.**

En una operación minera podemos diferenciar 4 tipos de costos, en la ecuación 3 se muestra como se calcula el costo total.

$$C = CI + CO + CF + CC \quad (\text{Ec. 05})$$

Dónde:

C = Costo total.

CI = Costos de inversión.

CO = Costos de operación.

CF = Costos financieros.

CC = Costos de cierre.

➤ **Costos de inversión**

Son los costos requeridos para la puesta en marcha de una operación minera según (Ponce R, 2014)

➤ **Costos operativos o de producción mina**

- ✓ Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción.
- ✓ Son los costos que incurren durante la operación.
- ✓ Es el valor del conjunto de bienes y esfuerzos en que se incurren para obtener un producto o servicio terminado para ser entregado a determinado cliente.

### **Tipos de costos de operación**

- Costo de producción.
- Costo de comercialización.
- Costo de administración.
- Costo de geología.
- Costo de minado.
- Costo de tratamiento.
- Costo de administración de mina.

### ***c) Elementos de una estructura de costos unitario.***

- La estructura del costo directo se desglosa en 3 grandes grupos:
  - ✓ Mano de obra.
  - ✓ Equipos
  - ✓ Materiales.

Además, se agrega el costo indirecto (costos administrativos), y la utilidad empresarial, para los casos de empresas especializadas (contratistas) que prestan servicios.

El costo unitario directo está en proporción directa con el nivel de producción, y el costo unitario indirecto está en proporción inversa.

Lo más importante de una estructura de costos unitarios es fijar el rendimiento de la obra, o sea la cantidad de obra que se ejecutará en un día o por la unidad de medida correspondiente.

Este parámetro es el más importante ya que todos los términos gravitarán en torno a este concepto. (Ponce R, 2014)

**d) Índice de productividad y costos.**

➤ **Mano de obra:**

La mano de obra directa es el primer elemento del costeo.

Se refiere al costo del personal que interviene en forma directa en estos procesos (como perspectiva del talento humano).

Este costo representa un importante porcentaje del costo total directo. Es importante, que la dirección de la empresa propicie un excelente ambiente de trabajo (clima laboral) que conduzca a una eficiente actuación del trabajo.

Asimismo, es importante que la gerencia establezca los controles adecuados para las actividades laborales.

➤ **Disponibilidad mecánica del quipo**

- ✓ Una disponibilidad del 85 %, se considera aceptable.
- ✓ Cuando la disponibilidad es del orden del 50 %, se debe considerar el reemplazo de equipos.

➤ **Unidad de costos en túnel**

Dependiendo del tipo de labor, en las excavaciones y de construcción de túnel, se usan las siguientes unidades de costeo.

- ✓ Preparación y desarrollo subterráneo: US\$/metro de avance.
- ✓ Desbroce, desquinche, movimiento de tierras: US\$/m<sup>3</sup>.
- ✓ Perforación: US\$/TM o US\$/m<sup>3</sup>, US\$/m y US\$/tal
- ✓ Voladura: US\$/TM o US\$/m<sup>3</sup>.
- ✓ Limpieza, y carguío: US\$/m<sup>3</sup> esponjado.
- ✓ Acarreo: US\$/TM-km o US\$/m<sup>3</sup>-km.
- ✓ Sostenimiento: US\$/perno, US\$/m<sup>2</sup> shotcrete, US\$/cimbra

➤ **Materiales directos**

Son todos aquellos elementos físicos que son indispensables consumir durante el proceso minero; y que pueden ser medidos y cargados al costo de este servicio.

Son los principales recursos que se usan en la producción del servicio, conjuntamente con la mano de obra y los equipos mineros.

Por ejemplo, para la operación de perforación y voladura de rocas, se utilizan los siguientes materiales directos:

- ✓ Accesorios de perforación.
- ✓ Materiales de voladura.
- ✓ Herramientas.

➤ **Combustible para los equipos de perforación, etc.**

e) *Costos de accesorios de perforación.*

Tipos de accesorios de perforación:

- ✓ Brocas, barrenos integrales.
- ✓ Barras de extensión o tubos de perforación.
- ✓ Adaptador de culata.
- ✓ Acoples.
- ✓ Material de afilado de brocas.

Primero se determina el consumo específico (en unid/TM) de cada accesorio de perforación.

De acuerdo al tipo de roca a perforarse, se considera su vida útil correspondiente.

El costo de cada accesorio de perforación (en US\$/TM), se obtiene multiplicando su consumo específico (unid/TM) por su respectivo precio unitario (sin I.G.V.).

En este rubro se incluye el costo de afilado de broca de botones, que aproximadamente es el 10 % del costo de la broca, barrenos integrales, barras de perforación.

- **Costos de materiales de voladura.** - Se determinan de acuerdo a las siguientes especificaciones:

**Tipos de materiales de voladura:**

- ✓ Explosivos primarios (dinamita, ANFO, emulsión, etc.)
- ✓ Accesorios de voladura (iniciador, guía de seguridad, cordón detonante, retardos de superficie, etc.).
- ✓ Materiales de protección de voladuras.

Primero se determina el consumo específico (en unid/TM) de cada explosivo y accesorio de voladura, de acuerdo al diseño de voladura calculado previamente.

El costo de cada explosivo o accesorio de voladura (en US\$/TM), se obtiene multiplicando su consumo específico por su respectivo precio unitario (sin I.G.V.).

En algunos casos, se incluye el costo de materiales de protección de voladura, que puede llegar a ser hasta el 20 % o más del costo total de materiales explosivos, factores que afectan el costo de operación en una mina. (Ponce R, 2014)

### 2.2.13 Cálculos para el área, perímetro, número de taladros y avance por disparo.

*Cálculo del área de la sección del túnel ( $m^2$ ).*

Para el diseño de perforación y voladura primeramente de debe definir la sección del túnel, el área de la excavación estos datos son los primeros parámetros del diseño que nos servirá para los siguientes cálculos lo que se calculará con la siguiente ecuación:

$$Area (S) = \left(\frac{\pi * r^2}{2}\right) + (r * (A - (2 * r))) + (A * (H - r)) \quad \text{Ec. 06}$$

S = Área de la sección del túnel.

A = Ancho del túnel.

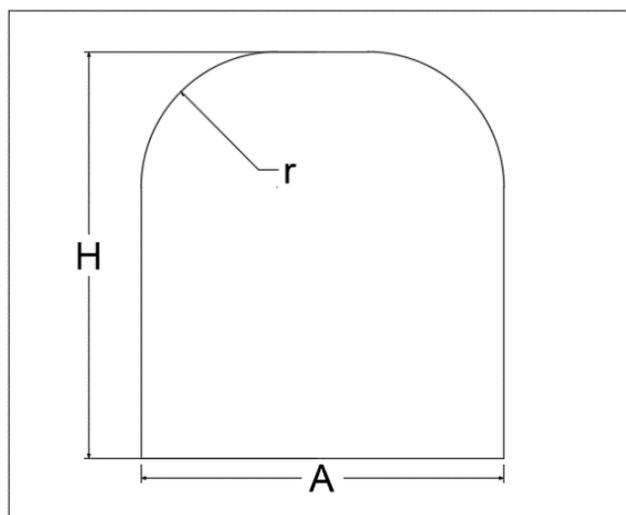
H = Alto del túnel.

r = Radio del arco de la bóveda

$\pi$  = Valor constante

***Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m).***

Se calcula el perímetro de la sección de excavación y cuyo resultado es indispensable para los cálculos que continúan a este y se halla de acuerdo a la siguiente formula la cual esta acondicionado a la forma de excavación de nuestra labor. Ver la figura 2.12 para apreciar en ancho, alto y radio de la sección.



**Figura 2.12:** Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m).

**Fuente:** Elaboración propia.

$$P_{Perimetro} = (\pi * r) + 2 * (H_{Túnel} - r) + 2 * (A_{Túnel} - r) \quad \text{Ec. 07}$$

P = Perímetro de la sección del túnel.

A = Ancho del túnel.

H = Alto del túnel.

r = Radio del arco de la bóveda.

$\pi$  = Valor constante.

### *Cálculo de número de taladros según la sección.*

Luego calculamos el número de taladros a perforar con la siguiente formula, la misma que también se aplica de acuerdo a nuestra sección de excavación, también se considera una constante que, de acuerdo al tipo de roca varia, se debe elegir el dato que corresponde a las características del macizo rocoso para lo cual usaremos la siguiente tabla N° 2.2.

*Tabla 2.2: Relación de la dureza de la roca con la distancia.*

<b>DISTANCIAS ENTRE TALADROS</b>			
ROCA DURA (m)	0.5	0.55	0.53
ROCA INTERMEDIA (m)	0.6	0.65	0.63
ROCA SUAVE (m)	0.7	0.75	0.73

**Fuente:** Manual práctico de voladura EXSA.

En el cuadro 2.3 tenemos los valores de “C”, coeficiente o factor de roca según tipo de roca que se tiene en los frentes de trabajo en nuestro caso se considera para un tipo de roca intermedia y con el valor que corresponde se calcula el número de taladros a perforar.

*Tabla 2.3: Relación de la dureza de la roca con el coeficiente.*

<b>COEFICIENTE O FACTOR DE ROCA C</b>	
ROCA DURA	2
ROCA INTERMEDIA	1.5
ROCA SUAVE	1

**Fuente:** Manual práctico de voladura EXSA.

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (S * C) \tag{Ec. 08}$$

P = Perímetro de la sección del túnel.

S = Área del Túnel.

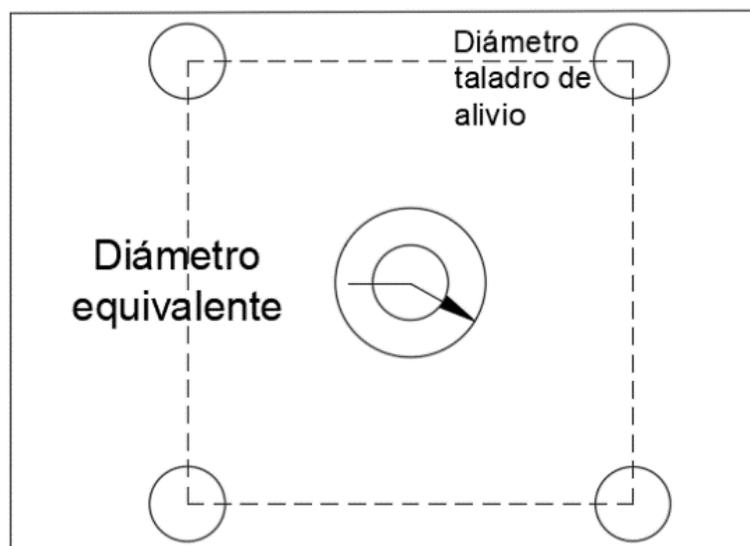
dt = Distancia entre taladros.

C = Coeficiente o factor de roca.

$\pi$  = Valor constante.

**Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio ( $\phi_e$ ).**

El diámetro equivalente es aquel que se genera al fusionar todos los taladros de alivio y se considera como si fuera un solo taladro de alivio y se considera como si fuera un solo taladro de alivio y se calcula con la ecuación 2.4 tal como se observa en la Figura N° 2.13.



**Figura 2.13:** Diámetro equivalente.  
**Fuente:** Elaboración propia.

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{N} \tag{Ec. 09}$$

$\phi_e =$  *Diámetro equivalente.*

$\phi_a =$  *Diámetro de los taladros de alivio.*

$N =$  *Número de los taladros de alivio.*

Con (N) cantidad de taladros de alivio y su respectivo diámetro equivalente ( $\phi_e$ ) se puede lograr una perforación de longitud que da como resultado los cálculos respectivos, a este resultado se tiene que castigar con solo el 95% de eficiencia de perforación según Roger Holmberg.

$$L = 0.15 + 34.1 * (\phi_e) - 39.4 * (\phi_e)^2 \quad \text{Ec. 10}$$

$L =$  Longitud de taladro con respecto al diametro equivalente.

$\phi_e =$  *Diámetro equivalente.*

#### ***Cálculo de longitud de avance requerido por disparo "L".***

El avance de la voladura está limitado por el diámetro del barreno de expansión y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios "L" pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros "H" y para el cálculo se usara la Ec. N° 11.

$$L = 0.95 * H \quad \text{Ec. 11}$$

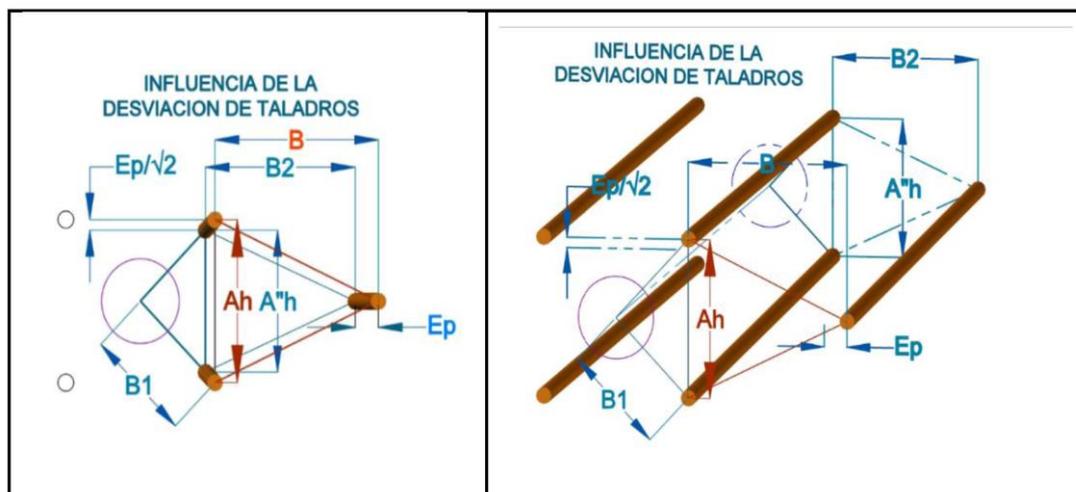
$L =$  *Longitud de taladro requerido.*

$H =$  *Longitud de barra efectiva.*

#### ***Cálculo error de perforación ( $\Psi$ ).***

Los errores de perforación afectan directamente en el diseño de mallas y se manifiestan en la variación del burden, espaciamiento, y esto a su vez afecta en la fragmentación del material a romper, avance lineal de la voladura y está relacionado directamente con la eficiencia de la voladura.

A mayor error o desviación en los taladros menor es la eficiencia de la voladura y viceversa, estos errores se calculan con la siguiente ecuación para consideraren los cálculos de diseño, ver figura N° 2.14.



**Figura 2.14:** Influencia de la desviación en la perforación de taladros.  
**Fuente:** Manual de P & V-López Jimeno.

$$\Psi = (\alpha * L) + e \quad \text{Ec. 12}$$

$\Psi$  = Error de perforación.

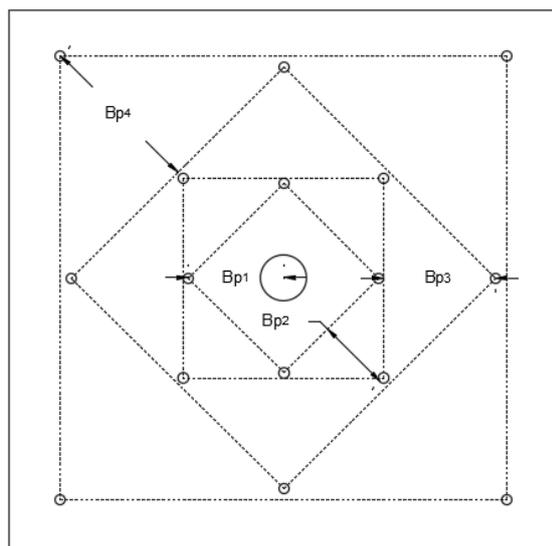
$L$  = Profundidad del taladro.

$\alpha$  = Desviación angular.

$e$  = Error de emboquille o empate.

### 2.2.14 Cálculos para el diseño de arranque.

(Lopez Jimeno, 2001). El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con barrenos paralelos se indica en la siguiente figura N° 2.15.



**Figura 2.15:** Arranque de cuatro secciones.  
**Fuente:** Manual de P & V - López Jimeno.

La distancia entre el taladro central de expansión y los taladros de la primera sección, no debe exceder de  $(1,7 \phi_e)$  para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kihlstrom, 1963). Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío. (Lopez Jimeno, 2001).

***Cálculo del burden equivalente por principio de longitud de arco "B<sub>e</sub>".***

El burden equivalente es la distancia medida entre el diámetro equivalente y el taladro cargado de eje a eje y el cálculo para nuestro diseño se realiza de acuerdo a lo planteado.

$$B_{e\text{ máx}} = \frac{\pi * \phi_e}{2} = 1.5 * \phi_e \quad \text{Ec. 13}$$

$B_{e\text{-máx}}$  = Burden equivalente.

$\pi$  = Valor constante.

$\phi_e$  = Diámetro equivalente.

***Cálculo del burden práctico " $B_p$ ".***

$$B_p = B_{e\text{ Máx}} - \Psi \quad \text{Ec. 14}$$

$B_p$  = Burden práctico en arranque.

$B_{e\text{ Máx}}$  = Burden máximo en arranque.

$\Psi$  = Error de perforación.

***Cálculo de longitud  $X_a$  y  $X_b$ , para calcular el ancho de abertura " $A_{h0}$ ".***

$$X_a = \frac{\phi_e}{2} + B_p \quad \text{Ec. 15}$$

$X_a = X_b$  = Longitud medido desde el centro del arranque.

$\phi_e$  = Diámetro equivalente.

$B_p$  = Burden práctico.

***Cálculo del ancho de abertura " $A_{h0}$ " de acuerdo con la siguiente ecuación.***

$$A_{h0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \quad \text{Ec. 16}$$

$A_{h0}$  = Ancho de abertura de los taladros de arranque.

$X_a$  = Longitud medido desde el eje del taladro de alivio.

$X_b$  = Longitud medido desde el eje del taladro de alivio.

El ancho de abertura es la cavidad que se generará con la voladura de los taladros de arranque, esta abertura quedará vacía después de culminar el proceso de detonación de los cuatro taladros.

***Cálculo de consumo específico de explosivos “C.E.” formula modificada de Ashby.***

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * TAN\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}} \quad \text{Ec. 17}$$

$CE$  = Consumo específico de explosivos.

$\rho_r$  = Densidad de roca dato del depto de geomecanica.

$GSI$  = Según la caracterización geomecánica.

$RQD$  = Según la caracterización geomecánica.

***Cálculo de la constante de roca "C" sueco por la siguiente formula.***

$$C = 0.8784 * (CE) + 0.052 \quad \text{Ec. 18}$$

$C$  = Factor de roca Suecia.

$CE$  = Consumo específico de explosivos.

***Cálculo del factor de roca ( $AF_{roc}$ ):***

Para predecir la fragmentación de la roca se usa, Cunningham (1983) indica que en su experiencia 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 geomecánicamente incompetente.

***El factor de roca se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación.***

$$AF_{roc} = 96.667 * (CE)^3 - 138.5 * (CE)^2 + 75.883 * CE - 4.41 \quad \text{Ec. 19}$$

$AF_{roc}$  = Factor de roca.

$CE$  = Consumo específico de explosivos.

***Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly “B.I.”.***

$$B.I. = \frac{CE}{0.004} \quad \text{Ec. 20}$$

$B.I.$  = Índice de volabilidad.

$CE$  = Consumo específico de explosivos.

0.004 = Constante.

***Cálculo de factor de energía “F.E.”:***

$$F.E. = 30 * CE \quad \text{Ec. 21}$$

$F.E.$  = Factor de energía.

$CE$  = Consumo específico de explosivos.

***Cálculo de la densidad de carga en el arranque “ $q_0$ ”.***

La densidad de carga nos da la medida de llenado de un determinado taladro en su respectivo cuadrante. Se considera un llenado perfecto sin dejar espacio vacío en el taladro lo cual se define como una densidad de carguío igual a 1.

$$q_0 = 55 * \phi_a * \left[ \frac{B_e}{\phi_e} \right]^{1.5} * \left[ B_e - \frac{\phi_e}{2} \right] * \left[ \frac{C}{0.4} \right] * \left[ \frac{1}{RWS_{ANFO}} \right] \quad \text{Ec. 22}$$

$q_0$  = Densidad de carga inicial (arranque).

$\phi_a$  = Diámetro de taladro de producción.

$B_e$  = Burden equivalente.

$\phi_e$  = Diámetro equivalente.

$C$  = Constante de roca suecia.

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

***Cálculo de la longitud de taco con la ecuación.***

$$L_{Taco} = 10 * \phi_p \quad \text{Ec. 23}$$

$L_{Taco}$  = Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

$\phi_p$  = Diámetro del taladro de producción.

***Cálculo de longitud de carga en el arranque "L<sub>C</sub>".***

La longitud de carga nos indica que, de toda la longitud del taladro,  $L_C$  solamente estará cargado de explosivos esto considerando el factor de confinamiento del explosivo al taladro y se calcula con la siguiente ecuación:

$$L_C = L - L_{Taco} \quad \text{Ec. 24}$$

$L_C$  = Longitud ocupado por el explosivo.

$L$  = Profundidad del taladro.

$L_{Taco}$  = Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

***Cálculo de número de cartuchos por taladro en el arranque.***

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque se considera también que tipo de explosivos se empleara en esta primera etapa de la detonación del frente con respecto a la potencia relativa con respecto al ANFO. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^\circ = \frac{L - (0.5 * B_e)}{L_{Cartucho}} \quad \text{Ec. 25}$$

$N^\circ$  = Cantidad de cartuchos por taladro.

$L$  = Profundidad del taladro.

$B_e$  = Burden equivalente.

$L_{Cartucho}$  = Longitud de 01 cartucho del explosivo empleado.

***Cálculo de masa explosiva " $Q_e$ " utilizado por taladro en el arranque.***

Es la cantidad en kg de explosivo empleado por taladro en el arranque. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_e = q_0 * L_{Cartucho} * N^\circ \quad \text{Ec. 26}$$

$Q_e$  = Masa de explosivo utilizado por taladro.

$q_0$  = Densidad de carga inicial (arranque).

$L_{Cartucho}$  = Longitud de 01 cartucho del explosivo empleado.

$N^\circ$  = Cantidad de cartuchos por taladro.

***Cálculo de la predicción de fragmentación " $X$ " por el método Kuz Ram.***

La interpretación de este resultado, indica el grado de fragmentación de la roca después de la voladura es decir predice el diámetro de los fragmentos para prevenir problemas de boloneo y/o banqueo ya que este material será extraído de mina mediante tolvas y este a su vez tendrá dispuesto una parrilla con una abertura de 20 x 20 centímetros.

$$X = A_{F.roc} * (CE)^{\frac{4}{5}} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}} \quad \text{Ec. 27}$$

$X$  = Tamaño medio de los fragmentos.

$A_{F.roc}$  = Factor de roca.

$Q_e$  = Masa de explosivo utilizado por taladro.

$RWS_{ANFO}$  = PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO.

$K = C. E =$  Factor triturante.

### 2.2.15 Cálculo para ayuda del arranque.

#### *Cálculo de burden máximo " $B_{max1}$ " en el primer cuadrante.*

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho ( $A_{h0}$ ). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque ( $q_0$ ), entonces el valor del burden en el 1° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{max1} = 0.088 * \left[ \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_p * C}} \right] \quad \text{Ec. 28}$$

$B_{max1}$  = Burden máximo en el 1° cuadrante.

$A_{h0}$  = Ancho de abertura de los taladros de arranque.

$q_0$  = Densidad de carga inicial (arranque).

$RWS_{ANFO}$  = PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO.

$\phi_p$  = Diámetro taladro de producción.

$C$  = Constante de roca Suecia.

#### *Cálculo del burden practico " $B_{p1}$ " en el primer cuadrante.*

El burden práctico 1 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del primer cuadrante, el cual es medido desde la abertura  $A_{h0}$ .

$$B_{p1} = (B_{max1} - \Psi) \quad \text{Ec. 29}$$

$B_{p1}$  = Burden práctico en el 1° cuadrante.

$B_{max1}$  = Burden práctico en el 1° cuadrante.

$\Psi$  = Error de perforación.

**Cálculo de las longitudes de  $X_c$  y  $X_d$  de acuerdo a la siguiente ecuación.**

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1} \quad \text{Ec. 30}$$

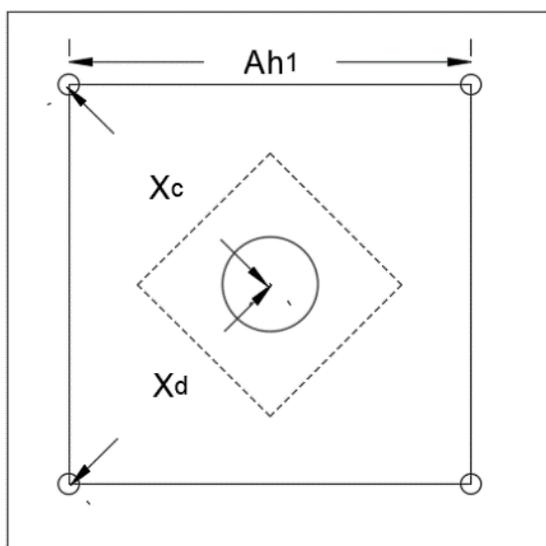
$X_c = X_d$  = Longitud de la línea de (ah0) hacia la esquina del 1° cuadrante

$A_{h0}$  = Ancho de abertura de los taladros de arranque

$B_{p1}$  = Burden práctico en el 1° cuadrante

**Cálculo de ancho de abertura en el primer cuadrante.**

El ancho de abertura es la medida de un lado de la sección que queda después de la voladura del arranque, primer cuadrante, segundo cuadrante, así sucesivamente tal como se puede observar en la Figura 2.16. Se trata de un triángulo recto por lo cual se utiliza el teorema de Pitágoras para poder determinar la longitud del ancho de abertura ( $A_{h1}$ ).



**Figura 2.16:** Ancho de abertura del 1° cuadrante.

**Fuente:** Elaboración propia.

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \quad \text{Ec. 31}$$

$A_{h1}$  = Ancho de abertura 1° cuadrante.

$X_c = X_d$  = Longitud de la línea de ( $A_{h0}$ ) hacia la esquina del 1° cuadrante.

***Cálculo del número de cartuchos por taladro en el primer cuadrante.***

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 * B_{max})}{L_{Cartucho}} \quad \text{Ec. 32}$$

$N^{\circ}$  = Cantidad de cartuchos por taladro.

L = Profundidad del taladro.

$B_{max}$  = Burden máximo.

$L_{Cartucho}$  = Longitud de 01 cartucho del explosivo empleado.

***Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes.***

Esta comprobación se realiza con la siguiente ecuación:

$$A_{h1} \leq \sqrt{L} \quad \text{Ec. 32}$$

$A_{h1}$  = Ancho de abertura en el 1° cuadrante.

L = Longitud del taladro o profundidad.

La longitud lateral del último cuadrante es decir el ( $A_{h1}$ ) ancho de abertura del 1° cuadrante, no debe ser mayor a la raíz cuadrada del avance o profundidad del taladro.

Si se da lo contrario es que ya no se requiere diseñar más cuadrantes en el frente.

### **2.2.16 Cálculos para taladros de hastiales o paredes.**

Para realizar cálculos de tajeo tanto hacia arriba, abajo y en horizontal se tiene que hacer un reajuste de la constante o factor de roca "C", para ello se calcula el burden máximo de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$B \leq 0.6 * L \quad \text{Ec. 33}$$

$L$  = Longitud del taladro o profundidad.

Con este resultado se determina en que rango estamos para hacer los reajustes del factor de roca “C”.

Para:

$$B \geq 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = C + 0.05$$

Para el caso que:

$$B < 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = C + \frac{0.07}{b}$$

Para los taladros de tajeo se asume que ya se tiene una abertura que se ha generado desde el arranque hasta el último cuadrante, entonces para realizar nuestros Cálculos se tiene parámetros que se detallan en las tablas N° 2.4. Datos que nos permiten simplificar y llegar a resultados reales en el diseño de perforación y voladura.

Para nuestros cálculos también emplearemos los datos de la tabla N° 2.3.

*Tabla 2.4: Constantes y valores de fijación.*

Dirección de salida de los taladros	Fact. de fijación	Relación.
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25

**Fuente:** Manual de voladura ENAEX

Para taladros de corona	0.80
Para taladros de piso	1.0

**Fuente:** Postulado por Roger Holmberg.

*Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales.*

$$B_{Max \text{ Astiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * (\frac{S}{B})}} \quad \text{Ec. 34}$$

$B_{máx \text{ Ast.}}$  = Burden máximo en el 3° cuadrante.

$q_0 =$  Densidad de carga inicial (arranque).

$RWS_{ANFO} =$  PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO.

$f =$  Factor de fijación (tajeo horizontal).

$\frac{S}{B} =$  Factor de fijación (tajeo horizontal).

### ***Cálculo del burden práctico para taladros de hastiales.***

Calculamos burden práctico para taladros de hastiales con la siguiente ecuación:

$$B_{Práctico\ Hastial} = \frac{0.2755 * A_{Tunel}}{2\ Flancos} \quad Ec. 35$$

$B_{Práctico\ Hastial} =$  Burden práctico para taladros de hastiales.

$A_{Tunel} =$  Ancho del túnel.

### ***Cálculo de la altura disponible donde se ubicará los taladros hastiales.***

Es la longitud del segmento vertical donde irán ubicados los taladros para hastiales, según el espaciamiento y cantidad de taladros calculados, con la siguiente ecuación:

$$H_{Dispon. Hastial} = H_{Tunel} - r \quad Ec. 35$$

$H_{Dispon. Hastial} =$  Altura disponible para tal. de hastiales.

$H_{Tunel} =$  Longitud o alto del túnel.

$r =$  Radio del baúl del túnel.

### ***Cálculo de espaciamiento de taladros en los hastiales.***

Los taladros de los hastiales estarán espaciados de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{Taladro\ Hastial} = 0.3345 * H_{Dispon. Hastial} \quad Ec. 36$$

$S_{Taladro\ Hastial} =$  Espaciamiento de taladros de hastiales.

$H_{Dispon. Hastial} =$  *Altura disponible para tal. de hastiales.*

***Cálculo de número de taladros para los hastiales.***

El número de taladros para los hastiales se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{Taladros Hastial} = \left( \frac{H_{Dispon. Hastial}}{\left(\frac{S}{B}\right)} \right) \quad \text{Ec. 37}$$

$N^{\circ}_{Taladros Hastial} =$  *Número de taladros para los hastiales.*

$H_{Dispon. Hastial} =$  *Altura disponible para tal. de hastiales.*

$\frac{S}{B} =$  *Factor de fijación (tajeo horizontal).*

***Cálculo de ancho de abertura de hastiales.***

El ancho de abertura que generará los taladros de los hastiales será igual a la longitud de la altura disponible en los hastiales de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$A_h \text{ Hastiales} = H_{Dispon. Hastial} \quad \text{Ec. 38}$$

$A_h \text{ Hastiales} =$  *Ancho de abertura de tal. hastiales.*

$H_{Dispon. Hastial} =$  *Altura disponible en los hastiales.*

***Cálculo de número de cartuchos de explosivo por taladro en los hastiales.***

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 * B_{max \text{ hast.}})}{L_{Cartucho}} \quad \text{Ec. 39}$$

$N^{\circ} =$  *Cantidad de cartuchos por taladro.*

$L =$  *Longitud de profundidad del taladro.*

$B_{max \text{ hast}} =$  *Burden máximo del hastial.*

$L_{Cartucho} =$  *Longitud de 01 cartucho del explosivo empleado.*

### 2.2.17 Cálculos para taladros de corona o techo.

Para la voladura en los contornos en este caso techo o corona se realizará voladura controlada (smooth blasting), ya que con esta técnica los daños en el techo o corona y en las paredes se minimizan por experiencia de campo (Pearson 1973) y establece el espaciamiento en función general del diámetro del taladro de producción.

#### *Cálculo de espaciamiento en taladros de corona.*

El espaciamiento de los taladros en la corona, cuando se realiza voladura controlada se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{Corona} = K * \phi_p \quad \text{Ec. 40}$$

$S_{Corona}$  = Espaciamiento de los taladros en la corona o techo.

$K$  = Constante que toma valores entre {15,16}.

$\phi_p$  = Diámetro del taladro de producción.

#### *Cálculo de burden máximo para taladros de corona.*

El burden máximo para los taladros de la corona, cuando se realiza voladura controlada es calculado por la siguiente relación de espaciamiento y burden ( $s/b = 0.80$ ), donde  $s/b$  debe ser menor a 1, entonces el burden máximo se calcula con la siguiente relación:

$$\frac{S}{B} = 0.80 \quad \text{Ec. 41}$$

$$B_{Max. Cor} = \frac{S}{0.80}$$

$B_{Max. Coro}$  = burden máximo para taladros de corona.

#### *Cálculo de burden práctico para taladros de corona.*

$$B_{Práct. Cor} = B_{Máx. Cor} - L * \text{sen}\gamma - \Psi \quad \text{Ec. 42}$$

$B_{Práct. Cor}$  = Burden práctico para tal. corona.

$L$  = Profundidad del taladro.

$\gamma$  = Angulo de los taladros de contorno.

$\Psi$  = Error de perforación.

### ***Cálculo de número de taladros para la corona.***

El número de taladros para la corona o techo, se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{Tal Cor} = \left( \frac{A_{Tunel}}{B_{Max. Cor} * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) + 2 \quad \text{Ec. 43}$$

$N^{\circ}_{Tal Cor}$  = Número de taladros para los hastiales.

$A_{Tunel}$  = Ancho del túnel.

$B_{Max. Corona}$  = burden máximo para taladros de corona.

$\frac{S}{B}$  = Relación espaciamento y burden para contornos.

### ***Cálculo de la densidad de carga explosiva para taladros de la corona.***

La densidad de carga lineal al realizar voladura controlada en los contornos se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$q_{5 Cor} = 90 * \phi_p^2 \quad \text{Ec. 44}$$

$q_{5 Cor}$  = Densidad de carga explosiva en la corona.

$\phi_p$  = Diámetro del taladro de producción.

### ***Cálculo de número de cartuchos de explosivo por taladro en la corona.***

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 * B_{Max. Corona})}{L_{cartucho}} \quad \text{Ec. 45}$$

$N^{\circ}$  de cartuchos = Cantidad de cartuchos por taladro.

$L$  = Longitud de profundidad del taladro.

$B_{Max. Cor}$  = burden máximo para taladros de corona.

$L_{cartucho}$  = Longitud de 01 cartucho del explosivo empleado.

### 2.2.18 Cálculos para taladros de arrastre o piso.

Para determinar los cálculos respectivos en los taladros de arrastre se debe de considerar los valores ( $f = 1.45$ ), ( $S/B = 1$ ) y de acuerdo con estos datos procedemos a los cálculos.

$$B_{Max Arra} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 46}$$

$B_{Max Arra}$  = Burden máximo para tal. Arrastre.

$q_0$  = Densidad de carga inicial.

$RWS_{ANFO}$  = PRP del explosivo empleado.

$f$  = Factor de fijación para tal. de arrastre.

$\frac{S}{B}$  = Relación espaciamento y burden para tal. de arrastre.

$C$  = Factor de roca corregido para taladros de tajeo.

**Cálculo de burden práctico para taladros de arrastre o piso.**

$$B_{Práct. Arra} = B_{Máx. Arra} - L * \text{sen} \Upsilon - \Psi \quad \text{Ec. 47}$$

$B_{Práct. Arra}$  = Burden práctico para tal. arrastre.

$B_{Máx. Arra}$  = Burden máximo en tal. Arrastre.

$L$  = Profundidad del taladro.

$\Upsilon$  = Angulo de los taladros de contorno.

$\Psi$  = Error de perforación.

**Cálculo de número de taladros en arrastre o piso.**

$$N^{\circ}_{Tal. de piso} = \left( \frac{A_{Tunel} + 2 * L * \text{sen}(\gamma)}{B_{Máx. Arra} * (S/B)} \right) + 2 \quad \text{Ec. 48}$$

$N^{\circ}_{Tal. de piso}$  = Número de taladros para arrastre.

$A_{Tunel}$  = Ancho del túnel.

$L$  = Profundidad del taladro.

$\gamma$  = Angulo de los taladros de contorno.

$B_{Máx. Arrastre}$  = Burden máximo en tal. Arrastre.

$\frac{S}{B}$  = Relación espaciamento y burden para tal. de arrastre.

**Cálculo de espaciamento para taladros (centrales) de arrastre.**

$$S_{Tal. Arra} = \left( \frac{A_{Tunel} + 2 * L * \text{sen}(\gamma)}{N^{\circ}_{Tal. piso} - 1} \right) \quad \text{Ec. 49}$$

$S_{Tal. Arra}$  = Espaciamento de taladros de arrastre.

$A_{Tunel}$  = Longitud o ancho del túnel.

$L$  = Profundidad del taladro.

$\gamma$  = Angulo de los taladros de contorno.

$N^{\circ}_{Tal. de piso}$  = Número de taladros para arrastre.

**Cálculo de espaciamento para taladros (esquinas) de arrastre.**

$$S_{Tal. Arra Esq} = 0.97 * (A_{Tunel} * \text{sen}(\gamma)) \quad \text{Ec. 50}$$

$S_{Tal. Arra Esq}$  = Espaciamento de taladros de arrastre en las esquinas.

$A_{Túnel} =$  Longitud o ancho del túnel.

$\gamma =$  Angulo de los taladros de contorno.

**Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre.**

$$A_{h\ arra} = A_{Túnel} \quad \text{Ec. 51}$$

$A_{h\ arra} =$  Ancho de abertura de Tal. de arrastre

$A_{Túnel} =$  Longitud o ancho del túnel

**Cálculo de número de cartuchos de explosivo por taladro en el arrastre.**

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 * B_{max\ arra})}{L_{Cartucho}} \quad \text{Ec. 52}$$

$N^{\circ} =$  Cantidad de cartuchos por taladro

$L =$  Longitud de profundidad del taladro

$B_{max\ arra} =$  Burden máximo de arrastre

$L_{Cartucho} =$  Longitud de 01 cartucho del explosivo empleado

### 2.3 Definiciones conceptuales.

#### **Factor de carga.**

El factor de carga es la cantidad de explosivo en kilos por metro cubico de roca, este factor es el indicador económico más importante cuando se habla de diseño de patrones de voladura suele utilizarse como indicador de eficiencia de voladuras.

### ***Distancia entre taladros.***

Se determina como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura, normalmente varía de 15 a 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda, y de 50 a 70 cm entre los cuadradores.

Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca.

Los taladros de periferia (alzas y cuadradores) se deben perforar a uno 20-30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobre rotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar. (Camac Torres, 2001).

### ***Longitud de taladros.***

Se determinará en parte por el ancho útil de la sección, el método de corte de arranque escogido y por las características del equipo de perforación. Con corte quemado puede perforarse hasta 2 y 3 metros de profundidad, mientras que con corte “V” solo se llega de 1 a 2 m en túneles de pequeña sección, para calcular la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide se puede emplear la siguiente relación  $L = S * 0,5$ , donde S es la dimensión de la sección del túnel en  $m^2$ . . (Camac Torres, 2001).

### ***Avance por disparo.***

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios “X” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros “L”. (Camac Torres, 2001).

***Taladros de producción.***

Es la voladura principal en cuanto al volumen de arranque se refiere el esquema suele ser más abierto que el arranque y ayuda de arranque y con menores consumos específicos de explosivos. (Camac Torres, 2001).

***Carguío.***

El carguío de taladros perforados en frentes de avance y labores de explotación, donde es depositado el explosivo con sus respectivos accesorios para realizar la voladura. (Camac Torres, 2001).

***Cara libre.***

Es la superficie en contacto con el medio ambiente, hacia el cual se desplaza el material cuando es disparado por acción del explosivo. La cara libre en un frente es una sola por ello la función del corte o cuele es abrir o crear otra cara libre, es decir la abertura que se genera después del disparo del arranque ya es otra cara libre. (Camac Torres, 2001).

***Burden.***

Es la distancia más corta medido perpendicularmente desde el eje de un taladro hacia la cara libre o taladros de alivio.

***Desplazamiento.***

Consiste en el movimiento y/o proyección del material roto por efecto de las ondas tensivas con respecto a la cara libre.

***Espaciamiento.***

Es la distancia lateral entre taladros y taladro de un mismo cuadrante en minería subterránea

***Explosivo.***

Compuesto químico generador de la liberación repentina de altas presiones y temperaturas, con liberación de gases produciendo fragmentación en la roca por acción de las ondas tensivas y las ondas compresivas.

***Malla.***

La malla de perforación es la forma en la que se distribuye los taladros para realizar una voladura, considerando básicamente la relación del burden y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad del taladro

***Taladro.***

Cavidad cilíndrica en la cual se deposita explosivo de acuerdo a un factor de carga.

***Vibraciones.***

Movimiento oscilante de un medio sólido o líquido al paso de una onda de deformación.

**2.3.1 Optimización de costos.**

Las presiones económicas derivadas de la globalización, conllevan a crear estrategias para combatir las fluctuaciones imperantes en el mercado para lograr y mantener una competitividad basada en la satisfacción del cliente e incrementar la rentabilidad obteniéndose en función de lograr un gran número de clientes dispuestos a pagar el precio de los productos y mediante un constante control de los costos a través de la optimización de los mismos con una técnica de la contabilidad de gestión denominada Costo Objetivo (Target Costing).

## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1 Tipo de investigación.

La presente investigación es del tipo aplicativo, cuantitativo y cuasi experimental.

La investigación será de tipo aplicativo, de causa y efecto, donde la causa es el diseño de la malla de perforación y el cálculo del tipo de carga explosiva para la voladura; y su efecto serán los resultados que se tienen después de la voladura, así determinar si el diseño es aceptable y con esto se optimiza la perforación y voladura en la empresa CWE Perú.

Es cuantitativo porque la investigación utilizará medidas métricas para evaluar los costos en avance lineal en la ejecución de labores de preparación, desarrollo con jumbo en la central hidroeléctrica San Gabán III.

Es cuasi experimental, porque se evalúan el avance con el diseño actual y con el nuevo diseño sugerido mediante una comparación de resultados de costos en la ejecución de labores de preparación, de la central hidroeléctrica San Gabán III.

### **3.2 Diseño metodológico.**

La presente investigación es descriptiva por que describe la realidad de la industria, explicativo porque intenta explicar la realidad de los problemas presentes en construcciones civiles como tunelería, es correlacional porque relaciona la optimización de costos como variable dependiente con las variables independientes causa que la definen. De igual forma es una investigación evolutiva porque propone una solución a nuestro problema de investigación.

### **3.3 Población.**

La población para este trabajo de investigación está constituida por el área del proyecto central hidroeléctrica San Gabán III, labores que se realizan en Casahuiri, acceso 1, chancadora, patio de llaves.

### **3.4 Muestra.**

En nuestra investigación la muestra está constituida por la labor de preparación del túnel ventana 01, con sección de 4.0 m. x 4.5 m. ejecutado por la empresa CWE Perú en la central hidroeléctrica San Gabán III.

### **3.5 Operacionalización de variables.**

Las variables de operación en perforación y voladura serán operacionalizadas, en cada prueba a realizar, cada una según su escala de medición.

#### **3.6.1 Variables independientes.**

Evaluar las características del túnel en su conjunto de labores de la empresa CWE Perú en la central hidroeléctrica San Gabán III.

### 3.6.2 Variables dependientes.

Optimización de la perforación y voladura mediante el control de parámetros tales como burden, espaciamiento, distribución de taladros y la carga explosiva, en labores de preparación de la empresa CWE Perú en la central hidroeléctrica San Gabán III.

En la tabla N° 3.1 se detalla los variables e indicadores del presente trabajo.

*Tabla 3.1: Las variables independientes, variables dependientes*

Variables	Indicadores	Escala de medición
Independiente (VI)	➤ Sección del frente	➤ Metros cuadrados.
➤ Características del túnel	➤ Diseño de malla	➤ Metros
	➤ Tipo de roca	➤ RQD, RMR, GSI
Dependiente (VD)		
➤ Optimización la perforación y voladura mediante el control de parámetros tales como burden, espaciamiento, distribución de taladros y la carga explosiva	➤ N° de taladros	➤ Unidades.
	➤ Avance lineal	➤ Metros/turno
	➤ Factor de carga	➤ Kg/m <sup>3</sup>
	➤ Costos	➤ US\$/m.

**Fuente:** Elaboración propia.

### 3.7 Técnicas de recolección de datos.

Es indispensable determinar las técnicas que se van aplicar, como datos de campo, observaciones y mediciones, tesis bibliográficas, trabajos inéditos para determinar los resultados de la operación y voladura en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la empresa Cwe Perú en la central hidroeléctrica San Gabán III.

### **3.7.1 Instrumentos de recolección de datos.**

Los instrumentos a utilizar para el estudio serán formato de avance por guardia, reporte diario de operación por guardia, libretas de apuntes, informe diario de trabajos realizados durante la guardia y formatos de avances por guardia.

Los avances lineales obtenidos en metros por cada guardia, consumo de explosivos por cada guardia se puede ver en el anexo N° 8, 9.

### **3.7.2 Formatos de reportes diarios de operaciones por guardia.**

- Número de taladros.
- Metros lineales de avance por guardia.
- Cantidad de explosivos utilizados.

### **3.7.3 Técnica para el procesamiento de datos.**

Los datos acopiados, medidos y monitoreados se procesarán por medio de estadísticas, promedios y se calculará el promedio general de la medición de metros lineales de avance, número de taladros, frentes con voladuras deficientes, cantidad de explosivos y se proyectará cuadros comparativos de los resultados entre el diseño anterior y el diseño implementado como estándar de trabajo.

Ver anexo N° 7, está la tabla de matriz de consistencia.

## **3.8 Ubicación política.**

El proyecto central hidroeléctrica San Gabán III, se encuentra entre los sectores de Casahuiri y un punto cercano a la afluencia del río Blanco al San Gabán, entre los sectores de Huayna Pallca y Paqui Llusi pertenecientes a la Comunidad de Icaco en el distrito de San Gabán, provincia de Carabaya, departamento de Puno., entre las siguientes coordenadas UTM WGS84 se muestra en la siguiente tabla N° 3.2.

*Tabla 3.2: Ubicación en coordenadas UTM WGS 84.*

<b>Punto</b>	<b>Este</b>	<b>Norte</b>
01	348 000	8 490 000
02	340 000	8 506 000

Fuente: Elaboración propia.

En el anexo N° 1, se puede apreciar el plano de ubicación del proyecto central hidroeléctrico San Gabán III.

### **3.9 Accesibilidad.**

El acceso a la zona del proyecto se realiza por vía terrestre desde la ciudad de Juliaca, por la carretera Interoceánica Tramo IV, hasta San gabán recorriendo de 303.8 km, como medio de transporte a la ruta realizan combis y buses, aproximadamente cinco horas (5:00 horas) de viaje ver la tabla N° 3.3 donde se detalla los tramos a viajar.

*Tabla 3.3: Viaje para llegar al proyecto.*

<b>Ciudad</b>	<b>Distancia</b>	<b>Horas</b>
Juliaca – Macusani	208.5 km	3:00
Macusani – Ollachea	51.2 km	1:00
Ollachea – San gabán	44.1 km	1:00
Total	303.8 km	5:00

Fuente: Elaboración propia.

En el anexo N° 2, se aprecie la delimitación del proyecto central hidroeléctrico San Gabán III.

### 3.10 Fisiografía y topografía.

#### 3.10.1 Clima.

Según el mapa de clasificación climática del SENAMHI, el área de influencia del proyecto se ubica entre dos zonas climáticas: Templado moderado lluvioso y Sabana para la recolección de información se tomó como fuente principal la estación meteorológica San Gabán ubicada en el distrito de mismo nombre.

##### a) *Temperatura.*

En base a la información de temperaturas registradas en las estaciones existentes, se estimaron las temperaturas medias mensuales, máximas y mínimas para las zonas de interés para el proyecto. La temperatura media mensual para la zona de captación de la C.H. San Gabán III, presenta valores máximos en el mes de octubre que dan una media mensual de 21,01° C y una mínima de 17.44° C en mayo, presentándose la media mensual mínima en el mes de Julio con 18.26° C.

Para la zona de descarga de la C.H. San Gabán III, el mayor valor medio mensual se presenta en octubre con 24.32° C, el mínimo en junio con 20.51% y la media mensual mínima en Julio con 21.74° C.

##### b) *Precipitación.*

En la parte alta de la cuenca, tomada para obtener mejor precisión de información, las precipitaciones siguen los regímenes de descarga de la cordillera peruana presentándose con mayor intensidad entre los meses de diciembre a marzo – abril. Entre mayo y octubre – Noviembre se presenta el período seco.

#### 3.10.2 Topografía.

Los trabajos ejecutados para el estudio de factibilidad abarcaron las siguientes áreas que fueron a su vez fueron empleados en el Estudio de Impacto Ambiental:

- La zona de captación, desarenador y embalse a escala 1/100 (12 ha).
- 58 Secciones transversales en el río San Gabán 45 en la zona de captación 1 800 m y 13 en la zona de la descarga, 300 m a escala 1/100.
- La embocadura del túnel de acceso a la cámara de carga, escala 1/100 (1,8 ha).
- Zona del patio de llaves a escala 1/100 (3 ha).
- El portal del túnel de acceso a casa de máquinas y del túnel de descarga a escala 1/100 (5 ha).
- Zona de canteras y botaderos a escala 1/2 000 (25,6 ha).
- Líneas de refracción sísmica 2 045 m y ubicaciones de las perforaciones diamantinas.
- Levantamientos aerofotogramétricos con fotos satelitales a los pancromático de 2,5 m de resolución del área del proyecto a escala 1:25 000 con una extensión de 1 192 117,61 hectáreas.

### 3.10.3 Hidrología e hidrogeología.

El río San Gabán se origina en la meseta de Quenamari, al pie del nevado Allincapac sobre los 4 950 msnm con el nombre de río Corani. Al confluir con el Macusani toma el nombre de San Gabán hasta su afluencia al río Inambari, afluente principal del río Madre de Dios, perteneciente a la vertiente del Atlántico.

El río San Gabán tiene un desarrollo de 135 km y su cuenca hasta su afluencia al Inambari abarca una extensión de 3 418 km<sup>2</sup>. Su desarrollo comprende un tramo superior de baja gradiente hasta una altitud aproximada de 4 000 msnm, para entrar a un desarrollo torrencioso hasta los 1 000 msnm para continuar con baja pendiente hasta su desembocadura al Inambari a una altitud de 440 msnm.

Los dos tributarios que lo conforman el Macusani y Corani siguen rumbos SE-NO para el río Macusani y SO-NE para el caso del Corani, hasta su confluencia en la cota 2 750 msnm. Desde allí el río San Gabán se desarrolla con rumbo SO-NE hasta el centro poblado de San Gabán a la altura del cual cambia al rumbo NO-SE, por un corto tramo para volver al rumbo SO-NE hasta su afluencia al río Inambari.

#### **3.10.4 Flora.**

En el ámbito del proyecto es posible diferenciar tres tipos de cobertura vegetal, Bosque húmedo de colinas (Bhc), vegetación ribereña (Btb-Vr) y la zona de cultivos (Aa), las mismas que han sido afectados por la actividad antrópica en mayor o menor medida.

#### **3.10.5 Fauna.**

La fauna silvestre de la selva alta está representada por una gran variedad de especies de vertebrados (sobre todo aves y anfibios) y de invertebrados (especialmente mariposas diurnas); muchas de ellas con estrechos rangos de distribución altitudinal o latitudinal.

#### **3.11 Geología regional.**

Dentro de la zona de trabajo se distinguen rocas con orígenes metamórficos, ígneos y sedimentarios, los cuales varían en edad de formación, que van desde el Paleozoico, pasan por el Mesozoico y finalmente llegan al Cenozoico. Como primera parte se hará una cronología de la evolución histórica y tectónica de la geología de la Región Puno.

Geológicamente, la zona forma parte del conjunto estructural de la vertiente oriental de la Cordillera de los Andes del Sur, con alineamiento regional norte - sur, el cual tuvo largos períodos de formación afectados por eventos tectónicos epirogénicos, durante el cual se formó y depositó gran cantidad de material, aflorando en la región formaciones tanto del Paleozoico como del Cenozoico, constituidas por areniscas, arcillitas, limolitas y horizontes de conglomerados.

De acuerdo a los estudios realizados por el Instituto Geológico Minero y Metalúrgico (INGEMMET), como parte de la elaboración de la Carta Geológica Nacional a escala 1:100 000, el área del proyecto se encuentra constituido mayormente por rocas metamórficas de naturaleza pizarrosa y esquistosa, pertenecientes al Grupo San José (O-

sj) y al Complejo Izcaybamba (€-ci), respectivamente. En menor extensión se encuentran rocas intrusivas de naturaleza diorítica y edad paleozoica (P-gr).

Dichas unidades rocosas constituyen los macizos donde se implantarán las obras subterráneas del proyecto de Central Hidroeléctrica San Gabán III.

En el anexo N° 3, muestra el plano geológico de la región Puno.

### 3.11.1 Estratigrafía regional.

#### a) *Paleozoico.*

##### *Formación San Gabán (Os-sg).*

Reconocida como tal por VALDIVIA, H. (1974) y como nivel glaciomarino (Fm. Zapla o Cancañiri) por la LAUBACHER, G. (1978), se trata de una corta secuencia turbidítica constituida por arenisca brechoide, conteniendo elementos angulosos a subangulosos de 5 a 10 cm, de tamaño, constituidos por fragmentos de granito, cuarcita y cuarzo lechoso dentro de una matriz altamente arcillosa, pasando luego a areniscas cuarzosas muy duras. Estas rocas han sido descritas como tillitas en los países de Argentina y Bolivia; parte de estos afloramientos alcanzan el territorio peruano. Esta unidad tiene un espesor de 150 a 170 m.

Estudios recientes realizados por CARLOTTO, V. en la hoja de calca, reporta niveles tilloides similares y le asigna al ashgiliano (Finiordoviviano) por su paso concordante y gradual desde la formación Sandia, observando más bien una discordancia entre la tillita y la formación Ananea del Silúrico como se muestra en la siguiente figura N° 3.1.

ERA/ETAPA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRAFICA	GROSOR (m.)	LITOLOGIA	DESCRIPCION		
CENOZOICO	CUATERNARIO	PLEISTOCENO	Fm. Azángaro			Limolitas y areniscas limosas beige Disc. eros.		
		NEOGENO	PLIOCENO	Gpo. Barroso	±500		Derrames andesíticos, piroclastos y brechas volcánicas. angularidad	
	MIOCENO			SUPERIOR	Gpo. Sillapaca	50 500		Tobas, brechas volcánicas, lavas.
			MEDIO	Fm. Palca			Tobas riolíticas riolíticas. Disc. ang.	
				Fm. Tinajani	±1000		Conglomerados polimícticos	
	INFERIOR		Gpo. Tacaza	±3600		Flujos andesíticos, tobas, brechas y areniscas vulcanoclásticas. Disc. ang.		
	PALEOGENO	OLIGOCENO						
		EOCENO PALEOCENO	Gpo. Puno	100 3000			Conglomerados, areniscas de grano grueso, limolitas y delgados niveles tobáceos. Disc. ang.	
	MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	Fm. Muñani	300 800			Areniscas y limoarcillitas marrón rojizas de grano fino a grueso.
				Fm. Ausangate				Areniscas rojiza con niveles de lodolitas.
Fm. Vilquechico				480 680			Limoarcillitas gris oscuras con niveles de areniscas.	
INFERIOR			Gpo. Moho				Areniscas cuarzosas blancas	
			Fm. Ayavacas	±1,200			Calizas y dolomitas grises Areniscas arcóscicas y limolitas rojas.	
			Fm. Huancané	100 500			Areniscas cuarzosas blanco rosáceas Calizas laminadas ligeramente espáticas	
JURASICO		SUPERIOR	Fm. Mumi				Areniscas, limoarcillitas rojizas.	
			Mbo. Sipin	60-140				
		MEDIO INFERIOR	Gpo. Lagunillas Gpo. Yura		100 2600			Limolitas y areniscas cuarzosas claras Calizas gris oscuras intercaladas con pelitas negras y areniscas calcáreas.
PALEOZOICO	SUPERIOR	PERMIANO	SUPERIOR	Gpo. Iscay	250		Lavas andesíticas, tobas y brechas conglomerados y areniscas rojas	
			Gpo. Mitu	3000		Areniscas calcáreas y limolitas rojizas con intercalaciones calcáreas		
		INFERIOR	Gpo. Copacabana	100 1000			Calizas gris clara con nodulos de chert en estratos tabulares	
	CARBONIFERO	SUPERIOR	Gpo. Tarma	50-750		Areniscas cuarzosas verdes y limolitas grises		
		INFERIOR	Gpo. Ambo	200 1000		Conglomerados polimícticos, areniscas y limolitas rojizas con niveles pelíticos grises Disc. ang.		
	INFERIOR	DEVONIANO	SUPERIOR	Gpo. Cabanillas	1100 ±3000		Capas delgadas de areniscas y limolitas con lutitas nodulares	
			MEDIO					
INFERIOR							Lutitas grises intercaladas con capas delgadas de areniscas, con facies turbidíticas, con presencia de fósiles.	
SILURIANO						Lutitas grises con intercalaciones de areniscas y cuarcitas blancas de grano fino.		
ORDOVICIANO		Fm. Calapuja	±3500					

Figura.3.1: Columna estratigrafía de la región Puno  
Fuente: Informe final del área de geología región Puno

### 3.12 Geología local.

Este intrusivo se presenta en el borde central de los cuadrángulos de Corani y Ayapata (entre los distritos de Corani y Ollachea). La mayor extensión de este intrusivo está en el sector de Corani, pero también aflora de una manera excelente sobre la carretera de Ollachea a San Gabán (puente Chinquini y Chacaneque) todos los afloramientos son agrestes, están cubiertos por vegetación, de allí que sus contactos no son muy notorios. Está afectado por diques graníticos que tienen dirección promedio N 60° E. Consta de rocas de composición granito, con tonos blancos a grises, presentan minerales de grano grueso con megacristales de ortosa. En sección delgada se observa que el cuarzo está en cristales subhedrales a anhedrales, a veces rellenando intersticios, con una ligera extinción ondulosa y ocasionalmente se desarrolla subgranos de cuarzo; el feldespato ortosa-microclino es la fase mineralógica más desarrollada están en gruesas playas seriadas que contienen inclusiones de biotitas, también conllevan exsoluciones micropertíticas y cuarzo mirmequítico; las plagioclasas están en formas euhedrales a subhedrales, no presentan alteración, llevan inclusiones de biotitas y muscovitas, otras tienen un zoneamiento oscilatorio que reflejan fases tempranas de cristalización.

#### *Geodinámica Externa.*

Debido a las características climáticas de la región, el agua es el principal agente generador de actividad geodinámica y actúa con mayor intensidad durante las temporadas de lluvias (diciembre a marzo). Dicha actividad, se manifiesta de diferentes formas, en función a la intensidad de las lluvias y a la amplitud de la cuenca de recepción, desde flujos aluviónicos hasta huaycos y desprendimientos de ladera.

Los sectores más propensos a la ocurrencia huaycos se ubican en la desembocadura de las quebradas El Carmen, Casahuiri y Payachaca.

#### *Unidades Lito-estratigráficas.*

Casi la totalidad de los afloramientos están constituidos por rocas de origen metamórfico, pertenecientes al complejo Izcaybamba y al Grupo San José.

En un sector reducido afloran rocas ígneas intrusivas de naturaleza granítica y granodiorítica, pertenecientes al conjunto de cuerpos plutónicos de edad paleozoica.

Cubriendo al substrato rocoso se encuentran depósitos de diversos orígenes, siendo los de mayor importancia, debido a la extensión que abarcan, los aluviales, coluvio-deluviales y proluviales. De manera localizada se ubican depósitos proluviales y coluviales

### ***Rocas Intrusivas.***

Dentro del área de influencia del proyecto se presentan afloramientos de rocas intrusivas, cuya ubicación y características reviste gran importancia por sus implicancias en las obras del proyecto, específicamente, en el sector de inicio de la conducción, cámara de carga y 20 % del trazo del túnel de conducción.

### ***Estructuras Geológicas.***

#### **Fallas.**

En relación a las fallas, en los planos geológicos figuran mayormente fallas geológicas con carácter de inferidas, delineadas en base a la interpretación de imágenes de satélite.

Las fallas más importantes presentan direcciones NNW – SSE y NEE – SWW, coincidentes con los cambios en la dirección del curso del río San Gabán y la red de drenaje formada por las principales quebradas. Se asume que los planos de falla mayores son de alto ángulo, dado que constituyen estructuras de desgarre con desplazamientos de varias decenas de metros, con espesores en el orden de varios metros.

### ***Aspectos Neotectónicos.***

Durante los trabajos de cartografía geológica de detalle, no se ha observado indicio alguno que pudiera sugerir la existencia de estructuras de falla que acusen movimientos recientes. Tampoco se reporta conducta sísmica anómala en la región.

En el anexo N° 4, se muestra el mapa geológico local del distrito de San Gabán.

La estratigrafía del proyecto es de roca intrusiva, la unidad litoestratigráfica es de la zona San Gabán que pertenece a la zona inferior del sistema devónico silúrico de la era paleozoico, ver figura N° 3.2 donde se muestra la litografía de la zona.

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES LITOESTRATIGRÁFICAS	ROCAS INTRUSIVAS		
CENozoica	CUATERNARIO	HOLOCENA	Qh-al Depósito aluvial	Qh-t Terraza indiferenciada		
			Qh-t4 Terraza 4			
			Qh-t3 Terraza 3			
			Qh-t2 Terraza 2			
		Qh-t1 Terraza 1				
	PLEISTOCENA	Qpl-md_s Miembro Río Pariamarca	Fm. Madre de Dios			
		NEÓGENO	PLIOCENA	N-i Fm. Ipururo		
	PALEÓGENO		PN-ch Fm. Chambira			
			P-p Fm. Pozo			
	MESOZOICA	CRETACEO	SUPERIOR	Ks-v Fm. Vivian	PsTi-a/gr Granitoides	
INFERIOR			Ks-ch Fm. Chonta			
			Ki-o Gpo. Oriente			
PALEOZOICO			DEVÓNICO SILURÍCO	SD-a Fm. Ananea		Paleozoico indiferenciado Pz-i
				Os-sg Fm. San Gabán		
	ORDOVÍCICO	Os-s Fm. Sandía				
		Om-sj Fm. San José				

**Figura 3.2:** Estratigrafía local de la provincia de Carabaya.  
**Fuente:** Informe final del área de geología región Puno.

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1 Resultados de la perforación y voladura.

Utilizando un nuevo diseño de malla, con el uso de una distribución de taladros de malla, con una carga distribuida; se garantizó la perforación y los resultados de la voladura.

Para el cálculo de número de taladros, se aplicó las fórmulas utilizando los parámetros de roca y espaciamiento, como el caso de taladros perforados, voladura controlada, y estandarizando la perforación, en cuanto al costo se tomaron los datos de anteriores de contabilidad para compararlos con los resultados obtenidos. En la tabla N° 4.1 están los datos que se tiene para la perforación.

El siguiente diseño está basado en el modelo de Roger Holmberg con ciertas modificaciones para evitar algunas anomalías y malos efectos en la voladura:

Tabla 4.1: Datos para la perforación y voladura.

	DESCRIPCION DEL LUGAR	UNID	
<b>LABOR</b>	Labor	Ventana 01	
	Ancho	4 m	
	Alto	4.5 m	
	Radio	1.4 m	
<b>PARAMETROS DE LA ROCA</b>			
<b>DATOS DE CAMPO</b>	R.M.R.	55	
	G.S.I.	47	
	R.Q.D.	53	
	Densidad de la roca	2.7 g/cm <sup>3</sup>	
	<b>PARAMETROS DE LA PERFORACIÓN</b>		
	Diámetro de la broca	0.045 m	
	Diámetro de la rimadora	0.102 m	
	Longitud de barreno	14 pies	
	Eficiencia de la perforación	95 %	
	Angulo de los taladros de contorno	3 °	
Desviación angular	10 mm		
Error de emboquille	20 mm		
<b>EMULEX 80 1 1/2" x 12"</b>			
<b>EXPLOSIVOS</b>	Densidad relativa	114 g/m <sup>3</sup>	
	Velocidad de detonación	5000 m/s	
	Presión de detonación	83 kbar	
	Energía	4.18 KJ/kg	
	Potencia relativa en peso	113 %	
	Potencia relativa en volumen	157 %	
	Sensibilidad al fulminante	N° 8	
	Sensibilidad al agua	Excelente	

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.2 Cálculo de malla de perforación y voladura.

*Cálculo del área de la sección de la galería (m<sup>2</sup>).*

$$Area (S) = \left( \frac{\pi * r^2}{2} \right) + (r * (A - (2 * r))) + (A * (H - r))$$

$$Area (S) = \left( \frac{3.1416 * 1.5^2}{2} \right) + (1.5 * (4.0 - (2 * 1.5))) + (4.0 * (4.5 - 1.5))$$

$$Area (S) = 17.16 \text{ m}^2$$

*Cálculo del perímetro de la galería.*

$$P_{Perimetro} = (\pi * r) + 2 * (H_{Túnel} - r) + 2 * (A_{Túnel} - r)$$

$$P_{Perimetro} = (3.1416 * 1.4) + 2 * (4.5 - 1.5) + 2 * (4.0 - 1.5)$$

$$P_{Perimetro} = 15.80 \text{ m}$$

*Cálculo del número total de taladros.*

$$N^{\circ}_{Tal} = \left( \frac{P}{dt} \right) + (S * C)$$

$$N^{\circ}_{Tal} = \left( \frac{15.80}{0.6} \right) + (17.16 * 1.50)$$

$$N^{\circ}_{Tal} = 52 \text{ taladros}$$

*C = Coeficiente de factor de roca*

*dt = distancia de taladros*

*Aplicando otra fórmula de para obtener el número de taladros.*

$$N^{\circ}_{Tal} = \sqrt{\text{Ancho de Labor} * \text{Altura de labor}} * 10$$

$$N^{\circ}_{Tal} = \sqrt{4.0 * 4.5} * 10$$

$$N^{\circ}_{Tal} = 42 \text{ Taladros} *$$

***Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio ( $\phi_e$ ).***

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{N}$$

$$\phi_e = 0.102 * \sqrt{4}$$

$$\phi_e = 0.204m.$$

***Simulación de la longitud de taladro en función del diámetro de perforación según Holmberg.***

$$L = 0.15 + 34.1 * (\phi_e) - 39.4 * (\phi_e)^2$$

$$L = 0.15 + 34.1 * (0.204) - 39.4 * (0.204)^2$$

$$L = 5.47m.$$

Podemos perforar con una barra de 14' = 4.2 m. y la perforación efectiva es de 13' (pies) como máximo, esto por el diseño del equipo y aspectos geológicos.

***Avance efectivo de la voladura.***

$$L = 0.95 * H$$

$$L = 0.95 * (13 * 0.3048)$$

$$L = 3.70m.$$

Quiere decir que con el corte se debe tener un máximo de 3.70 m.

***Cálculo error de perforación ( $\Psi$ ).***

$$\Psi = (\alpha * L) + e$$

$$\Psi = (0.01 * 3.7) + 0.02$$

$$\Psi = 0.057$$

### 4.3 Cálculo para el diseño de arranque.

Calculamos burden equivalente por principio de longitud de arco " $B_e$ " para roca de RMR de 41-60:

*Cálculo del burden equivalente máximo " $B_{e-máx}$ ".*

$$B_{e-máx} = \frac{\pi * \phi_e}{2}$$

$$B_{e-máx} = \frac{3.1416 * 0.204}{2}$$

$$B_{e-máximo} = 0.30 \text{ m.}$$

*Cálculo del burden práctico " $B_p$ ".*

$$B_p = B_{e Máx} - \Psi - 0.04$$

$$B_p = 0.30 - 0.06 - 0.04$$

$$B_p = 0.20 \text{ m.}$$

*Cálculo del ancho de abertura " $A_{h0}$ " de acuerdo con la siguiente ecuación.*

$$A_{h0} = \phi_p + \phi_a + (2 * B_p)$$

$$A_{h0} = 0.045 + 0.102 + (2 * 0.20)$$

$$A_{h0} = 0.55 \text{ m.}$$

*Cálculo de consumo específico de explosivos "C.E." formula modificada de Ashby.*

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

$$CE = \frac{0.56 * 2.70 * TAN\left(\frac{57 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 50}{3.3}}}$$

$$CE = 0.407 \frac{Kg}{m^3}$$

***Cálculo de la constante de roca "C" sueco por la siguiente formula.***

$$C = 0.8784 * (CE) + 0.052$$

$$C = 0.8784 * (0.407) + 0.052$$

$$C = 0.409 \frac{Kg}{m^3}$$

***Para predecir el grado de fragmentación de la roca calculamos el factor de roca (AF<sub>roc</sub>).***

$$AF_{roc} = 96.667 * (CE)^3 - 138.5 * (CE)^2 + 75.883 * CE - 4.41$$

$$AF_{roc} = 96.667 * (0.407)^3 - 138.5 * (0.407)^2 + 75.883 * 0.407 - 4.41$$

$$AF_{roc} = 10.047$$

***Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly "B.I."***

$$B.I. = \frac{CE}{0.004}$$

$$B.I. = \frac{0.407}{0.004}$$

$$B.I. = 101.69$$

***Cálculo de factor de energía “F.E.”.***

$$F.E. = 30 * CE$$

$$F.E. = 30 * 0.407$$

$$F.E. = 12.20 \text{ MJ/ton.}$$

***Cálculo de la densidad de carga en el arranque “q<sub>0</sub>”.***

$$q_0 = 55 * \phi_p * \left[ \frac{B_e}{\phi_e} \right]^{1.5} * \left[ B_e - \frac{\phi_e}{2} \right] * \left[ \frac{C}{0.4} \right] * \left[ \frac{1}{RWS_{ANFO}} \right]$$

$$q_0 = 55 * 0.045 * \left[ \frac{0.30}{0.204} \right]^{1.5} * \left[ 0.31 - \frac{0.204}{2} \right] * \left[ \frac{0.41}{0.4} \right] * \left[ \frac{1}{0.90} \right]$$

$$q_0 = 0.99 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

***Cálculo de la longitud de taco con la ecuación.***

$$L_{Taco} = 10 * \phi_p$$

$$L_{Taco} = 10 * 0.045$$

$$L_{Taco} = 0.45 \text{ m.} \approx 0.50 \text{ m Longitud de Taco en el terreno.}$$

***Cálculo de longitud de carga en el arranque.***

$$L_{Carga} = L - L_{Taco}$$

$$L_{Carga} = 3.70 - 0.50$$

$$L_{Carga} = 3.20 \text{ m.}$$

***Cálculo de número de cartuchos por taladro en el arranque.***

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 * B_{e-m\acute{a}ximo})}{Longitud\ cartucho\ de\ explosivo(1\ 1/2\ "x12)"}$$

$$N^{\circ} = \frac{3.7 - (0.5 * 0.30)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} = 11.64 = 12\ Unidades$$

***Cálculo de masa explosiva " $Q_e$ " utilizado por taladro en el arranque.***

$$Q_e = q_0 * N^{\circ} * L_{cartucho}$$

$$Q_e = 0.99 * 12 * 0.3048$$

$$Q_e = 3.62 \frac{Kg}{Taladro}$$

***Cálculo de la predicción de fragmentación " $X$ " por el método kuz ram.***

$$X = A_{F.roc} * (CE)^{\frac{4}{5}} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 10.09 * (0.407)^{\frac{4}{5}} * (3.62)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{113}\right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 6.02\ cm.$$

Esto nos indica que del material roto por la voladura del arranque tendremos en promedio  $X = 7$  cm. de diámetro.

#### 4.3.1 Cálculos para el primer cuadrante.

*Cálculo del burden máximo " $B_{max1}$ " en el primer cuadrante.*

$$B_{max1} = 0.088 * \left[ \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_p * C}} \right]$$

$$B_{max1} = 0.088 * \left[ \sqrt{\frac{0.55 * 0.99 * 1.13}{0.045 * 0.409}} \right]$$

$$B_{max1} = 0.51 \text{ m.}$$

*Cálculo de burden práctico " $B_{p1}$ " en el primer cuadrante.*

$$B_{p1} = (B_{max1} - \Psi) - 0.1$$

$$B_{p1} = (0.51 - 0.06) - 0.1$$

$$B_{p1} = 0.35 \text{ m.}$$

*Cálculo de longitud de  $X_c$  y  $X_d$  de acuerdo a la siguiente ecuación.*

$$X_c = X_d = \text{sen } 45^\circ * \left( \frac{\phi_e}{2} + B_p \right) + B_{p1}$$

$$X_c = X_d = \text{sen } 45^\circ * \left( \frac{0.204}{2} + 0.20 \right) + 0.35$$

$$X_c = X_d = 0.57$$

*Cálculo de ancho de abertura del primer cuadrante.*

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2}$$

$$A_{h1} = \sqrt{0.58^2 + 0.58^2}$$

$$A_{h1} = 0.80 \text{ m.}$$

*Cálculo del número de cartuchos por taladro en el primer cuadrante.*

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 * B_{\max 1})}{\text{Longitud de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^{\circ} = \frac{3.7 - (0.5 * 0.51)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} = 11.30 = 11 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

#### 4.3.2 Cálculos para el segundo cuadrante.

*Cálculo del burden máximo " $B_{\max 2}$ " en el segundo cuadrante.*

$$B_{\max 2} = 0.088 * \left[ \sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_p * C}} \right]$$

$$B_{\max 2} = 0.088 * \left[ \sqrt{\frac{0.80 * 0.99 * 1.13}{0.045 * 0.409}} \right]$$

$$B_{\max 2} = 0.62m$$

*Cálculo del burden práctico " $B_{p2}$ " en el segundo cuadrante.*

$$B_{p2} = B_{\max 2} - \Psi$$

$$B_{p2} = 0.65 - 0.06$$

$$B_{p2} = 0.56m$$

*Cálculo de longitud de  $X_e$  y  $X_f$ .*

$$X_e = X_f = \frac{A_{h1}}{2} + B_{p2}$$

$$X_e = X_f = \frac{0.80}{2} + 0.56$$

$$X_e = X_f = 0.96$$

*Cálculo de ancho de abertura en el segundo cuadrante.*

$$A_{h2} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2}$$

$$A_{h2} = \sqrt{0.97^2 + 0.97^2}$$

$$A_{h2} = 1.36m$$

*Cálculo del número de cartuchos por taladro en el segundo cuadrante.*

$$N^\circ = \frac{L - (0.5 * B_{\max 2})}{\text{Longitud de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^\circ = \frac{3.7 - (0.5 * 0.62)}{0.3048}$$

$$N^\circ = 11.12 = 11 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

### 4.3.3 Cálculos para el tercer cuadrante.

*Cálculo de burden máximo "B<sub>Max 3</sub>" en el tercer cuadrante.*

$$B_{\max 3} = 0.088 * \left[ \sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right]$$

$$B_{\max 3} = 0.088 * \left[ \sqrt{\frac{1.36 * 0.99 * 113}{0.045 * 0.41}} \right]$$

$$B_{\max 3} = 0.80 m.$$

*Cálculo de burden práctico "B<sub>p 3</sub>" en el tercer cuadrante.*

$$B_{p3} = B_{Max2} - \Psi$$

$$B_{p3} = 0.82 - 0.06$$

$$B_{p3} = 0.74m$$

***Cálculo de longitud de  $X_g$  y  $X_h$ .***

$$X_g = X_h = \frac{A_{h2}}{2} + B_{p3}$$

$$X_g = X_h = \frac{1.36}{2} + 0.74$$

$$X_g = X_h = 1.44 m.$$

***Cálculo de ancho de abertura en el tercer cuadrante.***

$$A_{h3} = \sqrt{X_g^2 + X_h^2}$$

$$A_{h3} = \sqrt{1.42^2 + 1.42^2}$$

$$A_{h3} = 2.01m = 2m.$$

***Cálculo del número de cartuchos por taladro en el tercer cuadrante.***

$$N^\circ = \frac{L - (0.5B_{\max3})}{\text{Longitud de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^\circ = \frac{3.7 - (0.5 * 0.80)}{0.3048}$$

$$N^\circ = 10.82 = 11 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

***Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes.***

$$A_{h3} \leq \sqrt{L}$$

$$2.01 \leq \sqrt{3.70}$$

$$2.01m \leq 1.92m$$

Este valor nos indica que estamos por encima de la restricción lo cual significa que no se requiere diseñar más cuadrantes.

#### 4.4 Cálculos para taladros de ayuda.

*Cálculos para taladros de ayuda hastiales o paredes.*

$$B \leq 0.6 * L$$

$$B \leq 0.6 * 3.70$$

$$B \leq 2.22 m.$$

Con este resultado se determina en que rango estamos para hacer los reajustes del factor de roca “C”, como nuestro resultado es 2.22 m. entonces emplearemos la ecuación de reajuste siguiente:

$$B \geq 1.4 \Rightarrow C' = C + 0.05$$

$$2.22 \geq 1.4 \Rightarrow C' = 0.41 + 0.05$$

$$C' = 0.46 kg/m^3$$

B: 2.22 m. Burden para taladros de tajeo

Para nuestro cálculo también emplearemos los datos del siguiente cuadro N° 2.6 en donde se tiene los factores de fijación y relación del burden y espaciamiento para taladros de tajeo de abajo hacia arriba, viceversa, horizontal y para los taladros de arrastre.

*Cálculos de burden máximo para taladros de ayuda hastiales o paredes.*

$$B_{\max \text{ay hast}} = 0.90 * \left[ \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * S/B}} \right]$$

$$B_{\max ay\ hast} = 0.90 * \left[ \sqrt{\frac{0.99 * 0.90}{0.46 * 1.45 * 1.25}} \right]$$

$$B_{\max ay\ hast} = 0.93\ m.$$

***Cálculo del burden practico con respecto a la sección del túnel.***

$$B_{p\ ay\ hast} = \frac{(A_{túnel} - A_{h\ 3})}{4}$$

$$B_{p\ ay\ hast} = \frac{4.00 - 1.99}{4}$$

$$B_{p\ ay\ hast} = 0.50m$$

***Cálculo número de taladros para ayuda de hastiales.***

$$N^{\circ}\ tal\ ay\ hast = \left( \frac{A_{túnel} - A_{h\ 3}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}\ tal\ ay\ hast = \left( \frac{4.00 - 1.99}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}\ tal\ ay\ hast = 4.00\ unid$$

***Cálculo de espaciamento de taladros en ayuda de hastiales.***

$$S_{ay\ hast} = \left( \frac{A_{h\ 3}}{N^{\circ}\ tal\ ay\ hast - 2} \right)$$

$$S_{ay\ hast} = \left( \frac{2.01}{4 - 2} \right)$$

$$S_{ay\ hast} = 1.30\ m.$$

***Cálculo de ancho de abertura de ayuda de hastiales.***

$$A_{h \text{ ay hast}} = A_{h 3} + (2B_{p \text{ ay hsd}} * S_{h \text{ ay hast}})$$

$$A_{h \text{ ay hast}} = 2.01 + (2 * 0.50 * 1.30)$$

$$A_{h \text{ ay hast}} = 3.30$$

***Cálculo del número de cartuchos por taladro de ayuda de hastiales.***

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5B_{\text{max ay hast}})}{\text{Longitud de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^{\circ} = \frac{3.7 - (0.5 * 0.93)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} = 10.61 = 11 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

***Cálculo para taladros en ayuda de corona.***

$$H_{\text{Disp Tj}} = 0.64 * (H_{\text{túnel}} - A_{h \text{ ulti cuad}})$$

$$H_{\text{Disp Tj}} = 0.64 * (4.50 - 2.01)$$

$$H_{\text{Disp Tj}} = 1.59 \text{ m.}$$

***Cálculos de burden máximo para taladros de ayuda de corona.***

$$B_{\text{max ay cor}} = 0.90 * \left[ \sqrt{\frac{q_0 * R * W * S_{ANFO}}{C' * f * S/B}} \right]$$

$$B_{\text{max ay cor}} = 0.90 * \left[ \sqrt{\frac{0.99 * 0.90}{0.46 * 1.20 * 1.25}} \right]$$

$$B_{\text{max ay cor}} = 1.03 \text{ m.}$$

***Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de corona.***

$$B_{p \text{ ay cor}} = 0.51 * H_{Disp \text{ tj}}$$

$$B_{p \text{ ay cor}} = 0.51 * 1.59$$

$$B_{p \text{ ay cor}} = 0.81m$$

***Cálculo de la longitud del segmento donde ira los taladros de ayuda corona.***

$$L_{seg \text{ ay cor}} = 0.6533 * A_{túnel}$$

$$L_{seg \text{ ay cor}} = 0.6533 * 4.00$$

$$L_{seg \text{ ay cor}} = 2.61m$$

***Cálculo de espaciamento de taladros en ayuda de corona.***

$$S_{ay \text{ cor}} = 0.3333 * L_{seg \text{ ay cor}}$$

$$S_{ay \text{ cor}} = 0.3333 * 2.61$$

$$S_{ay \text{ cor}} = 0.87 \text{ m.}$$

***Cálculo número de taladros para ayuda de corona.***

$$N^{\circ} \text{ tal ay cor} = \left( \frac{L_{seg \text{ ay cor}}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ tal ay cor} = \left( \frac{2.61}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ tal ay cor} = 4.00 \text{ unid}$$

***Cálculo de ancho de abertura de ayuda de corona.***

$$A_{h \text{ ay cor}} = L_{seg \text{ ay cor}}$$

$$A_{h \text{ ay cor}} = 2.61$$

***Cálculo del número de cartuchos por taladro de ayuda de corona.***

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5B_{\max \text{ ay cor}})}{\text{Longitud de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^{\circ} = \frac{3.7 - (0.5 * 1.03)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} = 10.45 = 11 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

**4.5 Cálculos para taladros de ayudas o tajeo.*****Cálculo para taladros en ayuda de arrastre.***

$$H_{Disp Tj} = 0.36 * (H_{tunnel} - A_{h \text{ ulti cuad}})$$

$$H_{Disp Tj} = 0.64 * (4.50 - 2.01)$$

$$H_{Disp Tj} = 0.90 \text{ m.}$$

***Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de arrastre.***

$$B_{\max \text{ ay ar}} = 0.90 * \left[ \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * S/B}} \right]$$

$$B_{\max \text{ ay ar}} = 0.90 * \left[ \sqrt{\frac{0.99 * 0.90}{0.46 * 1.45 * 1.25}} \right]$$

$$B_{\max \text{ ay ar}} = 0.93 \text{ m.}$$

***Cálculo del burden practico para taladros de ayuda de arrastre.***

$$B_{p \text{ ay ar}} = \frac{H_{Disp \ t j}}{2}$$

$$B_{p \text{ ay ar}} = \frac{0.90}{2}$$

$$B_{p \text{ ay ar}} = 0.45m$$

***Cálculo de la longitud del segmento donde ira los taladros de ayuda arrastre.***

$$L_{seg \text{ ay ar}} = 0.72 * A_{túnel}$$

$$L_{seg \text{ ay ar}} = 0.72 * 4.00$$

$$L_{seg \text{ ay ar}} = 2.88m$$

***Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de arrastre.***

$$S_{ay \text{ ar}} = 0.3333 * L_{seg \text{ ay ar}}$$

$$S_{ay \text{ ar}} = 0.3333 * 2.88$$

$$S_{ay \text{ ar}} = 0.96 \text{ m.}$$

***Cálculo número de taladros para ayuda de arrastre.***

$$N^{\circ} \text{ tal ay ar} = \left( \frac{L_{seg \text{ ay ar}}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ tal ay ar} = \left( \frac{2.88}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ tal ay ar} = 4.00 \text{ unid}$$

*Cálculo de ancho de abertura de ayuda de arrastre.*

$$A_{h\ ay\ ar} = L_{seg\ ay\ ar}$$

$$A_{h\ ay\ ar} = 2.88$$

*Cálculo del número de cartuchos por taladro de ayuda de arrastre.*

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5B_{max\ ay\ ar})}{Longitud\ de\ un\ cartucho\ de\ explosivo\ empleado}$$

$$N^{\circ} = \frac{3.7 - (0.5 * 0.93)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} = 10.61 = 11 \frac{Cartuchos}{Taladro}$$

#### 4.6 Cálculos para taladros de hastiales o paredes.

*Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales.*

$$B_{Max\ hast} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * (\frac{S}{B})}}$$

$$B_{Max\ hast} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.99 * 0.90}{0.46 * 1.45 * (1.25)}}$$

$$B_{Max\ hast} = 0.93\ m.$$

*Cálculo del burden práctico para taladros de hastiales.*

$$B_{P\ Hast} = \frac{0.2755 * A_{Túnel}}{2\ Flancos}$$

$$B_{P\ Hast} = \frac{0.2755 * 4}{2}$$

$$B_{P\text{ Hast}} = 0.55$$

*Cálculo de la altura disponible donde se ubica los taladros hastiales.*

$$H_{disp\ hast} = H_{túnel} - r$$

$$H_{disp\ hast} = 4.50 - 1.40$$

$$H_{disp\ hast} = 3.10\ m.$$

*Cálculo de espaciamiento de taladros hastiales.*

$$S_{tal\ hast} = 0.3345 * H_{disp\ hast}$$

$$S_{tal\ hast} = 0.3345 * 3.10$$

$$S_{tal\ hast} = 1.04\ m.$$

*Cálculo de número de taladros para los hastiales.*

$$N^{\circ}_{Tal.Hast} = \left( \frac{H_{Dispon. Hast}}{\left( \frac{S}{B} \right)} \right)$$

$$N^{\circ}_{Tal\ Hast} = \left( \frac{3.10}{(1.25)} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{Tal\ Hast} = 6\ Taladros$$

*Cálculo de ancho de abertura de los hastiales.*

$$A_{h\ Hast} = H_{Dispon. Hast}$$

$$A_{h\ Hast} = 3.10\ m.$$

***Cálculo de número de cartuchos de explosivo por taladro en los hastiales.***

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5B_{\max 3})}{\text{Longitud de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^{\circ} = \frac{3.7 - (0.5 * 0.93)}{0.28}$$

$$N^{\circ} = 11.55 = 12 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

En los hastiales usaremos tubos y cargaremos con explosivo emulex de 1" x 8" con un espacio de 8 centímetros entre emulex.

**4.7 Cálculos para taladros de corona o techo.**

***Cálculo de espaciamiento en taladros de corona.***

$$S_{\text{Corona}} = K * \phi_p$$

$$S_{\text{Corona}} = 15 * 0.045$$

$$S_{\text{Corona}} = 0.68\text{m.}$$

***Cálculo de burden máximo para taladros de corona.***

$$\frac{S}{B} = 0.80$$

$$B_{\text{Max. Corona}} = \frac{S}{0.80}$$

$$B_{\text{Max. Corona}} = \frac{0.68}{0.80}$$

$$B_{\text{Max. Corona}} = 0.85\text{m}$$

***Cálculo de burden práctico para taladros de corona.***

$$B_{Práct. Corona} = B_{Máx. Corona} - L * \text{sen}\gamma - \Psi$$

$$B_{Práct. Corona} = 0.85 - (3.70 * \text{sen}3^\circ) - 0.06$$

$$B_{Práct. Corona} = 0.60m.$$

***Cálculo de número de taladros en corona.***

$$N^{\circ}_{Tal\ cor} = \left( \frac{A_{Tunel}}{B_{Máx. cor} * (S/B)} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{Tal\ cor} = \left( \frac{4.00}{0.85 * (0.80)} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{Tal\ cor} = 8 \text{ Taladros.}$$

***Cálculo de número de cartuchos de explosivo por taladro en la corona.***

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5B_{\max 3})}{\text{Longitud de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^{\circ} = \frac{3.7 - (0.5 * .85)}{0.28}$$

$$N^{\circ} = 11.69 = 12 \text{ Cartuchos}$$

En los hastiales usaremos tubos y cargaremos con explosivo emulex de 1" x 8" con un espacio de 8 centímetros entre emulex.

**4.8 Cálculos para taladros de arrastre o piso.**

Para los taladros de piso o arrastres considera los siguientes datos: factor de fijación y relación de burden y espaciamento.

$$f = 1.45 \quad \frac{S}{B} = 1$$

**Cálculo de burden máximo para taladros de arrastre o piso.**

$$B_{Max\ Arrastre} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RW S_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{Max\ Arrastre} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.99 * 1.13}{0.46 * 1.45 * (1)}}$$

$$B_{Max\ Arrastre} = 1.17m$$

**Cálculo del burden práctico para taladros de arrastre o piso.**

$$B_{Práct. Arrastre} = B_{Máx. Arrastre} - L * \text{sen}Y - \Psi$$

$$B_{Práct. Arrastre} = 1.17 - 3.70 * \text{sen}3^\circ - 0.06$$

$$B_{Práct. Arrastre} = 0.92m$$

**Cálculo de número de taladros en arrastre o piso.**

$$N^\circ_{Taladros\ de\ piso} = \left(\frac{A_{Tunel} + 2 * L * \text{sen}(Y)}{B_{Máx. Arrastre} * (S/B)}\right) + 2$$

$$N^\circ_{Taladros\ de\ piso} = \left(\frac{4.00 + 2 * 3.70 * \text{sen}(3)}{1.17 * (1)}\right) + 2$$

$$N^\circ_{Taladros\ de\ piso} = 6\ Taladros$$

**Cálculo de espaciamiento para taladros (centrales) de arrastre.**

$$S_{Tal. Arrastre} = \left(\frac{A_{Tunel} + 2 * L * \text{sen}(Y)}{N^\circ_{Taladros\ Arrastre} - 1}\right)$$

$$S_{Tal. Arrastre} = \left(\frac{4.00 + 2 * 3.7 * \text{sen}(3)}{4 - 1}\right)$$

$$S_{Tal. Arrastre} = 0.92m$$

***Cálculo de espaciamiento para taladros (esquinas) de arrastre.***

$$S_{Tal. Arrastre Esquinas} = 0.97 - (A_{Túnel} * \text{sen}(\gamma))$$

$$S_{Tal. Arrastre Esquinas} = 0.97 - (4.00 * \text{sen}(3^\circ))$$

$$S_{Tal. Arrastre Esquinas} = 0.76 \text{ m}$$

***Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre.***

$$A_{h \text{ arrastre}} = A_{Túnel}$$

$$A_{h \text{ arrastre}} = 4.00\text{m}$$

***Cálculo de número de cartuchos de explosivo por taladro en el arrastre.***

$$N^\circ = \frac{L - 0.5 (B_{Máx. Arrastre})}{\text{Longitud de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^\circ = \frac{3.7 - (0.5 * 1.17)}{0.3048}$$

$$N^\circ = 10.22 = 11 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{taladro}}$$

**4.9 Resumen de los cálculos de diseño.**

Los resultados de la nueva malla de perforación de acuerdo a los cálculos realizados se muestran en la siguiente tabla N° 4.2 y cuyo diseño se muestra en el anexo N° 6.

Tabla 4.2: Resumen de taladros y explosivos.

Descripción	Burden practico	Espaciamiento	Sin carga	N° tal	Explosivos - Emulnor (11/4x12)							
					Cargados	Cart/tal	Kg/tal	EM 65% 1 x 8 (unid)	EM 65% 1 1/2 x12(unid)	EM 65% 1 1/2 x12(Kg)	EM 80% 1 1/2 x12 (unid)	EM 80% 1 1/2 x12 (Kg)
Tal arranque	0.20	0.55	4	3	12	4.74	24	9.38	12	4.84		
Tal 1° cuadrante	0.35	0.80		4	11	4.33	36	14.08	8	3.22		
Tal 2° cuadrante	0.56	1.36		4	11	4.33	36	14.08	8	3.22		
Tal 3° cuadrante	0.74	2.01		4	11	4.33	36	14.08	8	3.22		
Tal ay hastiales	0.50	1.30		4	10	3.93	32	12.51	8	3.22		
Tal ay corona	0.81	0.87		4	10	3.93	32	12.51	8	3.22		
Tal ay arrastre	0.45	0.96		4	10	3.93	32	12.51	8	3.22		
Tal hastiales	0.55	1.04		6	12	8.35	72	8.35				
Tal corona	0.60	0.68		9	12	12.53	108	12.53				
Tal arrastre	0.92	0.92		6	11	4.30	54	21.11	12	4.84		
Total tal perforados			4	48			180	20.88	282	110.26	72	29.02
Total explosivos				52			Unidades	534	Kilogramos	160.16		

Fuente: Elaboración propia.

**4.10 Cálculos de jornal diario de los colaboradores.**

$$\text{Sueldo básico (Sb)} = 1212.12 \text{ US\$}$$

$$\text{Asignación familiar (Af)} = 28.78 \text{ US\$}$$

$$\text{Leyes y beneficios sociales (Ls)} = 97.75\%$$

***Cálculo de jornal diario.***

$$\text{Jornal diario} = \frac{\text{Sb} + \text{Af} + \text{Ls}}{30}$$

$$\text{Jornal diario} = \frac{1212.12 + 28.78 + (0.9775 * (1212.12 + 28.78))}{30}$$

$$\text{Jornal diario} = 81.80 \frac{\text{US\$}}{\text{dia}}$$

***Cálculo de Jornal por hora.***

$$\frac{\text{Jornal}}{\text{hora}} = 81.80 * \frac{\text{US\$}}{1\text{dia}} * \frac{1 \text{ dias}}{(8h)}$$

$$\frac{\text{Jornal}}{\text{Hora}} = 10.22 \text{ US\$/h}$$

En la tabla N° 4.3 se muestra el salario por hora de los colaboradores que participan en la perforación y voladura en el túnel ventana 01 del proyecto central hidroeléctrico San Gabán III.

Tabla 4.3: *Jornal del personal por hora*

Descripción	Jornal (\$)	factor de leyes sociales	Total (\$)/día	Total (\$)/hora
Supervisor	\$41.36	97.75%	\$81.80	\$10.22
Operador Jumbo	\$31.26	97.75%	\$61.82	\$7.73
Ayudante de jumbo	\$19.14	97.75%	\$37.85	\$4.73
Operario	\$25.20	97.75%	\$49.84	\$6.23
Ayudante	\$19.14	97.75%	\$37.85	\$4.73
<b>Total</b>			<b>\$269.16</b>	<b>\$33.64</b>

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.11 Cálculo de costos de explosivos y accesorios de voladura.

*Costos de perforación por metro de avance “C<sub>pm</sub>”.*

$$Emulnor\ de\ 80 = \frac{56.60 \frac{US\$}{Caja}}{25 \frac{kg}{Caja}}$$

$$Emulnor\ de\ 80 = 2.41 \frac{US\$}{kg}$$

$$Emulnor\ de\ 80 = \frac{2.41 \frac{US\$}{kg} * 29.02kg}{3.7m}$$

$$Emulnor\ de\ 80 = 18.93\ US\$/m$$

En 3.70 metros fragmentados de roca el costo del explosivo emulnor de 80% es de 18.93 US\$ por metro de avance y en la tabla N° 4.4 se muestra los costos por metro de avance de todo los explosivos y accesorios usados.

*Tabla 4.4: Precio unitario de explosivos y accesorios de voladura*

Descripción	unidad	P.U. (\$)	Cantidad	Total \$/m
Emulex 80% 1 1/2" x 12"	Kg	\$2.41	29.02	\$18.93
Emulex 65% 1 1/2" x 12"	Kg	\$2.31	110.26	\$68.87
Emulex 65% 1" x 8"	Kg	\$2.59	20.88	\$14.63
Cordón no detonante	unid	\$0.48	52	\$6.77
Pentacord	M	\$0.38	63	\$6.54
Mecha lenta	M	\$0.09	3	\$0.07
<b>Total</b>				<b>\$115.80</b>

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.12 Cálculo de costos de jumbo.

Una diversidad de entidades privadas y públicas requieren del uso de los equipos pesados y livianos; pero se utiliza una diversidad de información técnica (muchas veces desactualizada) para desarrollar los costos horarios lo que origina diferentes precios para una maquinaria con las mismas características, ocasionando muchas veces bajos rendimientos en la obra.

En consecuencia, es necesario establecer los elementos que como mínimo deben considerarse para el cálculo del costo horario de los equipos y maquinarias.

Esto nos permite calcular esta tarifa horaria en función del costo de posesión y operación de la máquina.

Entonces, se calcula a continuación la tarifa horaria en función de:  $TOTAL = COSTO DE POSESION + COSTO DE OPERACIÓN$

##### Datos generales

Valor de adquisición (Va) = US\$ 240 000 (Sin IGV) ( $T_c=3$ )

Vida económica útil (Veu), 5 años = 2000 horas anuales = 10000 horas

Valor de rescate (Vr) 20% = US\$ 48000

***Cálculo del costo horario de posesión.***

Cálculo de la inversión media anual ( $I_{ma}$ )

$$I_{ma} = Va(n + 1)/2n = 240000(5 + 1)/(5 * 2)$$

$$I_{ma} = 144000 \frac{US\$}{año}$$

***Costo horario de la depreciación.***

$$D = \frac{Va - Vr}{Veu} = (240000 - 48000)/5$$

$$D = \left( 38400 \frac{US\$}{año} \right) * (1 año)/2000h$$

$$D = 19.20 US\$/h$$

***Costo horario de los intereses.***

Para el presente cálculo usaremos referencialmente el promedio de Tasa Activa en Moneda Nacional (TAMN) del año 2019 que fue del 14.47%.

$$I = \frac{I_{ma} * \%tasa\ anual}{h\ anuales} = \frac{144000 * 0.1447}{2000h}$$

$$I = 10.42 US\$/h$$

***Costo horario de seguros, impuestos y almacenaje.***

Para el presente ejemplo usaremos referencialmente las siguientes tasas promedios anuales de: Seguros, Impuestos y Almacenaje: Seguros: 2.5%, Impuestos: 2.0%, Almacenaje: 1.0% es un TOTAL: 5.5%

$$Sia = \frac{I_{ma} * \%}{h\ anuales} = \frac{144000 * 0.055}{2000}$$

$$Sia = 3.96US\$/h$$

### ***Gastos de mantenimiento.***

En este rubro se debe de considerar el costo que significa mantener en estado de conservación y utilización inmediata la maquinaria, lo que requiere mano de obra de mantenimiento, repuestos y mano de obra de reparaciones, este gasto puede tener una gran variación por las condiciones particulares de cada equipo y de cada obra.

Se estima, con bastante aproximación; que por reparación y repuestos una máquina, durante su vida útil, consume, en reparaciones y repuestos, un porcentaje del Valor de Adquisición, que varía según el tipo de la complejidad del trabajo, referencialmente se usan los siguientes promedios: Trabajo duro: 80 a 100%, normal: 70 a 90%, suave: 50 a 80 %.

Del costo de los gastos de mantenimiento, se considera que el costo de la mano de obra representa el 25 % y los repuestos el 75%.

### **Costo horario de los gastos de mantenimiento**

Para el presente cálculo consideramos que el gasto de mantenimiento asciende al 90% del Valor de Adquisición:

$$C_m = 90\% * V_a = 0.9 * 240000 = 216000 \text{ US\$/año}$$

$$C_m = \left( 216000 \frac{\text{US\$}}{\text{año}} \right) * \left( 1 \frac{\text{año}}{10000h} \right) = 21.6 \text{ US\$/h}$$

$$C_{mo} = 25\% * V_a = 0.25 * 240000 = 60000 \text{ US\$/año}$$

$$C_{mo} = \left( 60000 \frac{\text{US\$}}{\text{año}} \right) * \left( 1 \frac{\text{año}}{10000h} \right) = 6 \text{ US\$/h}$$

$$C_{mr} = 75\% * C_m = 0.75 * 216000 \frac{\text{US\$}}{\text{año}} = 162000 \text{ US\$/año}$$

$$C_{mr} = \frac{162000}{10000} = 16.2 \text{ US\$/h}$$

### **Total, costo horario de posesión (T<sub>cp</sub>)**

$$T_{cp} = D + I + S_{ia} + C_m + C_{mo} + C_{mr}$$

$$T_{cp} = 19.20 \frac{US\$}{h} + 10.42 \frac{US\$}{h} + \frac{3.96 US\$}{h} + 21.6 \frac{US\$}{h} + 6 \frac{US\$}{h} + 16.2 \frac{US\$}{h}$$

$$T_{cp} = 77.38 US\$/h$$

### ***Cálculo del costo de horario de operación.***

Combustible consumo promedio de 1.5 gal/h, precio por gal es de US\$ 3.94

Lubricantes

Consumo de aceite motor de 0.038 gal/h, precio por galón es de US\$ 14 sin IGV

Consumo de aceite transmisión de 0.024 gal/h, precio por galón es US\$ 12.67

Consumo de aceite mandos finales de 0.034 gal/h, precio por galón es US\$ 15.33 sin IGV

Consumo de aceite dirección de 0.015 gal/h, el precio por galón es 0.36

Consumo de aceite hidráulico de 0.36 gal/h, el precio es por galón es US\$ 10 sin IGV

Grasa 0.22 lib/h, la libra cuesta US\$ 3.33 sin IGV

Filtro el 20% de combustible + lubricante

Neumáticos 4 unidades, el precio de cada unidad esta US\$ 220 sin IGV

Vida útil de cada unidad es de 2000 horas

### **Cálculo del costo horario**

$$\text{Petroleo} = 1.5 * 3.94 = 5.91 US\$/h$$

$$\text{Aceite motor} = 0.038 * 14 = 0.53 US\$/h$$

$$\text{Aceite caja} = 0.024 * 12.67 = 0.30 US\$/h$$

$$\text{Aceite mandos} = 0.034 * 15.33 = 0.52 US\$/h$$

$$\text{Aceite direccion} = 0.015 * 15.33 = 0.23 US\$/h$$

$$\text{Aceite hidraulico} = 0.36 * 10 = 3.6 \text{ US\$/h}$$

$$\text{Grasa} = 0.22 * 3.33 = 0.73 \text{ US\$/h}$$

$$\text{Filtros} = 0.20(5.91 + 1.58) = 1.50 \text{ US\$/h}$$

$$\text{Neumaticos} = (4 * 220)/2000 = 0.44 \text{ US\$/h}$$

**Total, costo horario de operación**

$$Tco = P + Am + Ac + Am + Ad + Ah + G + F + N$$

$$Tco = 5.91 + 0.53 + 0.30 + 0.52 + 0.23 + 3.6 + 0.73 + 1.50 + 0.44$$

$$Tco = 13.76$$

**Costo horario total**

$$Tcj = Tcp + Tco = 77.38 + 13.76 = 91.14 \frac{\text{US\$}}{h}$$

**4.13 Cálculo de costos de aceros de perforación.**

$$\text{Costo de barra} = \frac{\text{Precio unitario}}{\text{Vida util}}$$

$$\text{Costo de barra} = \frac{495.49\$}{1500m} = \frac{0.33\$}{m}$$

En la tabla N° 4.5 se muestra el costo de los aceros de perforación por metro de avance.

*Tabla 4.5: Costo de aceros.*

Descripción	Vida útil promedio (m)	P.U. (\$/m)
Broca 45mm	300	\$0.34
Barra 14'	1500	\$0.33
Adaptador de culata	3000	\$0.07
Cople	3000	\$0.03
Broca rimadora 102mm	3500	\$0.05
<b>Total</b>		<b>\$0.77</b>

**Fuente:** Elaboración propia.

#### 4.14 Cálculo de costos de implementos de seguridad.

$$\text{Costo botas} = \frac{\text{Precio unitario}}{\text{Vida util}}$$

$$\text{Costo botas} = \frac{15.49\$}{150 \text{ dias}} = \frac{0.10\$}{\text{dia}}$$

En la tabla 4.6 se muestra el costo de los equipos de protección personal de los colaboradores en la actividad de perforación y voladura en la ventana 01 de la central hidroeléctrica San Gabán III.

Tabla 4.6: Costo de implementos de seguridad.

Descripción	Unid	Vida útil	P.U. (\$)	Costo (\$/unid)
Botas de jebe	Par	150	\$15.49	\$0.10
Casco sombrero	Pza	300	\$12.68	\$0.04
Tafilete de casco	Pza	150	\$3.10	\$0.02
Barbiquejo	Pza	50	\$1.99	\$0.01
Respirador 3M	Pza	300	\$17.82	\$0.06
Filtro alta eficiencia	Par	15	\$9.40	\$0.63
Cartucho Vapores Orgánicos	Par	30	\$6.29	\$0.21
Guantes de Neoprene 14	Par	30	\$7.72	\$0.26
Correa portalámparas	Pza	300	\$3.85	\$0.01
Mameluco con cinta reflectiva	Pza	150	\$15.70	\$0.10
Lámpara minera	Pza	300	\$76.36	\$0.25
Lentes de seguridad	Pza	30	\$4.21	\$0.14
Tapón auditivo	Pza	60	\$0.65	\$0.01
<b>Costo total sin ropa de agua</b>				<b>\$1.86</b>
Saco de jebe	Pza	75	\$9.89	\$0.13
Pantalón de jebe	Pza	75	\$9.89	\$0.13
<b>Costo total con ropa de agua</b>				<b>\$2.12</b>

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 4.7 se muestra el resumen general de los costos de perforación y voladura.

*Tabla 4.7: Resumen del costo por metro de avance.*

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U. (\$/unidad)	Costo total (\$)
<b>Mano de obra</b>				<b>\$22.73</b>
Supervisor	Hora	2.5	\$10.22	\$25.56
Operador Jumbo	Hora	2.5	\$7.73	\$19.32
Ayudante de jumbo	Hora	2.5	\$4.73	\$11.83
Operario	Hora	2.5	\$6.23	\$15.57
Ayudante	Hora	2.5	\$4.73	\$11.83
<b>Aceros de perforación</b>				<b>\$42.58</b>
Broca 45mm	M	202.8	\$0.34	\$69.95
Barra 14'	M	202.8	\$0.33	\$66.99
Adaptador de culata	M	202.8	\$0.07	\$14.61
Cople	M	202.8	\$0.03	\$5.21
Broca rimadora 102mm	M	15.6	\$0.05	\$0.80
<b>Implementos de seguridad</b>				<b>\$0.68</b>
Tarea sin ropa de agua	Tarea	0.63	\$1.86	\$1.17
Tarea con ropa de agua	Tarea	0.63	\$2.12	\$1.34
<b>Equipo en operación</b>				<b>\$33.99</b>
Jumbo 02 brazos	Hora	1.5	\$83.84	\$125.76
<b>Explosivos y acc. Voladura</b>				<b>\$115.03</b>
Emulex 80% 1 1/4" x 12"	Kg	29.02	\$2.41	\$70.04
Emulex 65% 1 1/4" x 12"	Kg	110.26	\$2.31	\$254.80
Emulex 65% 1" x 8"	Kg	20.88	\$2.59	\$54.12
Cordon no detonante	Pieza	52	\$0.48	\$25.05
Pentacord	M	55.5	\$0.38	\$21.30
Mecha lenta	M	3	\$0.09	\$0.27
<b>Costo total \$/m</b>				<b>\$215.01</b>

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.15 Análisis de resultados.

##### *Número de taladros por disparo.*

En la tabla N° 4.8 y 4.9 se muestra el número de taladros de la malla anterior, en el anexo N° 6 y nueva malla en el anexo N° 7 se muestra los diseños, se analiza la diferencia de números de taladros en la figura N° 4.1.

*Tabla 4.8: Cantidad de taladros con la malla anterior*

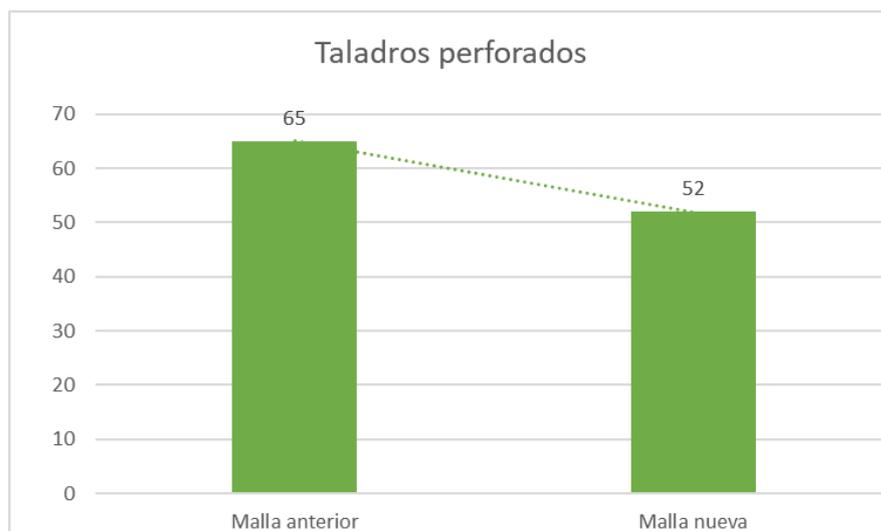
<b>Descripción</b>	<b>N° taladros</b>
Alivio	5
Arranque	4
Ayuda de arranque	12
Ayuda de cuadradores	4
Ayuda de arrastre	4
Ayuda de corona	7
Cuadradores	12
Arrastre	7
Corona	10
<b>Total</b>	<b>65</b>

**Fuente:** Elaboración propia.

*Tabla 4.9: Cantidad de taladros con la nueva malla*

<b>Descripción</b>	<b>N° taladros</b>
Alivio	4
Arranque	3
Ayuda de arranque	12
Ayuda de cuadradores	4
Ayuda de arrastre	4
Ayuda de corona	4
Cuadradores	6
Arrastre	6
Corona	9
<b>Total</b>	<b>52</b>

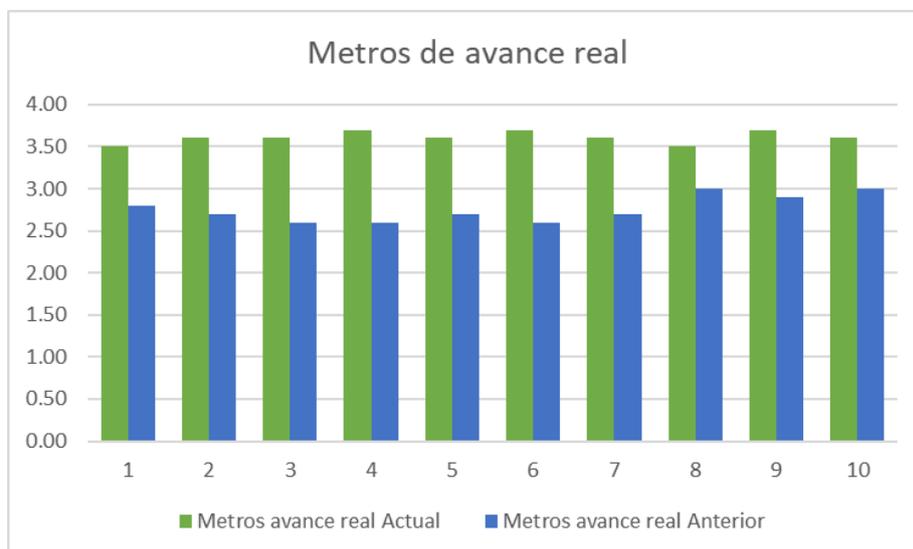
**Fuente:** Elaboración propia.



**Figura 4.1:** Comparación de taladros perforados.  
**Fuente:** Elaboración propia.

*Eficiente avance lineal por disparo.*

En la figura N° 4.2 se muestra un análisis de la diferencia en cuanto a avance en metros lineales.



**Figura 4.2:** Comparación del avance eficiente real.  
**Fuente:** Elaboración propia.

***Factor de carga de explosivos por voladura.***

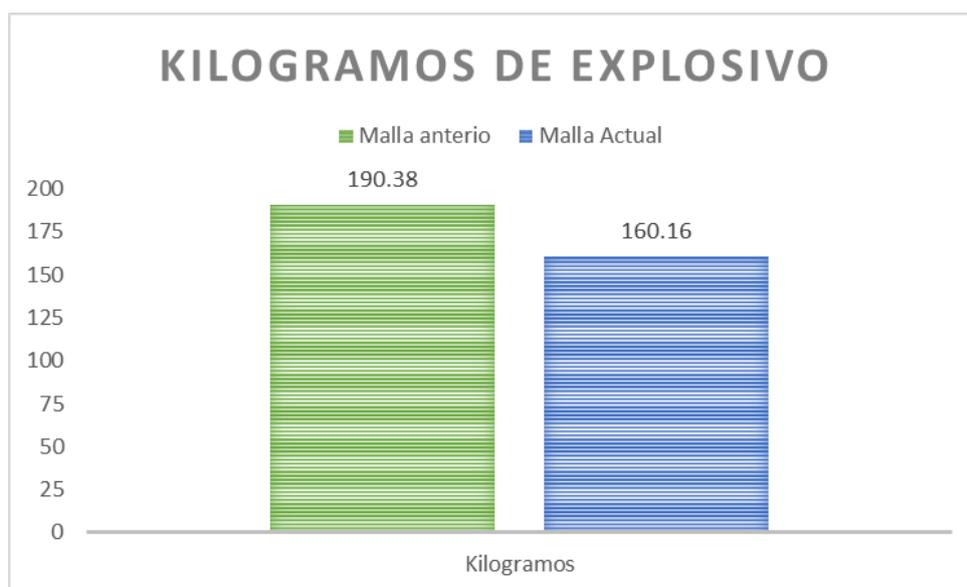
En la tabla N° 4.10 se tiene los kilogramos usados en el disparo y el volumen limpiado obteniendo el factor de carga.

*Tabla 4.10: Factor de carga.*

Descripción	Kilogramos	Volumen	Factor de carga
Malla anterior	190.38	59.4	3.47
Malla Actual	160.16	63.5	2.52

**Fuente:** Elaboración propia.

En la figura N° 4.3 se muestra la diferencia de kilogramos de explosivo usado en la voladura con la anterior y nueva malla de perforación y voladura.



**Figura 4.3:** Comparación de kilogramos de explosivo por disparo.

**Fuente:** Elaboración propia.

***Optimización de costos en perforación y voladura.***

En la tabla 4.11 se tiene los datos de costos por metro lineal de los colaboradores y tareas realizadas en la perforación y voladura en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III.

Tabla 4.11: Resumen de los costos generales.

Descripción	Costo por metro lineal	
	Actual	Anterior
Mano de obra	\$22.73	\$31.54
Aceros de perforación	\$42.58	\$52.08
Implementos de seguridad	\$0.68	\$0.93
Equipo en operación	\$33.99	\$47.16
Explosivos y acc. Voladura	\$115.03	\$157.72
<b>Total</b>	<b>\$215.01</b>	<b>\$289.43</b>

Fuente: Elaboración propia.

En la figura 4.4 se analiza la diferencia de costo y en la figura N° 4.5 se muestra el porcentaje de los costos con la nueva malla.

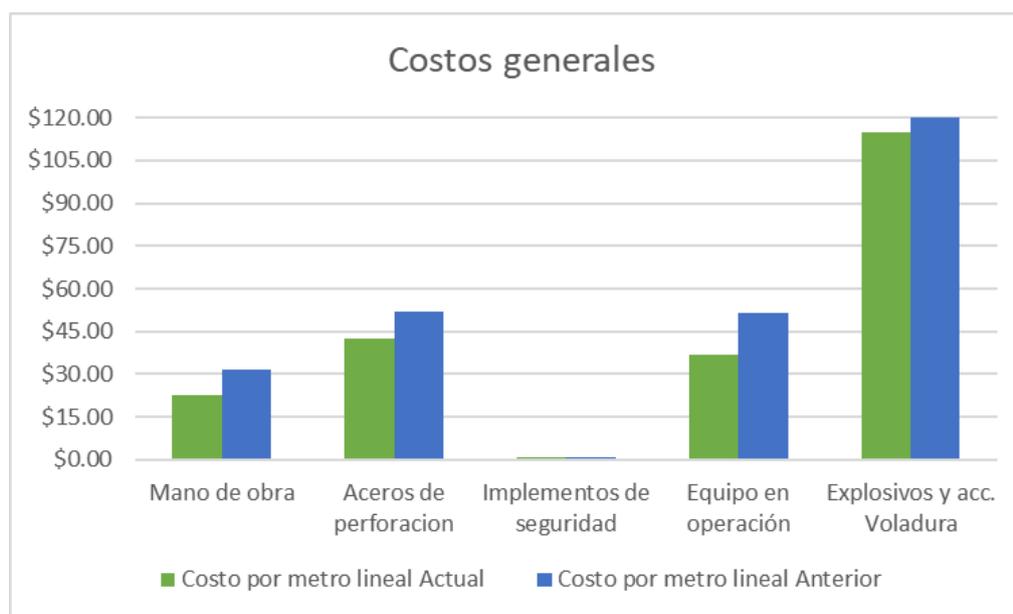
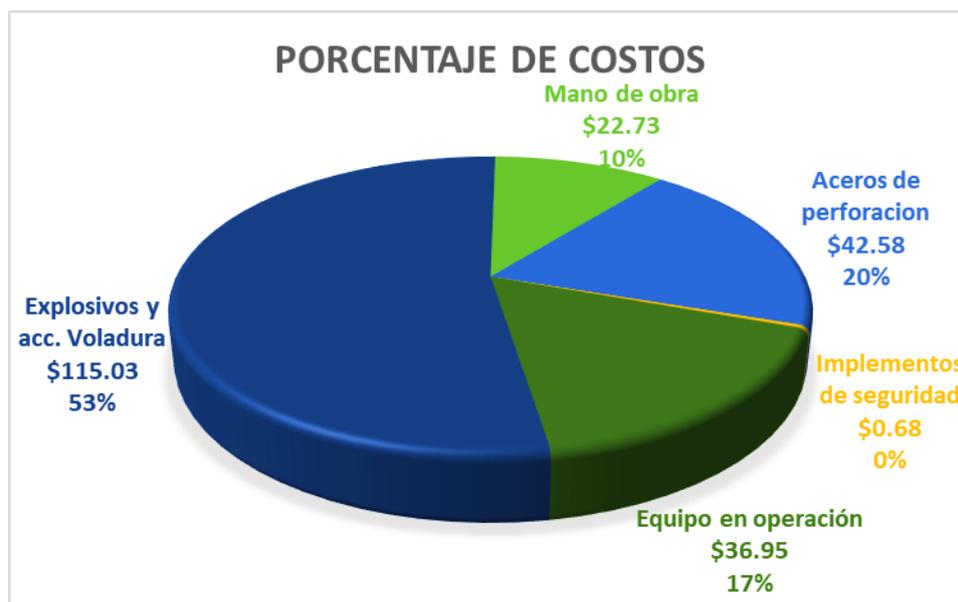


Figura 4.4: Comparación del costo actual y anterior por metro de avance.

Fuente: Elaboración propia.



**Figura 4.5:** Porcentaje de costos actuales en la perforación y voladura.  
**Fuente:** Elaboración propia.

#### 4.16 Discusiones de los resultados.

(Chipana Tito, 2015). En su tesis “Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata minera Cavilquis-Corporación minera Ananea S.A” redujo el número de taladros de 45 taladros perforados a 42 taladros perforados según el análisis de cálculos matemáticos y la geología de la roca. También (Rojas Aparco & Flores Solano, 2017). En su tesis “Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en el nivel 1590 crucero 520 de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. minería y construcción - Caraveli - Arequipa” logro disminuir de 34 taladros perforados a 31 taladros perforados, en función a las condiciones geomecánicas del macizo rocozo y los cálculos matemáticos basado al método de Holmberg. En este trabajo se llegó a disminuir de 65 taladros a 52 taladros perforados en una sección de 4.0 m x 4.50 m. en la central hidroeléctrica San Gabán III, utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg para el cálculo y diseño de malla. Concluyo que usando un modelo matemático Holmberg distribuye los taladros en el diseño de la malla de perforación reduciendo el número de taladros en los trabajos mencionados por tal motivo digo

que el modelo matemático Holmberg es una opción eficiente en perforación y voladura.

(Apaza Quispe, 2013). En su tesis “Mejoramiento del avance lineal en labores de desarrollo contratistas IESA S.A. U.M. Arcata” con el diseño de malla de perforación y voladura calculada, empleando el método de Holmberg y su aplicación en las labores de desarrollo de la mina Arcata, se obtuvieron avance que fluctúan alrededor de 3.0 m. y (Choque Velarde, 2017). En su tesis “Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en Cía. minera Ares S.A.C. – U.O. Arcata” logra una eficiencia de voladura en cuanto a avances lineales, de un promedio de: 2.33 m/disparo a un avance promedio de 2.97 m/disparo usando el modelo Holmberg. En el presente trabajo se llegó a mejorar un avance lineal de 2.77 m/disparo a 3.55 m/disparo del túnel ventana 01 de sección 4.00 m x 4.50 m. Por tal motivo concluyo que usando el modelo matemático Holmberg se llega a mejorar el avance lineal en el frente de trabajo y recomiendo su aplicación.

(Quispe Arpi, 2013). En su tesis “Planeamiento en la construcción del túnel 4 y diseño de malla de perforación con jumbo en la roca I, II, y III, En La Cía. Minera Arcata S.A.” diseño la malla de perforación, se hizo con el método de Holmberg, donde resulto el factor de carga en el mes de Mayo 2013 fue de  $1,97 \text{ Kg/m}^3$  y al 16 de Junio del 2013 se tiene un factor de carga de  $1,91 \text{ Kg/m}^3$ . En el presente trabajo haciendo los cálculos según el modelo matemático de Holmberg se redujo el factor de carga de  $3.47 \text{ Kg/m}^3$  a  $2.52 \text{ Kg/m}^3$  en el túnel ventana 01 del proyecto hidroeléctrico San Gabán III. Usando el modelo matemático Holmberg se llega a reducir el factor de carga como se muestra en los trabajos ya mencionados, recomiendo su aplicación.

(Villanueva Paucar & Manrique Quichica, 2016). En su tesis “Optimización de la perforación y voladura para mejorar la profundización de la unidad San Cristóbal de la compañía minera Volcán S.A.A.” al aplicar el arranque hexagonal especialmente en terrenos con un  $\text{RMR} > 41$ , facilita proveer caras libres adicionales a los demás cuadrantes. En este trabajo se usó el arranque hexagonal con un burden

de 20 centímetros, además la ventaja de este tipo de arranque es que el rendimiento de avance por disparo es eficiente. Aplicando el arranque hexagonal tenemos tres caras libres en el arranque por tal motivo recomiendo usar este arranque porque es confiable.

(Taipe Obregon & Marcañaupa Chancas, 2015). En su tesis “Implementación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura en frentes de avance, en la mina San Cristóbal de la Cía. minera Bateas S.A.C.” con el diseño de malla de perforación y voladura ha reducido los costos, ya que en el mes de enero el costo de avance era de 505 US\$/m, y en el mes de marzo luego de aplicar la nueva malla de perforación y voladura, el costo es de 340 US\$/ por metro lineal de avance en frentes de 3 x 3 metros, en el presente trabajo aplicando la nueva malla se optimizó el costo de avance lineal de 289.43 US\$/m a 215.01 US\$/m en el túnel ventana 01 con una sección de 4.00 m x 4.50 m. Concluyo que implementando un diseño de malla de perforación y voladura bien distribuido se logra optimizar los costos en perforación y voladura.

## CONCLUSIONES

Se estandariza la nueva malla de perforación y voladura, logrando reducir la cantidad de taladros mediante el diseño de malla por el modelo matemático Holmberg de 65 taladros perforados a 52 taladros perforados y tener una buena distribución de acuerdo a los resultados obtenidos de los cálculos del burden y espaciamiento entre taladros en la sección del túnel.

Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura por el método Roger Holmberg modificado implementado en la construcción del túnel se logró una eficiencia en cuanto a avances lineales de 2.77 metros a 3.55 metros y de esta manera se mejoró el avance lineal en el túnel, logrando cumplir el planeamiento mensual programado en avance lineal.

Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura implementado en el proyecto hidroeléctrico se logra reducir el factor de carga explosiva de  $3.47 \text{ Kg/m}^3$  a  $2.52 \text{ Kg/m}^3$ , obteniendo una voladura controlada y no tener sobre excavación, mayor control de los hastiales y corona distribuyendo el explosivo de acuerdo a los cálculos realizados.

## RECOMENDACIONES

Se recomienda trabajar con el burden practico y espaciamiento todo el diseño de la malla, para calcular el número de taladros se tiene que tomar en cuenta el perímetro del túnel, área del túnel, distancia entre taladros, factor de roca y el valor de  $\pi$ . Para tener un resultado confiable se tiene que trabajar con geomecánica para determinar el tipo de roca en este proyecto se trabajó con un RMR de 41 a 60.

Se recomienda planificar el avance diario para lograr alcanzar las metas trazadas, supervisión constante, pintado de malla en el frente de perforación, mantener el paralelismo, comunicación constante del operador de jumbo y ayudante.

Programar capacitaciones constantes sobre temas de perforación y voladura a todos los colaboradores, realizar voladuras controladas en el frente de trabajo para reducir el consumo de explosivos y no tener una sobre excavación en el túnel, hacer el cálculo de explosivos usando el burden y la longitud de la barra efectiva perforada, en los hastiales y corona usar cañas.

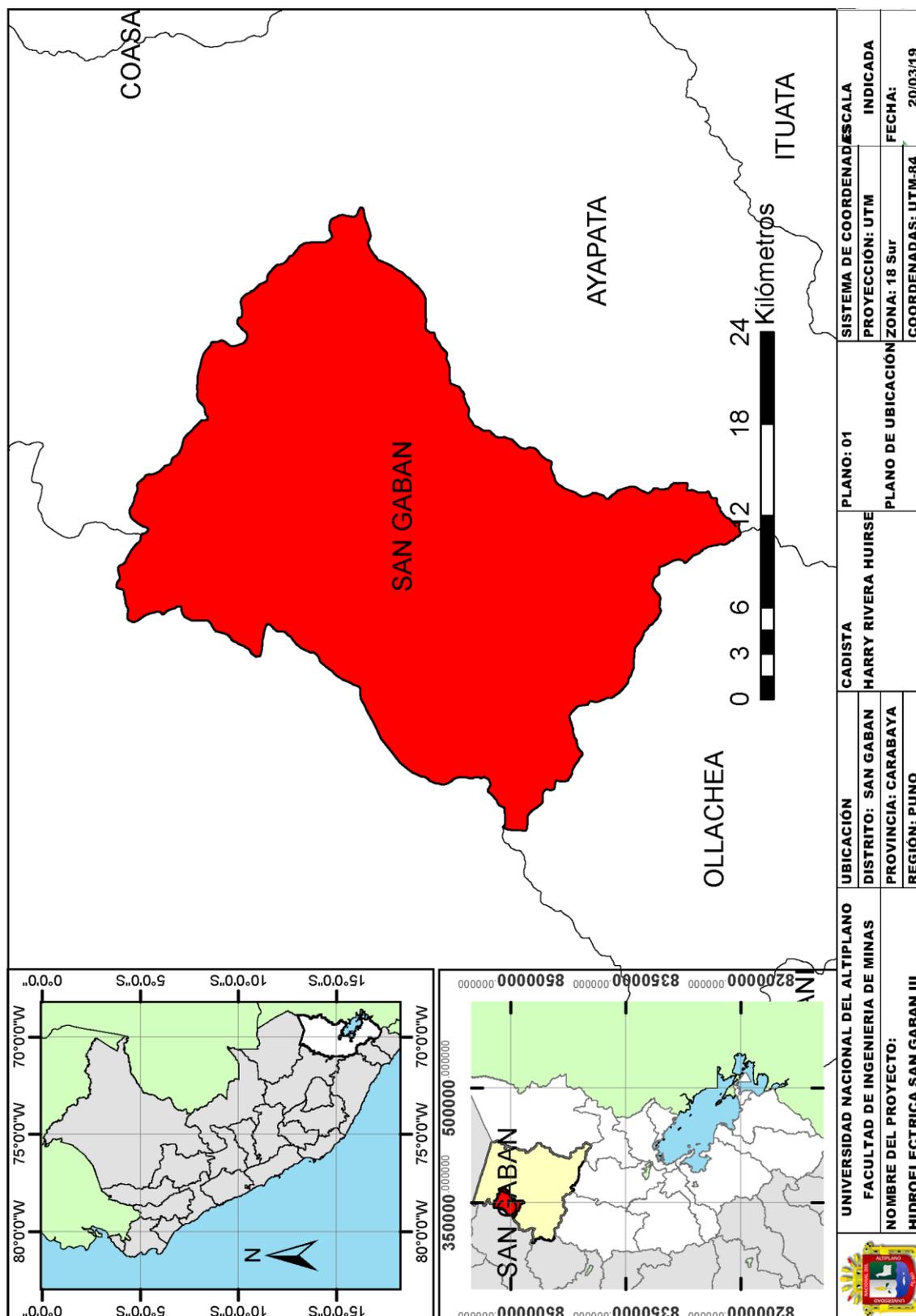
## REFERENCIAS

- Agreda T., C. (1993). *Curso de Modelización Matemática de la Voladura de Rocas*.
- Apaza Quispe, D. (2013). *Mejoramiento del avance lineal en labores de desarrollo contratistas IESA S.A. U.M. Arcata*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera, H. (2013). *Movimiento de Tierras*.
- Camac Torres, A. (2001). *Tecnología de explosivos*. Puno: Facultad de ingeniería de minas.
- Carrasco Rojas, P. (2015). *Aplicación del método holmberg para optimizar la malla de perforación y voladura en la unidad parcoy- cia. consorcio minero horizonte s.a.* Ayacucho: Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.
- Chavez Flores, Y. (2018). *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*. Huaraz: Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo.
- Chipana Tito, R. (2015). *Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata minera Cavilquis-Corporación minera Ananea S.A.* Puno: Universidad Nacional Del Altiplano.
- Choque Velarde, E. (2017). *Diseño de perforación y voladura por el método roger holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en Cía minera Ares S.A.C. – U.O. Arcata*. Puno: Universidad nacional del altiplano.
- Enaex. (2014). *Manual de Perforación y Voladura*. Puno.
- Exsa. (2006). *Diseño de voladuras subterráneas, túneles y galerías*. Lima: Exsa.
- Holmberg, R. (1979). *Desing of Tunnel Perimeter Blast-hole Patterns to Prevent Rock Damage*.
- Holmberg, R. (2001). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. Estados Unidos: CRC Press.
- Instituto Geológico y Ministerio de España. (s.f.). (s.f.). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. España.
- Lopez Jimeno, C. (2001). *Manual de perforación y voladura de rocas*. España: instituto Tecnológico Geominero de España.
- Loza Carazas, R. (2013). *Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa minera Aurífera Retamas S.A.* Tacna: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
- Ponce R, F. (2014). *Costos, Presupuestos y Valorizaciones en las Operaciones Mineras*.

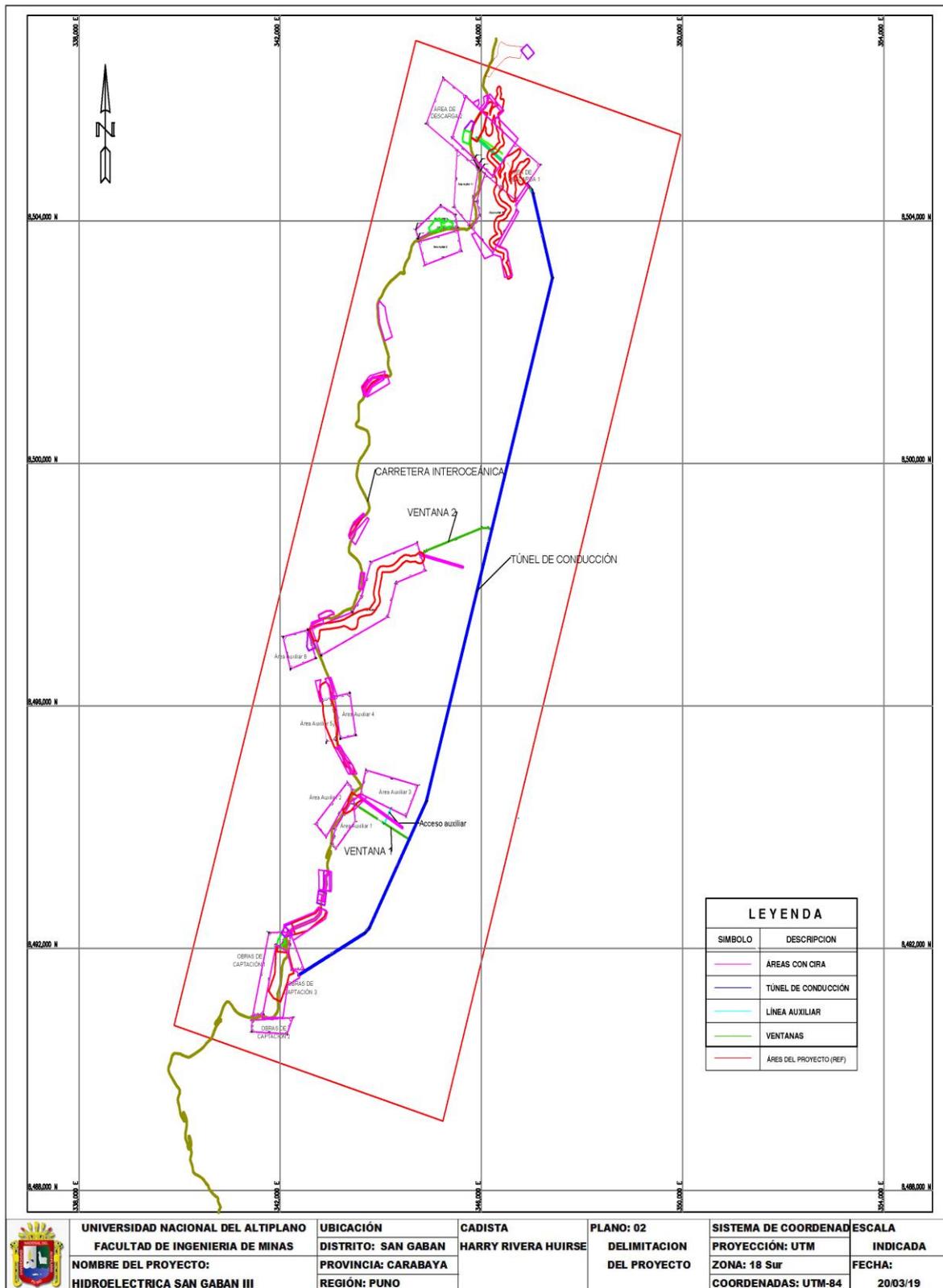
- Quezada Jacobo, W. (2017). *Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en frentes de 3.5m\*3m en roca tipo II veta Papagayo mina Poderosa*. Trujillo: Universidad Nacional de Trujillo.
- Quispe Arpi, C. (2013). *Planeamiento en la construcción del túnel 4 y diseño de malla de perforación con jumbo en la roca I, II, y III, En La Cia. Minera Arcata S.A.* Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Quispe Gaspar, J. (2014). *El modelo matemático de Holmberg como alternativa en el diseño de mallas de perforación para optimizar las operaciones de voladura subterránea en la Cia. minera Casapalca S.A.* Huancavelica: Universidad Nacional de Huancavelica.
- Rojas Aparco, K., & Flores Solano, Y. (2017). *Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en el nivel 1590 cruce 520 de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. minería y construcción - Caraveli - Arequipa*. Huancavelica: Universidad Nacional de Huancavelica.
- Taipe Obregon, J., & Marcañaupa Chancas, D. (2015). *Implementación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura en frentes de avance, en la mina San Cristóbal de la Cia. minera Bateas S.A.C.* Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Villanueva Paucar, M., & Manrique Quichica, R. (2016). *Optimización de la perforación y voladura para mejorar la profundización de la unidad San Cristóbal de la compañía minera Volcan S.A.A.* Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.

# ANEXOS

Anexo 1: Plano de ubicación (escala gráfica).

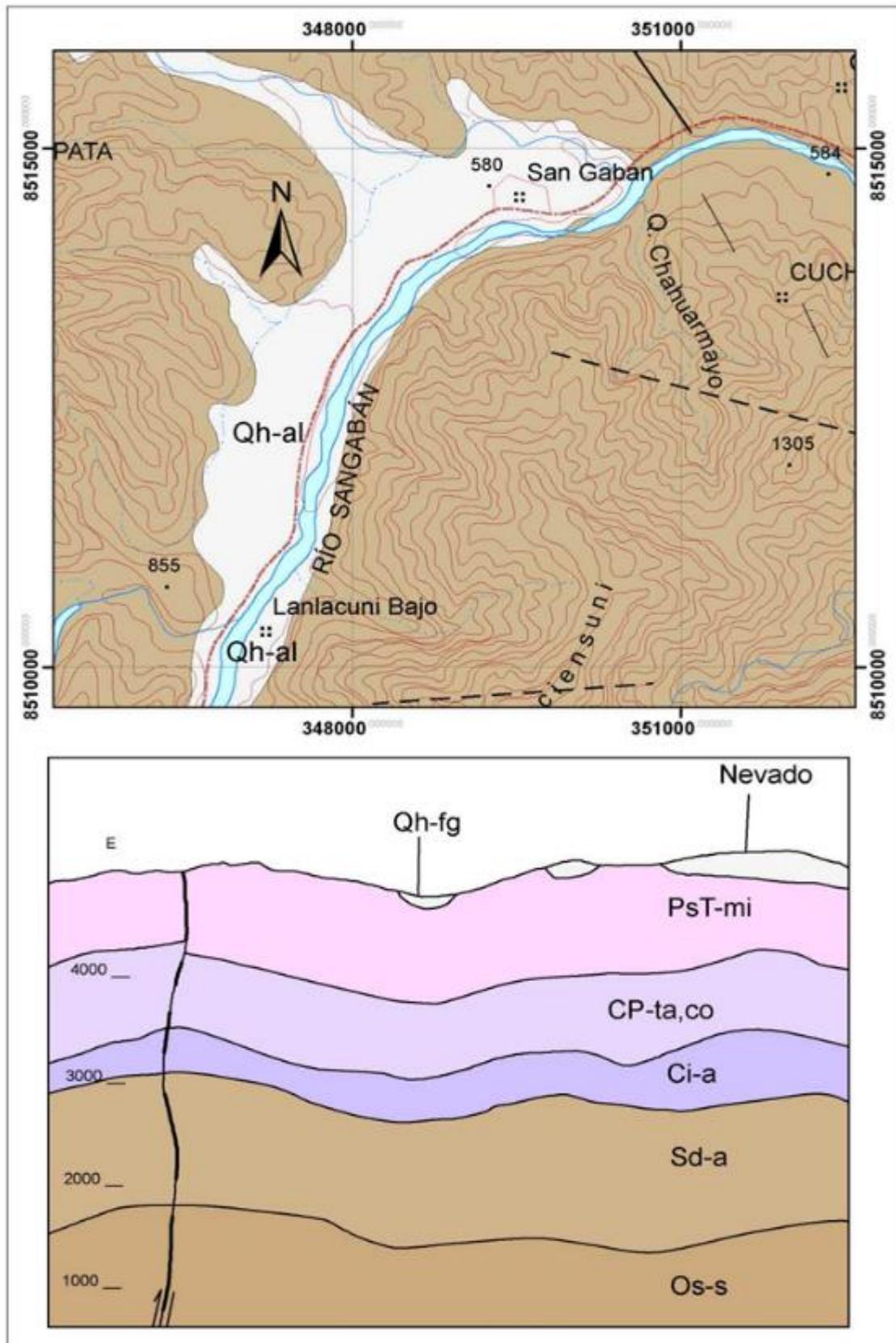


Anexo 2: Plano planimétrico del proyecto (escala gráfica).





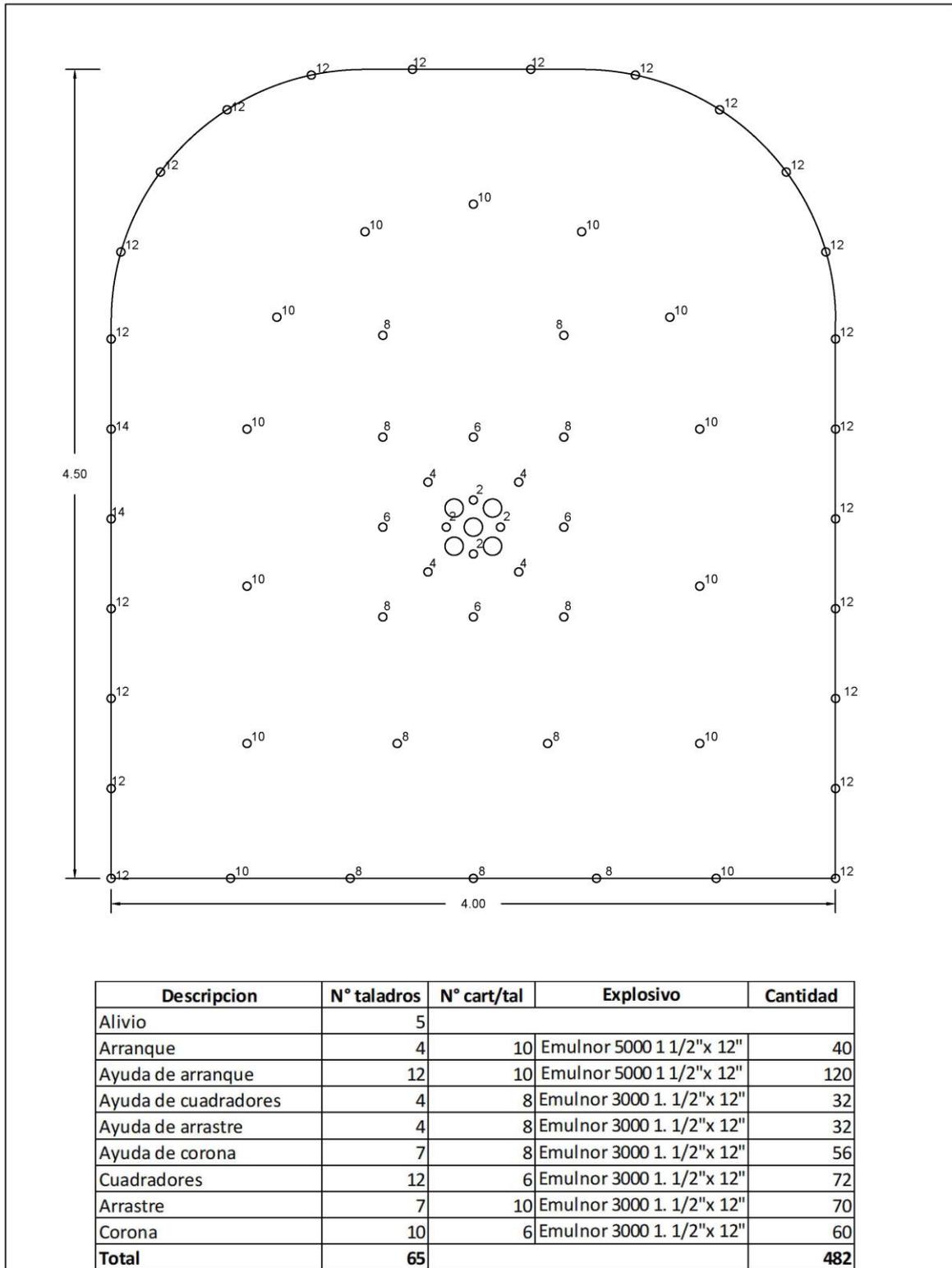
Anexo 4: Mapa geológico local del distrito de San Gabán.



Anexo 5: Matriz de consistencia.

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGIA
<p>PROBLEMA GENERAL</p> <p>¿Cómo optimizará la perforación y voladura en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg?</p> <p>PROBLEMAS ESPECIFICOS</p> <p>➤ ¿Cómo influirá el modelo Roger Holmberg en el diseño de la malla de perforación y voladura?</p> <p>➤ ¿Se podrá mejorar el avance, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg?</p> <p>➤ ¿Cuál será el factor de carga de explosivo para la voladura, según el modelo matemático de Roger Holmberg?</p>	<p>OBJETIVO GENERAL</p> <p>Optimizar las operaciones de perforación y voladura en el túnel de la central hidroeléctrica San Gabán III, mediante la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg.</p> <p>OBJETIVO ESPECIFICOS</p> <p>➤ Diseñar la malla de perforación y voladura a partir del modelo matemático Roger Holmberg</p> <p>➤ Mejorar el avance, empleando el modelo matemático de Roger Holmberg.</p> <p>➤ Reducir el factor de carga para la voladura, según el modelo matemático Roger Holmberg.</p>	<p>HIPOTESIS GENERAL</p> <p>La aplicación del modelo matemático Roger Holmberg optimizara la perforación y voladura en el túnel central hidroeléctrica San Gabán III.</p> <p>HIPOTESIS ESPECIFICOS</p> <p>•Diseñando la malla de perforación y voladura aplicando el método Holmberg se reducirá el número de taladros.</p> <p>•Empleando el modelo matemático de Roger Holmberg se mejora el avance por disparo</p> <p>•Se reducirá el factor de carga de la voladura en el túnel central hidroeléctrica San Gabán III.</p>	<p>VARIABLE INDEPENDIENTE</p> <p>Característica del túnel en su conjunto de labores de la empresa CWE Perú en la central hidroeléctrica San Gabán III.</p> <p>VARIABLE DEPENDIENTE</p> <p>Optimización la perforación y voladura mediante el control de parámetros tales como burden, espaciamiento, distribución de taladros y la carga explosiva</p>	<p>MÉTODO DE INVESTIGACIÓN</p> <p>La presente investigación es del tipo aplicado, cuantitativo y cuasi experimental.</p> <p>NIVEL DE INVESTIGACIÓN</p> <p>La metodología de esta actividad consistirá en la evaluación de las operaciones de perforación y voladura en labores de preparación</p> <p>POBLACION Y MUESTRA</p> <p>La población para este trabajo de investigación está constituida por las labores del proyecto central Hidroeléctrica San Gabán III.</p> <p>muestra</p> <p>La muestra está constituida por el túnel del proyecto central Hidroeléctrica San Gabán III .</p>

Anexo 6: Malla de perforación anterior.





Anexo 8: Control de avance real de la anterior malla.

CONTROL DE AVANCES DIARIO - C.H. SAN GABAN III														
PROGRAMADO MENSUAL		156 METROS			LONGITUD DE BARRA			12 PIES			CUMPLIDO (%)		92%	
EQUIPO A USAR		JUMBO DE DOS BRAZOS			PERF. EFECTIVA			11 PIES			SALDO (%)		8%	
SUPERVISOR		HARRY RIVERA			DENSIDAD DE ROCA			2.7			ACUMULADO (%)		0%	
MES	DIA	TURNO	ZONA	LABOR	SECCIÓN	PROG. m/guard	TAL. PERF	TAL. CARC	PERF EFECT	AVC REA	EFF/DIS P (%)	ROTURA (m3)	TM	CUMPLIMIENTO (%)
DICIEMBRE	01/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	01/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	03/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.60	78%	36.32	98.07	87%
DICIEMBRE	03/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.60	78%	36.32	98.07	87%
DICIEMBRE	04/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	04/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.60	78%	36.32	98.07	87%
DICIEMBRE	05/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	05/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	3.00	90%	48.36	130.57	100%
DICIEMBRE	06/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.90	87%	45.19	122.01	97%
DICIEMBRE	06/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	3.00	90%	48.36	130.57	100%
DICIEMBRE	07/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	07/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	08/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	08/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.60	78%	36.32	98.07	87%
DICIEMBRE	10/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	10/02/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	11/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	11/02/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	12/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.90	87%	45.19	122.01	97%
DICIEMBRE	12/02/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.90	87%	45.19	122.01	97%
DICIEMBRE	13/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.60	78%	36.32	98.07	87%
DICIEMBRE	13/02/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	14/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	14/02/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.60	78%	36.32	98.07	87%
DICIEMBRE	15/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	15/02/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	17/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.90	87%	45.19	122.01	97%
DICIEMBRE	17/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.90	87%	45.19	122.01	97%
DICIEMBRE	18/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	18/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.90	87%	45.19	122.01	97%
DICIEMBRE	19/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	19/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	20/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.90	87%	45.19	122.01	97%
DICIEMBRE	20/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	21/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	3.00	90%	48.36	130.57	100%
DICIEMBRE	21/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	22/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.90	87%	45.19	122.01	97%
DICIEMBRE	22/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.90	87%	45.19	122.01	97%
DICIEMBRE	24/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	24/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	25/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.60	78%	36.32	98.07	87%
DICIEMBRE	25/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.60	78%	36.32	98.07	87%
DICIEMBRE	26/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	26/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	27/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.90	87%	45.19	122.01	97%
DICIEMBRE	27/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	28/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	3.00	90%	48.36	130.57	100%
DICIEMBRE	28/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.80	84%	42.13	113.74	93%
DICIEMBRE	29/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.90	87%	45.19	122.01	97%
DICIEMBRE	29/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%
DICIEMBRE	31/12/18	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.60	78%	36.32	98.07	87%
DICIEMBRE	31/12/18	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	65	60	3.35	2.70	81%	39.17	105.76	90%

Anexo 9: Control de avance con la nueva malla.

CONTROL DE AVANCES DIARIO - C.H. SAN GABAN III														
PROGRAMADO MENSUAL		162 METROS			LONGITUD DE BARRA			14 PIES		CUMPLIDO (%)			118%	
EQUIPO A USAR		JUMBO DE DOS BRAZOS			PERF. EFECTIVA			13 PIES		SALDO (%)			0%	
SUPERVISOR		HARRY RIVERA			DENSIDAD DE ROCA			2.7		ACUMULADO			18%	
MES	DIA	TURNO	ZONA	LABOR	SECCIÓN	PROG. m/guard	TAL PER	TAL CARG	PERF EFECT	AVC REA	EFF/DISP (%)	ROTURA (m3)	TM	CUMPLIMIENTO (%)
ENERO	01/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	01/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	02/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	02/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.70	95%	63.18	170.60	123%
ENERO	03/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	03/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.70	95%	63.18	170.60	123%
ENERO	04/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	04/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	05/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.70	95%	63.18	170.60	123%
ENERO	05/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	07/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	07/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.20	82%	47.26	127.61	107%
ENERO	08/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.10	79%	44.35	119.76	103%
ENERO	08/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.40	87%	53.35	144.06	113%
ENERO	09/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.70	95%	63.18	170.60	123%
ENERO	09/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	10/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	10/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	11/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	11/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	12/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.70	95%	63.18	170.60	123%
ENERO	12/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	14/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	14/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.70	95%	63.18	170.60	123%
ENERO	15/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	15/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	16/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	16/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.70	95%	63.18	170.60	123%
ENERO	17/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	17/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	18/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	18/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.40	87%	53.35	144.06	113%
ENERO	19/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.30	85%	50.26	135.71	110%
ENERO	19/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	21/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	21/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.30	85%	50.26	135.71	110%
ENERO	22/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	22/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	23/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	23/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	24/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	24/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	25/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.70	95%	63.18	170.60	123%
ENERO	25/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	26/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.70	95%	63.18	170.60	123%
ENERO	26/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	28/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	28/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	29/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.70	95%	63.18	170.60	123%
ENERO	29/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	30/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.60	92%	59.82	161.50	120%
ENERO	30/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.40	87%	53.35	144.06	113%
ENERO	31/01/19	DIA	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%
ENERO	31/01/19	NOCHE	Acceso 01	Ventana 01	4 x 4.5 m	3	52	48	3.90	3.50	90%	56.54	152.65	117%

Anexo 10: Control de tiempo en perforación.

CONTROL DE TIEMPOS - CHINA INTERNETIONAL WATER CORP PERU				
FECHA:		1/01/2019		
DEPARTAMENTO / ACTIVIDAD		OPERACIONES / PERFORACIÓN		
ZONA		ACCESO 01 / VENTANA 01		
NOMBRE DEL SUPERVISOR		HARRY RIVERA HUIRSE		
C O N T R O L  D E  T I E M P O S  D E  P E R F O R A C I O N	N° TALADRO	TIEMPOS(min)	TIEMPO DE POSICIONAMIENTO	ESCARIADO
	1	00:02:31	00:00:13	00:05:34
	2	00:02:22	00:00:14	00:05:38
	3	00:01:43	00:00:15	00:07:04
	4	00:02:30	00:00:12	00:05:09
	5	00:02:44	00:00:27	
	6	00:02:33	00:00:14	
	7	00:02:38	00:00:13	
	8	00:02:44	00:00:14	
	9	00:03:44	00:00:35	
	10	00:02:45	00:00:12	
	11	00:02:44	00:00:49	
	12	00:02:54	00:00:14	
	13	00:02:31	00:00:33	
	14	00:02:22	00:00:14	
	15	00:01:43	00:00:19	
	16	00:02:30	00:00:18	
	17	00:02:44	00:00:22	
	18	00:02:33	00:00:44	
	19	00:02:38	00:00:23	
	20	00:02:44	00:00:13	
	21	00:03:44	00:00:14	
	22	00:02:45	00:00:15	
	23	00:02:44	00:00:12	
	24	00:02:54	00:00:27	
	25	00:02:31	00:00:14	
	26	00:02:22	00:00:13	
	27	00:01:43	00:00:14	
	28	00:02:30	00:00:35	
	29	00:02:44	00:00:12	
	30	00:02:33	00:00:49	
	31	00:02:45	00:00:14	
	32	00:02:44	00:00:33	
	33	00:02:54	00:00:14	
	34	00:02:31	00:00:19	
	35	00:02:22	00:00:18	
	36	00:01:43	00:00:22	
	37	00:02:30	00:00:44	
	38	00:02:44	00:00:23	
	39	00:02:33	00:00:13	
	40	00:02:45	00:00:14	
	41	00:02:44	00:00:15	
	42	00:02:54	00:00:42	
	43	00:02:31	00:00:27	
	44	00:02:22	00:00:24	
	45	00:01:43	00:00:23	
	46	00:02:30	00:00:14	
	47	00:02:44	00:00:35	
	48	00:02:33	00:00:12	
	49	00:02:22	00:00:49	
	50	00:01:43	00:00:14	
	51	00:02:30	00:00:33	
	52	00:02:35	00:00:23	
<b>TOTAL:</b>		<b>02:12:49</b>	<b>00:18:45</b>	<b>00:23:25</b>
<b>TIEMPO DE PERFORACION CON JUMBO 2 BRAZOS</b>				<b>01:27:29</b>