

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



**“APLICACIÓN DE MODELOS MATEMÁTICOS DE FRAGMENTACIÓN PARA LA  
REDUCCIÓN DE COSTOS, EN PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL TAJO JESICA,  
MINA ARUNTANI S.A.C. – 2016”**

**TESIS**

**PRESENTADO POR:**

**BACH. CHICLLA DOMINGUEZ, Manuel Augusto**

**BACH. ZEGARRA AYQUIPA, Ignacio**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO  
DE MINAS**

**ABANCAY – PERÚ**

**2019**



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




TESIS

“APLICACIÓN DE MODELOS MATEMÁTICOS DE FRAGMENTACIÓN PARA LA  
REDUCCIÓN DE COSTOS, EN PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL TAJO JESICA,  
MINA ARUNTANI S.A.C. – 2016”

Presentado por **MANUEL AUGUSTO CHICLLA DOMINGUEZ Y IGNACIO  
ZEGARRA AYQUIPA**, para optar el Título de: INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el 18 de enero del 2019 ante el jurado:

**Presidente:**

  
\_\_\_\_\_  
Ing. Hilario Carrasco Kolque

**Primer Miembro:**

  
\_\_\_\_\_  
Ing. Darío Dante Sánchez Castillo

**Segundo Miembro:**

  
\_\_\_\_\_  
Ing. Darwin Duhamel Loayza Encalada

**Asesor:**

  
\_\_\_\_\_  
Ing. Franklin Aguirre Huilcas

### **AGRADECIMIENTO**

Agradecemos a la labor que realizan los catedráticos de la Facultad de Ingeniería de Minas de la UNAMBA-APURIMAC, en especial a quienes fueron mis docentes y a los ingenieros de la mina Aruntani s.a.c. que nos brindaron su apoyo para poder realizar el proyecto de investigación; así mismo a nuestro asesor que nos brindó siempre su apoyo.



## DEDICATORIA

A Dios y a mis padres que están en el cielo y a mis hermanos que siempre me brindaron su apoyo incondicional.

**Ignacio ZEGARRA AYQUIPA**

*Esta tesis va dedicada a mis padres, quienes con su enseñanza hicieron de mí un hombre justo y responsable y a mi esposa y querida niña, a quien quiero con el corazón y a mis hermanos por su apoyo incondicional.*

**Manuel Augusto CHICLLA DOMINGUEZ**

## ÍNDICE DE CONTENIDO

<b>INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>1</b>
<b>RESUMEN .....</b>	<b>2</b>
<b>ABSTRACT .....</b>	<b>3</b>
<b>CAPÍTULO I.....</b>	<b>4</b>
<b>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA .....</b>	<b>4</b>
1.1 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA .....	4
1.2. ENUNCIADO.....	4
1.2.1. <i>Problema General</i> .....	4
1.2.2. <i>Problemas Específicos</i> . ....	5
1.3. OBJETIVOS.....	5
1.3.1. <i>Objetivo general</i> .....	5
1.3.2. <i>Objetivos específicos</i> .....	5
1.4. JUSTIFICACIÓN.....	5
1.5. DELIMITACIÓN.....	6
1.5.1. <i>Delimitación Espacial</i> .....	6
1.5.2. <i>Delimitación temporal</i> .....	6
<b>CAPÍTULO II.....</b>	<b>7</b>
<b>MARCO TEÓRICO .....</b>	<b>7</b>
2.1. ANTECEDENTES .....	7
2.2. MARCO REFERENCIAL .....	8
2.2.1. <i>Propiedades Geomecánicas de la roca</i> .....	8
2.2.2. <i>Diseño de Malla de perforación ARUNTANI:</i> .....	12
2.2.3. <i>Fragmentación</i> . ....	13
2.2.4. <i>Costos</i> . ....	13
2.2.5. <i>Perforación</i> . ....	13
2.2.6. <i>Concepto básico de voladura de rocas</i> .....	16
2.2.7. <i>Modelos matemáticas y diseño de voladura</i> .....	26
2.2.8. <i>Voladura de bancos</i> .....	28
2.2.9. <i>Los agentes de voladura</i> .....	29
2.2.10. <i>Accesorios de voladura</i> .....	30
2.2.11. <i>Cálculo y distribución de la carga explosiva</i> .....	33
2.2.12. <i>Retardos en voladuras de banco</i> .....	37
2.2.13. <i>Análisis de la fragmentación</i> .....	38
2.2.14. <i>Estimación del factor de roca</i> . ....	40
2.2.15. <i>Predicción de la fragmentación en la voladura de rocas a través de modelos matemáticos</i> . ....	40
2.2.16. <i>Modelos de la utilización de otros explosivos</i> . ....	42
2.2.17. <i>Distribución del tamaño</i> . ....	43
2.2.18. <i>Índice de uniformidad (n)</i> .....	44
2.2.19. <i>Índice de volabilidad (IV)</i> .....	45
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.....	46
2.4. CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN.....	50
2.4.1. <i>Reseña histórica</i> .....	50
2.4.2. <i>Ubicación</i> .....	50
2.4.3. <i>Accesibilidad</i> .....	52
2.4.4. <i>Geomorfología</i> .....	52
2.4.5. <i>Unidades Geomorfológicas de Origen Glacial</i> .....	54
2.4.6. <i>Procesos Geomorfológicos</i> .....	56

2.4.7.	<i>GEOLOGÍA</i> .....	57
2.4.8.	<i>Depósitos Fluvioglaciares</i> .....	57
2.4.9.	<i>Geología Estructural</i> .....	59
2.4.10.	<i>Geología Local</i> .....	59
2.4.11.	<i>Geología del Depósito Mineral Jessica</i> .....	61
2.4.12.	<i>Reservas minerales</i> .....	68
2.4.13.	<i>Plan de minado</i> .....	70
2.4.14.	<i>Operaciones</i> .....	77
<b>CAPÍTULO III</b> .....		<b>80</b>
<b>DISEÑO METODOLÓGICO</b> .....		<b>80</b>
3.1.	DEFINICIÓN DE VARIABLES .....	80
3.1.1.	<i>Variable independiente</i> .....	80
3.1.2.	<i>Variables dependientes</i> .....	80
3.1.3.	<i>Indicadores</i> .....	80
3.1.4.	<i>Índices</i> .....	80
3.2.	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES .....	80
3.3.	HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN .....	82
3.3.1.	<i>Hipótesis General</i> .....	82
3.3.2.	<i>Hipótesis Específicos</i> .....	82
3.4.	TIPO Y DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN .....	82
3.4.1.	<i>Tipo de investigación</i> .....	82
3.5.	POBLACIÓN Y MUESTRA .....	83
3.5.1.	<i>Población</i> .....	83
3.5.2.	<i>Muestra</i> .....	83
3.5.3.	<i>Técnicas de muestreo</i> .....	83
3.5.4.	<i>Tamaño y cálculo de la muestra</i> .....	84
3.6.	PROCEDIMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN .....	84
3.6.1.	<i>Perforación</i> .....	84
3.6.2.	<i>Voladura</i> .....	84
3.6.3.	<i>Caracterización del macizo rocoso</i> .....	84
3.6.4.	<i>Evaluación geomecánica de la masa rocosa</i> .....	85
3.6.5.	<i>Mapeo geológico</i> .....	86
3.6.6.	<i>Diseño de amarre</i> .....	89
3.6.7.	<i>Plano de influencia</i> .....	90
3.7.	INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN .....	90
<b>CAPÍTULO IV</b> .....		<b>91</b>
<b>RESULTADOS</b> .....		<b>91</b>
4.1.	DESCRIPCIÓN DE LOS RESULTADOS .....	91
4.1.1.	<i>Análisis del primer objetivo específico</i> .....	91
4.1.2.	<i>Análisis del segundo objetivo específico</i> .....	111
4.1.3.	<i>Análisis del tercer objetivo específico</i> .....	113
4.1.4.	<i>Análisis del cuarto objetivo específico</i> .....	119
4.2.	CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS .....	121
4.2.3.	<i>Hipótesis estadísticas</i> .....	121
4.3.	DISCUSIÓN DE RESULTADOS .....	121
<b>CAPÍTULO V</b> .....		<b>123</b>
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b> .....		<b>123</b>
5.1.	CONCLUSIONES .....	123
5.2.	RECOMENDACIONES .....	124
<b>BIBLIOGRAFÍA</b> .....		<b>125</b>

<b>ANEXOS .....</b>	<b>127</b>
ANEXO N° 1 MATRIZ DE CONSISTENCIA .....	127
ANEXO N° 2 PLANO DE TAJO JESICA.....	130
ANEXO N° 3 PLANO DE PAD DE LIXIVIACIÓN .....	130
ANEXO N° 4 PLANO DE SECCIONES TRANSVERSALES DEL PAD DE LIXIVIACIÓN.....	130

## ÍNDICE DE TABLAS

TABLA N°1 PARÁMETROS RESISTENCIA DE LA ROCA .....	9
TABLA N°2 ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA RQD .....	9
TABLA N°3 SEPARACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES .....	10
TABLA N°4 CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES.....	10
TABLA N°5 CONTINUIDAD O PERSISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES.....	10
TABLA N°6 RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES .....	11
TABLA N°7 RELLENO DE LAS DISCONTINUIDADES .....	11
TABLA N°8 ALTERACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES.....	11
TABLA N°9 CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO CON RELACIÓN AL ÍNDICE RMR .....	12
TABLA N°10 LAS CARACTERÍSTICAS DE LA PERFORADORA, TAJO JESICA .....	14
TABLA N°11 DIÁMETROS DE PERFORACIÓN .....	16
TABLA N°12 SOBRE PERFORACIÓN .....	22
TABLA N°13 CONSTANTE DE K_B PARA CLASE DE ROCA Y TIPO DE EXPLOSIVO. ....	27
TABLA N°14 MEZCLAS DE HEAVY ANFO .....	30
TABLA N°15 PARÁMETROS DE VOLADURA.....	45
TABLA N°16 FACTOR "A" DE CUNNINGHAM .....	46
TABLA N°17 VÍAS DE ACCESO A LA UNIDAD MINERA JESICA.....	52
TABLA N° 18 DETALLE DE RESERVAS POR BANCOS.....	69
TABLA N°19 PLAN DE MINADO TAJO JESICA .....	75
TABLA N°20 VARIABLES, INDICADORES Y SUS ÍNDICES.....	81
TABLA N°21 CUADRO DE ALTERACIONES DEL TAJO JESSICA.....	85
TABLA N°22 GRADO DE DUREZA DEL TAJO JESSICA .....	86
TABLA N°23 ZONAMIENTO DEL TAJO JESICA .....	86
TABLA 24 GRADO DE DUREZA DE LAS ALTERACIONES DEL TAJO JESICA .....	87
TABLA N°25 PROPIEDADES DEL EXPLOSIVO .....	93
TABLA N°26 VARIACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE VOLADURA EN FUNCIÓN DEL TAMAÑO MEDIO DE FRAGMENTACIÓN.....	96
TABLA N°27 INDICADORES MENSUALES DE PRODUCCIÓN EN EL AÑO 2016.....	99
TABLA N°28 RESULTADO DE LOS PASANTES DE LAS MALLAS EN PAD ANTES Y DESPUÉS DE LOS CAMBIOS EFECTUADOS EN LA MALLA DE PERFORACIÓN. ....	101
TABLA N° 29 INDICADOR DE PRODUCCIÓN 2017 .....	102
TABLA N°30 RESULTADO DE LOS PASANTES DURANTE EL 2017 .....	103
TABLA N°31 REPORTE DEL DISPARO. ....	103
TABLA N°32 COSTO DE VOLADURA POR TALADRO .....	104
TABLA N° 33 CUADRO RESUMEN COMPARATIVO DE RESULTADOS OBTENIDOS .....	109
TABLA N°34 TIEMPO DE CICLO DE CARGUÍO PROMEDIO .....	110
TABLA N°35 DIFERENCIA DE COSTOS UTILIZANDO EL MODELO MATEMÁTICO.....	111
TABLA N°36 COSTO DE DÓLARES POR TONELADA DE LA PRODUCCIÓN DEL 2016 .....	112
TABLA N°37 PRODUCCIÓN DE LOS PRIMEROS MESES DEL AÑO 2017 .....	113
TABLA N°38 CRITERIO PARA LA CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA.....	114
TABLA N°39 RESUMEN DE CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA EN EL TAJO JÉSICA.....	115
TABLA N°40 PARÁMETROS GEOMECÁNICOS PARA OBTENER EL ÍNDICE DE VOLABILIDAD.....	117
TABLA N°41 ÍNDICE DE VOLABILIDAD POR ESTACIÓN DE MAPEO.....	117
TABLA N°42 COSTO DE ACTIVIDADES POR TONELADA .....	120

## ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA N° 1 CONFIGURACIÓN DE MALLAS DE PERFORACIÓN .....	13
FIGURA N° 2 PRINCIPIOS DE PERFORACIÓN.....	15
FIGURA N° 3 MECÁNICA DE FRAGMENTACIÓN. ....	18
FIGURA N° 4 DISTRIBUCIÓN DE LA ENERGÍA EXPLOSIVA .....	20
FIGURA N° 5 PARÁMETROS DE PERFORACIÓN – VOLADURA .....	29
FIGURA N° 6 BOOSTER FAMESA EXPLOSIVOS.....	31
FIGURA N°7 CORDÓN DETONANTE DE 750 METROS / ROLLO FAMESA EXPLOSIVOS.....	32
FIGURA N°8 DETERMINACIÓN DEL COEFICIENTE DEL TAMAÑO DE BLOQUE “K_50” DEL MATERIAL FRAGMENTADO.....	39
FIGURA N° 9 CURVA DE FRAGMENTACIÓN.....	43
FIGURA N°10 MAPA DE UBICACIÓN DE LA UNIDAD MINERA JESICA.....	51
FIGURA N°11 MAPA DE ACCESOS.....	52
FIGURA N°12 UNIDADES LITOESTRATIGRÁFICAS REGIONAL – MINA ACUMULACIÓN ANDRÉS – JESICA.....	57
FIGURA N°13 MAPA GEOLÓGICO REGIONAL .....	58
FIGURA N°14 LINEAMIENTOS ESTRUCTURALES Y ANOMALÍAS GEOFÍSICAS DE LA ZONA.....	59
FIGURA N°15 MINERALIZACIÓN DEL PROYECTO.....	61
FIGURA N°16 PLANO LITOLÓGICO DEL ÁREA DE JESSICA .....	64
FIGURA N° 17 PLANO DE ALTERACIONES DEL ÁREA DE JESSICA.....	65
FIGURA N°18 TIPOS DE BRECHAS .....	68
FIGURA N°19 DETERMINACIÓN DEL TAMAÑO MEDIO OPTIMO A PARTIR DE LAS CURVAS DEL CONSUMO ESPECÍFICO Y PIEDRA.....	97
FIGURA N° 20 ESTADÍSTICAS DE PRODUCCIÓN DEL AÑO 2016. FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA DEL ÁREA DE PLANEAMIENTO DE LA EMPRESA ARUNTANI S.A.C.....	100
FIGURA N° 21 ESTADÍSTICAS DE PRODUCCIÓN DEL MINERA 2017.....	102
FIGURA N° 22 ESQUEMA DE CARGUIO DE TALADRO .....	104
FIGURA N° 23 DISEÑO DE AMARRE DE VOLADURA .....	105
FIGURA N°24 CUADRO ACUMULATIVO DE ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.....	108
FIGURA N° 25 CUADRO CON EL RESULTADO OBTENIDO EN EL ANÁLISIS DE P80.....	109
FIGURA N° 26 CUADRO CON EL RESULTADO OBTENIDO DE LOS PASANTES.....	110
FIGURA N° 27 HISTOGRAMA DE TIEMPO DE CARGUÍO MINUTOS FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA.....	111

## ÍNDICE DE FOTOGRAFÍAS

FOTOGRAFÍA N° 1 DIFERENTES UNIDADES GEOMÓRFICAS DE LA MINA ARUNTANI ACUMULACIÓN ANDRÉS – JESICA .....	56
FOTOGRAFÍA N°2 CONTROL ESTRUCTURAL DE JESSICA TENDENCIA E-W - N70°E. ....	62
FOTOGRAFÍA N°3 TALUD CON INTENSO CRAQUELAMIENTO Y OXIDACIÓN .....	63
FOTOGRAFÍA N°4 ABUNDANTE JAROSITA IMPREGNADA SOBRE ROCA SILICÍFICADA - ALUNITA.....	66
FOTOGRAFÍA N° 5 MATERIAL MINERAL DISPARADO EXC- 365 REALIZANDO CARGUIO FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA DE LA EMPRESA ARUNTANI S.A.C.....	105
FOTOGRAFÍA N° 6 ZONIFICACIÓN DEL MATERIAL VOLADO MINERAL DESMONTE. ....	106
FOTOGRAFÍA N° 7 MATERIAL DISPARADO CON LA MADERA DE 1 M DE LARGO PARA LA ESCALA .....	106
FOTOGRAFÍA N° 8 PROCESANDO CON EL WIPFRAG. FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA .....	107
FOTOGRAFÍA N° 9 DIGITALIACION DE LA FRAGMENTACION.....	107

## ÍNDICE DE GRÁFICOS

GRAFICO N° 1 LIMITE APROBADO Y PROYECTADO DE TAJO JESSICA.....	74
GRAFICO N° 2 SECCIÓN TRANSVERSAL DE LÍMITE APROBADO Y PROYECTADO DE JESSICA.....	74
GRAFICO N° 3 DISEÑO DE TAJO JESSICA – AÑO 2.....	76
GRAFICO N° 4 DISEÑO DE TAJO JESSICA – AÑO 1.....	76
GRAFICO N° 5 <i>DISEÑO DE TAJO JESSICA – AÑO 3</i> FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA DE LA EMPRESA ARUNTANI S.A.C.....	77
GRAFICO N° 6 MAPEO GEOLÓGICO SE OBSERVA LA CANTIDAD DE MINERAL Y DESMONTE.....	87
GRAFICO N° 7 MAPEO GEOLÓGICO DE LAS DISTINTAS ALTERACIONES DEL PROYECTO.....	88
GRAFICO N° 8 DISEÑO DE AMARRE EN JK SIMBLAST.....	89
GRAFICO N° 9 PLANO DE INFLUENCIA.....	90

**“APLICACIÓN DE MODELOS MATEMÁTICOS DE FRAGMENTACIÓN PARA LA  
REDUCCIÓN DE COSTOS, EN PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL TAJO JESICA,  
MINA ARUNTANI S.A.C. - 2016”**

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



## INTRODUCCIÓN

En las operaciones de perforación y voladura es una de las actividades más importante en la explotación minera a cielo abierto, ya que de ellos va depender todo el proceso de la operación, el presente trabajo de investigación se enfatiza en la predicción de la granulometría de roca mediante el uso de modelos matemáticos para poder determinar el tamaño óptimo del fragmento y determinar el burden y espaciamiento adecuado que mejore estas dos actividades e influya en la reducción de costos en voladura.

Para determinar el burden y espaciamiento óptimo a considerar en la investigación se consideran muchos factores importantes como son los aspectos geomecánicas del macizo rocoso y las características propias del explosivo el cual juegan un papel muy importante pues determinan la geometría de los Bancos.

Con la fragmentación se podrá mejorar la granulometría del mineral volado, optimizándose los costos en voladura y las operaciones mineras como:

Carguío: Se mejor los tiempos de carguío para optimizar el rendimiento de los equipos.

Transporte: Se tendrá un buen apilamiento del mineral en la tolva de los volquetes y mejorar su centro de gravedad o evitando tener vacíos en la tolva de equipo de transporte.

Chancado: Aumentara el rendimiento de la chancadora o evitara el uso de este equipo llegando al tamaño máximo que es de 33 pulg. Obteniéndose una granulometría buena, el mineral será transportado directamente hacia el pad de lixiviación y también se ahorrará energía en la chancadora.

## RESUMEN

En esta investigación se realizó y analizó la aplicación de modelos matemáticos de fragmentación para la reducción de costos, en perforación y voladura en el tajo Jessica, mina Aruntani S.A.C. solucionando del problema existente en la minería.

El trabajo se desarrolló durante el periodo del 2016 y parte del 2017 en donde se observó el tamaño de los fragmentos de la voladura y como influían en el costo de las demás operaciones, en el rendimiento de la chancadora. En el tajo Jessica con frecuencia se tiene presencia de fragmentos grandes producto de la voladura, afectando la remoción del mineral volado, es así que el presente trabajo tiene por objeto de elegir y aplicar un modelo semi - empírico de predicción granulométrica de fragmentación de rocas por voladuras y el diseño de las mallas de perforación para disminuir el costo en las operaciones. Para ello, se analizaron varios métodos que permiten evaluar la fragmentación y algunos modelos de distribución granulométrica del material volado, la longitud del taladro y las características del macizo rocoso. El estudio permite ver la influencia que tiene el diseño de la voladura sobre la granulometría del mineral volado y consecuentemente en la reducción de los costos, Con la aplicación del modelo de fragmentación se determinó el tamaño óptimo de la fragmentación es 30 cm que es el tamaño máximo que el pad tolera burden de 4 m y espaciamiento de 4.6 m, lográndose reducir los costos no solo en voladura sino en las demás operaciones. La reducción de costos de acuerdo al modelo matemático es de \$ 883 382.9 en el 2016, el 2017 se eliminó la chancadora debido a la mejor fragmentación del macizo rocoso el cual se tuvo un ahorro de \$ 2 097 999.

### **Palabras claves:**

Burden, costos, espaciamiento, fragmentación, voladura.

## ABSTRACT

In this investigation he came true and I analyze the application of mathematical models of fragmentation for cost reduction, in perforation and blowing-up in the chunk Jessica, mine Aruntani S.A.C. solving of the existing problem in mining.

The job developed in the course of the 2016 and part of 2017 itself where the size of the fragments of the blowing-up was observed and as they influenced the cost of the other operations, in the performance of the crusher. In the chunk Jessica with frequency has herself presence of big fragments product of the blowing-up, affecting the removal of the flown mineral, it is as soon as you deem the present job as object of electing and to apply a model half-way - empiricist of prediction granulométrica of fragmentation of rocks for blowing-ups and the design of the meshes of perforation to decrease the cost in the operations. For it, they analyzed several methods that allow evaluating fragmentation and some models of distribution granulométrica of the flown material, the length of the drill and the characteristics of the rocky mountain mass. EI I study it allows seeing the influence that the design of the blowing-up on the classification by size of particles of the flown mineral has and logically in the reduction of the costs, With the application of the model of fragmentation the optimal size of fragmentation was determined burden of 4 is 30 cm that the maximum size is that the pad tolerates m and spacing of 4,6 m, turning out well reducing costs not only in blowing-up but in the other operations. The cost reduction according to the mathematical model belongs to \$ 883 382,9 in 2016, the 2017 eliminated the crusher due to the best fragmentation of the rocky mountain mass itself which had a saving of \$ 2 097 999 itself.

### **Keywords:**

Burden, costs, spacing, fragmentation, blowing-up.

## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1 Descripción del problema

En la explotación de recursos minerales en minería superficial, la fragmentación del macizo rocoso constituye uno de los mayores problemas durante el minado para su posterior manejo o procesamiento. Los efectos en el ciclo minero de una buena fragmentación pueden ser notados en el momento del carguío, transporte, chancado, y los procesos secundarios de la voladura.

El tajo Jessica de la Empresa minera Aruntani S.A.C. es un yacimiento aurífero que actualmente realiza la explotación a tajo abierto con un sistema de lixiviación en pads y la recuperación se realiza en una planta Merrill Crowe, el desarrollo de minado del tajo Jessica contempla una producción diaria de 28,000 TM/día de mineral y 24,000 TM/día de desmonte, con una ley promedio de 0,42 g/TM de Au con un stripping ratio de 0,86 en los últimos meses ha venido disminuyendo la producción de mineral por la presencia de una mala fragmentación en los bancos por la voladura y así también disminuyendo el rendimiento de los equipos de carguío por la bolonería generada, es así que actualmente se cuenta con un equipo auxiliar (martillo hidráulico) que se encuentra ubicado en la plataforma de chancadora primaria para poder minimizar el tamaño de la bolonería enviados desde el tajo.

Esta deficiencia podría superarse implementando y ejecutando un modelo de cálculo que permitirá estudiar y comparar la influencia que tiene la granulometría de material arrancado mediante los explosivos sobre los rendimientos y los costos unitarios en las operaciones mineras. También se optimizará el rendimiento de la planta chancadora o se podrá eliminar, mejorando la fragmentación para así enviar el materia directo a pad de lixiviación, donde el tamaño máximo de alimentación en la chancadora primaria es de 33,7 pulg y obteniéndose un producto de 6 a 8 pulg el producto de este pasando a una segunda chancadora secundaria obteniéndose un producto final de 2 a 3 pulg siendo transportado este material de chancado a las pilas de lixiviación.

#### 1.2. Enunciado

##### 1.2.1. Problema General.

¿Qué modelos matemáticos para la fragmentación se usará para la reducción de costos en perforación y voladura en el tajo Jessica, mina Aruntani S.A.C.– 2016?

### 1.2.2. Problemas Específicos.

¿Qué modelo matemático de fragmentación se aplicaría en el tajo Jessica, para la reducción de costos en la perforación y voladura, en la mina Aruntani S.A.C.-2016?

¿Cuánto sería la reducción de los costos de perforación y voladura en el tajo Jessica en la mina Aruntani S.A.C. – 2016?

¿Qué relación existe entre las operaciones unitarias de perforación y voladura, y las propiedades geomecánicas y geológicas en el proceso de fragmentación en el tajo Jessica, mina Aruntani S.A.C.-2016?

¿Cómo influyen los costos en la evaluación económica en la fragmentación en el tajo Jessica en la mina Aruntani S.A.C. - 2016?

## 1.3. Objetivos

### 1.3.1. Objetivo general

Determinar el modelo matemático para la fragmentación de rocas con el fin de reducir costos de voladura y en las diversas actividades en el Tajo Jessica de la Mina Aruntani S.A.C.

### 1.3.2. Objetivos específicos

- a) Mejorar la fragmentación de la roca mediante la aplicación de modelos de fragmentación en el Tajo Jessica de la Mina Aruntani SAC.
- b) ¿Cuánto sería la reducción de los costos en el tajo Jessica en la mina Aruntani s.a.c. – 2016?
- c) ¿Qué relación existe entre las operaciones unitarias de perforación y voladura, y las propiedades geomecánicas y geológicas en el proceso de fragmentación en el tajo Jessica, mina Aruntani S.A.C.-2016?
- d) ¿Cómo influyen los costos en la evaluación económica en la fragmentación en el tajo Jessica en la mina Aruntani S.A.C. - 2016?

## 1.4. Justificación

El presente trabajo de investigación tiene como finalidad estudiar y alcanzar una alternativa de solución al problema, reducir los costos de la operación unitaria de perforación y voladura y mejorar la fragmentación de la roca con el uso de modelos de fragmentación y evitar la presencia de bancos producidos por la voladura con el objetivo de tener un mejor apilamiento para los equipos de carguío.

Cualquier mejora que se realizará en la operación unitaria de perforación y voladura repercutirá en las demás actividades.

La influencia que tiene el diseño de la voladura sobre la granulometría del material volado y consecuentemente en la reducción de los costos. El grado de la fragmentación de rocas con explosivos a su vez influye directamente sobre los rendimientos de las operaciones de carga, transporte y trituración.

## **1.5. Delimitación**

### **1.5.1. Delimitación Espacial**

Para el presente trabajo de investigación se considera el proyecto minero Aruntani ubicado en:

Paraje: Chaca palca

Distrito: Ocuvi.

Provincia: Lampa.

Departamento: Puno.

Altitud: 5200m.s.n.m.

### **1.5.2. Delimitación temporal**

La investigación cubrirá la operación del año 2016 y meses de 2017.

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1. Antecedentes

Rivera P. J. (2009), realizó la investigación: Percusión asistida en la perforación rotativa en minería a tajo abierto, este nuevo sistema combina dos métodos de perforación convencionales (rotativo y martillo de fondo). La combinación de estos dos métodos resulta en un incremento considerable de la velocidad de penetración del rango de 35% y 50%, logrando resultados en la reducción del costo total de perforación.

Aduvire O. (1994): En su libro “Aplicación de un modelo de fragmentación de rocas en la reducción de los costos de voladura en minería” Como resultado concluye que la granulometría óptima para reducir los costos de perforación y voladura, es de 48cm y la piedra puede variar entre 5,5 a 6m, para valores mayores el índice de uniformidad descende, lo que no es recomendable porque se obtendría una granulometría muy variable.

Rojas C .M. (2009): En su tesis “Descripción cuantitativa de los procesos de extracción y reducción de mineral en la minería de cobre a cielo abierto” Como resultado establece que el modelo de fragmentación es adaptable a un modelo de consumo de explosivos pues es de mucho interés en cualquier faena minera lograr los niveles granulométricos deseados que optimizan el uso de energía en los procesos conminativos posteriores a la tronadura. El tipo de contratos que manejan las empresas mineras con los proveedores de los servicios de tronadura permite aislar como única variable relevante al material explosivo.

Mucho R. (1985): En su tesis “Perforación y Voladura en una Mina a Cielo Abierto: Fundamentos y Aplicaciones en Tintaya” Universidad Nacional del Altiplano – Puno, Como resultado concluye que, para diseñar voladuras a tajo abierto, la dimensión más importante y crítica es el burden, sobre el cual se ajustan las demás variables como: Espaciamiento, sobre perforación, atacado, periodo de retardo, etc.

Cárdenas J. (2013), publica un Informe de: Perforación y voladura en minería Yanacocha, en el cual se evidencia resultados de costo total de perforación y velocidades de penetración por guardias en el año 2009, utilizando brocas Atlas Copco y sobre las mejoras en voladuras.

Modelo predictivo de fragmentación mina lagunas norte realizado el Modelo Kuz-Ram, propuesto por Claude Cunningham (1983), estima los siguientes parámetros: Tamaño Medio de Fragmento (X50), calculado mediante la ecuación de V.M. Kuznetsov (1973), este modelo utiliza la Función Weibull Rosin Rammler Ordinaria como función descriptora de la pila o ruma de material volado. El gran aporte de Cunningham, es la estimación del exponente “n” de la función, el cual lo denomina como: Índice de Uniformidad, dicha estimación se basa en relaciones geométricas de los diseños de la voladura. El modelo realizado para la Mina Lagunas Norte, propone algo diferente. Estimar tamaños de fragmentos, reparametrizando la ecuación de Kuznetsov e incorporar estos parámetros en la Función Weibull Rosin Rammler Ordinaria, además de una nueva estimación para el Parámetro de Forma n (índice de uniformidad en el modelo Kuz- Ram).

Palomino. V.J. (2013): En su tesis “Diseño de Mallas de Perforación y Voladura para Optimizar la Fragmentación en el Tajo Jesica – Cia Minera Arasi SAC” Universidad Nacional del Altiplano – Puno, Como resultado concluye que el resultado de una buena fragmentación se encuentra también en función del diseño de malla, diseño de carga, tipo de roca, estructura geológica y del diseño de amarre del disparo.

(López, 2015): En su revista “Modelo predictivo de fragmentación y su aplicación en una matriz de decisión”. Como resultado concluye que el modelo de predicción de fragmentación para la Mina Lagunas Norte es propio para el yacimiento, considera las características del macizo rocoso del tajo y su interacción con las propiedades de los explosivos utilizados. La propuesta de la estimación del parámetro forma (exponente de la función) está basada en un sustento físico como lo son las estimaciones de los tamaños de fragmentos y no en variables geométricas como proponen modelos como: Kuz Ram o JKMRC.

## 2.2. Marco Referencial

### 2.2.1. Propiedades Geomecánicas de la roca

Parámetros de Clasificación RMR (Bieniawski, 1989). Desarrollado por Bieniawski, (1989) constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite a su vez relacionar índices de calidad con parámetros de diseño y de sostenimiento de túneles. El parámetro que define la clasificación es el denominado índice RMR (ROCK MASS RATING), que indica la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural a partir de los siguientes parámetros:

1. Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.
2. R.Q.D. Grado de fracturación del macizo rocoso.
3. Espaciado de las discontinuidades.
4. Condiciones de las discontinuidades, el cual consiste en considerar los siguientes parámetros:
  - Abertura de las caras de la discontinuidad.
  - Continuidad o persistencia de la discontinuidad.
  - Rugosidad.
  - Alteración de la discontinuidad.
  - Relleno de las discontinuidades.
5. Presencia del Agua, en un macizo rocoso, el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento, las descripciones utilizadas para este criterio son: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.
6. Orientación de las discontinuidades.

Tabla N°1  
Parámetros resistencia de la roca

DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE ( MPa)	ENSAYO DE CARGA PUNTUAL (MPa)	VALORACIÓN
Extremadamente dura	>250	> 10	15
Muy dura	100 – 250	4 – 10	12
Dura	50 – 100	2 – 4	7
Moderadamente dura	25 – 50	1 – 2	4
Blanda	5 -25		2
	1– 5		1
Muy blanda	< 1	< 1	0

Fuente: Universidad de los andes facultad de ingeniería escuela de geológica  
Grupo de investigación en geología aplicada (giga ESPAÑA)

Tabla N°2  
Índice de calidad de roca RQD

ÍNDICE DE CALIDAD RQD (%)	CALIDAD	VALORACIÓN
0 -25	Muy mala	3
25 – 50	Mala	8
50 – 75	Regular	13
75 – 90	Buena	17
90 – 100	Excelente	20

Fuente: Universidad de los andes facultad de ingeniería escuela de geológica  
grupo de investigación en geología aplicada (giga ESPAÑA)

Tabla N°3  
*Separación de las discontinuidades*

DESCRIPCIÓN	ESPACIADO	TIPO DE	VALORACIÓN
	DE LAS JUNTAS	MACIZO ROCOSO	
Muy separadas	> 2 m	Sólido	20
Separadas	0,6 – 2 m.	Masivo	15
Moderadamente			
Juntas	200 – 600	En bloques	10
Juntas	60 – 200	Fracturado	8
Muy juntas	< 60 mm.	Machacado	5

Fuente: Universidad de los andes facultad de ingeniería escuela de geológica grupo de investigación en geología aplicada (giga ESPAÑA)

Tabla N°4  
*Condiciones de las discontinuidades*

GRADO	DESCRIPCIÓN	SEPARACIÓN	VALORACIÓN
		N DE LAS CARAS	
1	Abierta	> 5mm	0
2	Moderadamente abierta	1 – 5 mm	1
3	Cerrada	0,1 – 1 mm	4
4	Muy cerrada	< 0,1 mm	5
5	Ninguna	0	6

Fuente: Universidad de los andes facultad de ingeniería escuela de geológica grupo de investigación en geología aplicada (giga ESPAÑA)

Tabla N°5  
*Continuidad o persistencia de las discontinuidades*

GRADO	DESCRIPCIÓN	CONTINUIDAD	VALORACIÓN
1	Muy baja	< 1 m	6
2	baja	1 – 3 m	4
3	Media	3 – 10 m	2
4	Alta	10 – 20 m	1
5	Muy alta	> 20 m	0

Fuente: Universidad de los andes facultad de ingeniería escuela de geológica grupo de investigación en geología aplicada (giga ESPAÑA)

Tabla N°6  
*Rugosidad de las discontinuidades*

GRADO	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana (espejo de falla)	0

Fuente: Universidad de los andes facultad de ingeniería escuela de geológica grupo de investigación en geología aplicada (giga ESPAÑA)

Tabla N°7  
*Relleno de las discontinuidades*

GRADO	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
1	Blando > 5 mm	0
2	Blando < 5mm	2
3	Duro > 5mm.	2
4	Duro < 5 mm	4
5	Ninguno	6

Fuente: Universidad de los andes facultad de ingeniería escuela de geológica grupo de investigación en geología aplicada (giga ESPAÑA)

Tabla N°8  
*Alteración de las discontinuidades*

GRADO	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
1	Descompuesta	0
2	Muy alterada	1
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	5
5	No alterada	6

Fuente: Universidad de los andes facultad de ingeniería escuela de geológica grupo de investigación en geología aplicada (giga ESPAÑA)

Tabla N°9  
Calidad del macizo rocoso con relación al índice RMR

CLASE	CALIDAD	VALORACION RMR		ÁNGULO DE ROZAMIENTO
		IÓN RMR	COHESIÓN	
I	Muy buena	100-81	>4 Kg/cm <sup>2</sup>	> 45°
II	Buena	80-61	3 – 4 Kg/cm <sup>2</sup>	35° - 45°
III	Media	60-41	2 – 3 Kg/cm <sup>2</sup>	25° - 35°
IV	Mala	40-21	1 – 2 Kg/cm <sup>2</sup>	15° - 25°
V	Muy mala	< 20	< 1 Kg/cm <sup>2</sup>	<15°

Fuente: Universidad de los andes facultad de ingeniería escuela de geológica grupo de investigación en geología aplicada (giga ESPAÑA)

### 2.2.2. Diseño de Malla de perforación ARUNTANI:

En ARUNTANI tajo Jesica la perforación primaria es con una perforadora marca Ingersoll Rand modelo DM-45E, el cual perfora taladros verticales de 6 ¾ pulg de diámetro y 9,00m. de profundidad (perforación efectiva).

#### a) Malla

Es la forma en que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad de taladros.

En el diseño de una voladura de banco se puede aplicar diferentes trazos para la perforación, denominándose malla cuadrada, rectangular y triangular o alterna, basándose en la dimensión del burden.

La malla de perforación con la que se está trabajando es de 4,60m x 5,20m. Para terreno medio a suave, 4,30m x 5,00m. Para terreno duro ha fracturado. Llegando a perforar mallas de hasta 4,20m x 4,80m. Para terreno con presencia de rocas masivas.

Son mallas que por la práctica diaria en la voladura se están usando en esta unidad, pero el que más se asemeja es el de Kustenof con algunos reajustes.

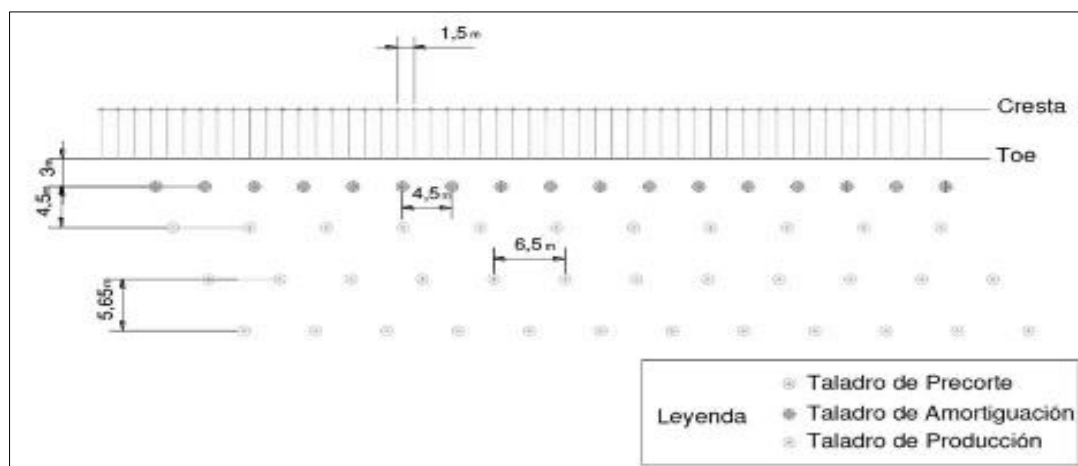


Figura N° 1  
configuración de mallas de perforación

Fuente: López Jimeno (1986), Manual de perforación y voladura de rocas. Perú.

### 2.2.3. Fragmentación.

Se refiere al tamaño de los bloques rocosos después de efectuar la voladura. Para ello se debe tomar en cuenta el tamaño medio y el tamaño máximo de los bloques. Existe una teoría según el cual la velocidad de detonación es aproximadamente igual a la velocidad con que se propagan las ondas de choque dentro de la roca; luego, a mayor velocidad de detonación habrá mayor velocidad de choque y mayor fragmentación.

### 2.2.4. Costos.

Esta teoría es una herramienta para mejora de negocios, pero se debe tener cuidado a la hora de pensar y decidir donde se aplicarlo. Reducir costos no significa necesariamente quitar o eliminar gastos dentro del proceso productivo, si no también aumentar gastos dentro del proceso.

Jauregui A. Oscar Alberto. 2009; En su tesis “reducción de costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura”, pontificia universidad católica del Perú. Cita que la reducción de los costos operativos en una empresa minera y estándares óptimos se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua.

### 2.2.5. Perforación.

Viene a ser la primera operación unitaria que se realiza, ya que de esto parte todas las demás operaciones, el objetivo de la perforación es hacer huecos (taladros) con diámetro de 6 3/4” con una profundidad de 8 metros y con una sobre perforación de 1 metro, esto se puede realizar gracias a la perforadora rotativa IR modelo DM45, que usa barras y brocas, con carburo de tungsteno sus especificaciones son:

Tabla N°10  
Las características de la perforadora, tajo Jesica

ITEMS	TIPO
Marca:	Ingersoll rand
Modelo:	dm45e/hp
Motor	Cummins modelo qsk19c de 600hp@2100 rpm.
Diametro de broca	5 7/8" - 7 7/8"
Diámetro martillo de fondo	(rotativo): 6 3/4"
Empuje de motor	45,000 (20,400 kg.)
Compresor :	900-1050 cfm
Torre o mástil:	barra 30' = 9.14 mts. 4 barras o tubos de 5"x30'3.5 api thread
Tanque de agua :	200 galones
Longitud del mástil:	9.14 mts.
Ancho total:	3.81 mts.
Peso del embarque	31,800 kgs. (estándar)
Longitud de barra de Perforación	30 ft. (9.14 mts )
Velocidad de penetracion	38m/hora en roca media, 54m/hora roca suave
Longitud con el mástil vertical	9.90 mts.

Fuente: Atlas Copco, (2012). Perú.

Los tipos principales de perforación en roca utilizados en minería superficial (figura adjunta), son:

#### 2.2.5.1. Perforación Rotativa.

Se basan en principios mecánicos de percusión y/o rotación, cuyos efectos producen el corte, astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud de los barrenos utilizados. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo.

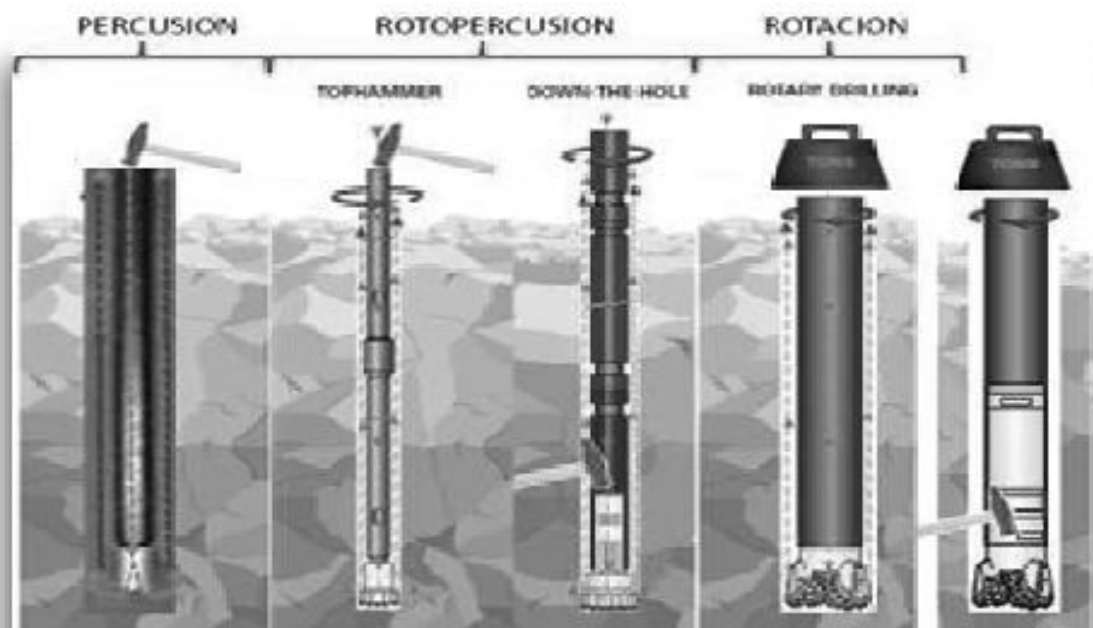


Figura N° 2  
Principios de perforación.

Fuente: Atlas Copco, (2012). Perú.

### 2.2.5.2. Perforación Rotopercutiva.

La perforación a rotopercusión se basa en la combinación de las siguientes acciones:

Percusión.

Los impactos producidos por el golpeo del pistón originan unas ondas de choque que se transmite a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo en fondo).

Rotación.

Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.

Empuje. Para mantener en contacto con la roca se ejerce un empuje sobre la barra de perforación.

Barrido.

El fluido de barrido permite extraer el detrito del fondo del barreno.

Martillo en cabeza. Estas perforadoras de dos de las acciones básicas, rotación y percusión; se producen fuera del barreno, transmitiéndose a través de una espiga y del varillaje hasta la broca de perforación. Los martillos pueden ser de accionamiento neumático o hidráulico.

Martillo en fondo. La percusión se realiza directamente sobre la broca de perforación, mientras que la rotación se efectúa en el exterior del barreno. El accionamiento del pistón se lleva a cabo neumáticamente mientras que la rotación puede ser neumática o hidráulica.

Según los campos de aplicación de estas perforadoras, cielo abierto o subterráneo, las gamas de diámetros son:

Tabla N°11  
*Diámetros de perforación*

Tipo de perforadora	Diámetro de perforación (mm)	
	Cielo abierto	Subterráneo
Martillo en cabeza	50 – 127	38 – 65
Martillo en fondo	75 – 200	100 - 165

Fuente: López Jimeno (1986), Manual de perforación y voladura de rocas. España.

## 2.2.6. Concepto básico de voladura de rocas

### 2.2.6.1. Voladura

La fragmentación de la roca y otros materiales de los sólidos mediante explosivos confinados en barrenos o adosados a su superficie. De acuerdo con los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas explosivos confinados dentro del taladro perforado en roca, origina una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos; fragmentación y desplazamiento (Instituto Tecnológico Geominero de España en 1994 en manual de perforación y voladura).

#### a) Mecanismo de Rotura de las Rocas

En la detonación de un explosivo podrían diferenciarse dos fases:

- Una primera fase, representada por la presencia de una onda de detonación de mayor o menor velocidad, característica representativa en gran medida del poder rompedor del explosivo.
- Una segunda fase, representada por la formación de un gran volumen de gases a elevada temperatura.

Presión de detonación, corresponden a explosivos de alta densidad y crece además con el cuadrado de la velocidad de detonación.

Volumen de gases, la rotura de la roca depende en mayor grado del volumen de gases producido por el explosivo.

- Impedancia, la onda de detonación se transmite tanto mejor a la roca cuando más se acerca la impedancia del explosivo a la de la roca. (Bermeo, 2015)

La fragmentación de la roca se debe a dos fenómenos:

- Reflexión de las ondas de compresión
- Expansión de los gases

Para observar el mecanismo de fracturación de la roca, se puede realizar un ensayo:

- Ensanchamiento del barreno por rotura plástica de la roca, motivado por el efecto de compresión de la onda de detonación.
- Creación de fisuras (a veces micro fisuras) generadas por ese efecto de tracción de la onda de detonación.

Factores que influyen en el mecanismo de rotura de la roca:

Dentro del mecanismo de rotura de la roca son diversos los factores que tienen influencia directa en la fracturación del macizo rocoso, pudiendo distinguirse efectos diferentes. Los diferentes factores pueden diferenciarse entre factores intrínsecos a la roca, o bien, factores propios de los explosivos a utilizar. (Bernaola Alonso, 2013)

### **Influencia de las características de la roca:**

Las rocas responden de forma muy diferente a la onda de detonación del explosivo en lo que respecta a la primera etapa de formación de fisuras, primordial y origen del fenómeno de rotura y fragmentación. (Bernaola Alonso, 2013)

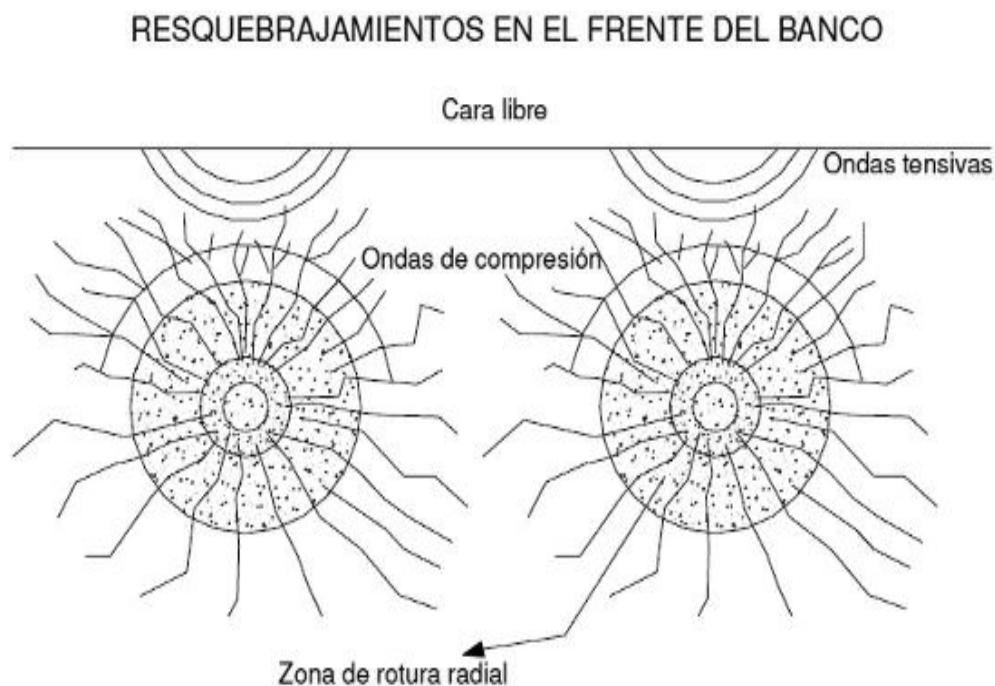
Influencia de las características de los explosivos:

Cada tipo de explosivo tiene una formulación diferente que le proporciona un comportamiento también diferente cuando es iniciado de manera adecuada. Aquellos parámetros que tienen mayor influencia en el mecanismo de fragmentación de la roca se detallan a continuación. (Bernaola Alonso, 2013)

Las presiones originadas por la onda de tensión, deben superar la resistencia de compresión de la roca, produciendo la rotura de la misma o deformándola elásticamente en el área de la línea de menos resistencia (burden); a medida que la onda de compresión se va alejando del taladro, su amplitud se atenuará a valores por debajo de la resistencia a la compresión de la roca, decayendo en forma proporcional a la distancia recorrida y al tipo de roca. De aquí más la onda de compresión propagará a la velocidad sísmica, la misma que dependerá de la naturaleza del medio en que transita. Las tracciones tangenciales son responsables de generar fracturas que se extienden radialmente desde la fuente de explosión.

Cuando la onda de compresión encuentra una superficie libre (frente del banco), parte de la misma se transmitirá y parte se reflejará, acorde con las leyes físicas de transmisión y flexión de ondas; la onda

reflejada propagará la fuente de explosión, esta vez bajo la forma de onda de tracción, la misma que es responsable de los resquebrajamientos en el frente del banco. (Hinostroza, 2014).



*Figura N° 3*

*Mecánica de fragmentación.*

Fuente: EXSA (2000), Manual práctico de perforación y voladura. Perú.

### 1. Transmisión de la onda de choque

En los explosivos, las velocidades de las primeras moléculas gasificadas son tan grandes que no ceden su calor por conductividad a la zona inalterada de la carga, sino que lo transmiten por choque, deformándola y produciendo calentamiento y explosión adiabática con generación de nuevos gases.

El proceso se repite con un movimiento ondulatorio que afecta a toda la masa explosiva y que se denomina onda de choque, la que se desplaza a velocidades entre 1500 y 7000m/s según la composición del explosivo y sus condiciones de iniciación.

Un carácter determinante de la onda de choque en la detonación es que una vez que alcanza su nivel de equilibrio (temperatura, velocidad y presión) este se mantiene durante todo el proceso, por lo que se dice que es auto sostenido, mientras que la onda de flagante tiende a amortiguarse hasta prácticamente extinguirse, de acuerdo al factor tiempo - distancia a recorrer.

En este nivel de equilibrio, se forma una zona de que en su último tramo queda limitada por un plano ideal, que se denomina plano de Chapman – Jouguet, lo que se conoce también como condiciones del estado de detonación.

Esto se evidencia por medio de la ecuación fundamental conocido como la “Condición de Chapman – Jouguet”: Propone el siguiente modelo matemático:

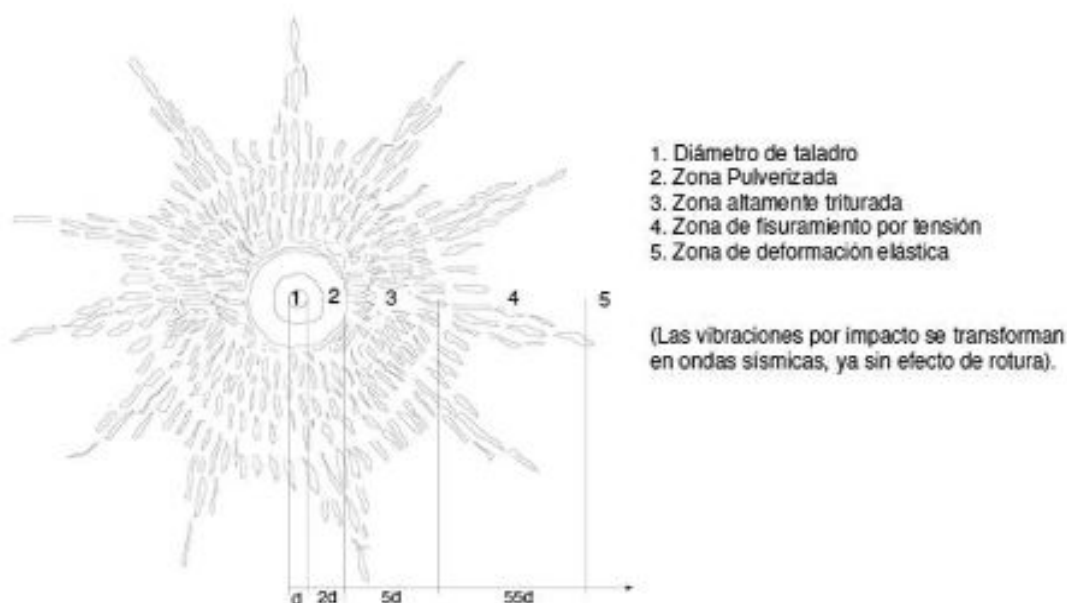
$$VOD = S + W \dots\dots\dots EC. 1.1$$

Dónde:

VOD: Velocidad de detonación (m/s)

S: Velocidad de sonido (m/s)

W: velocidad de partículas (productos) (m/s)



*Figura N° 4*  
*Distribución de la energía explosiva*

Fuente: EXSA (2000), Manual práctico de perforación y voladura. Perú.

### **2.2.6.2. Elementos de Diseño de Voladura**

También denominados parámetros de voladura, son datos empleados en el cálculo y diseño de disparos. Unas son variables independientes, como los correspondientes a las propiedades físicas de la roca: densidad, dureza, grado de fisuramiento, coeficientes de resistencia a deformación, rotura y otros son variables dependientes, es decir que podemos modificarlos a voluntad, de acuerdo a las necesidades reales del trabajo y condiciones del terreno.

Estos parámetros controlables se pueden agrupar en:

Geométricos: Altura, ancho, y largo del banco, talud, cara libre.

De perforación: Diámetro y longitud del taladro, malla.

De carga: Densidad, columna explosiva, longitud de taco, características físico – químicas del explosivo.

De tiempo: Tiempos de retardo entre taladros, secuencia de salidas de los disparos.

## **1. Dimensión de la voladura**

Comprende el área superficial delimitada por el largo de frente y el ancho o profundidad de avance proyectado ( $m^2$ ) por la altura de banco o de corte (H) en m.

$$(L \cdot A \cdot H) = \text{Volumen total} \dots \dots \dots \text{EC.1.2}$$

Dónde:

L: Largo en (m)

A: Ancho en (m)

H: Altura en (m)

Si desean expresarse en toneladas de material in situ se multiplica por la densidad promedio de la roca o material que pretende volarse.

$$(L \cdot A \cdot H \cdot \rho \cdot 1000) = \text{Masa total} \dots \dots \dots \text{EC. 1.3}$$

Dónde:

$\rho$ : Densidad de la roca, en  $gr/cm^3$ .

### **2.2.6.3. Parámetros dimensionales**

## **1. Diámetro de taladro ( $\emptyset$ )**

La selección del diámetro del taladro es crítica considerando que afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo también al burden, espaciamento distribución de la carga

explosiva, granulometría de la fragmentación, tiempo a emplear en la perforación y en general a la eficiencia y economía de toda la operación. Para determinar el diámetro de taladro óptimo en la práctica, se considera tres aspectos:

La disponibilidad y aplicabilidad del equipo de perforación en el trabajo proyectado.

La altura de banco proyectada y la amplitud o envergadura de las voladuras a realizar.

La distancia límite de avance proyectado para el banco.

El máximo diámetro a adoptar depende de la profundidad del taladro y recíprocamente, la mínima profundidad a la que puede ser perforado un taladro depende del diámetro, lo que usualmente se expresa con la igualdad.

$$L = (2 \times \varnothing) \dots\dots\dots EC. 1.4$$

Dónde:

L: La mínima longitud del taladro, en pies

$\varnothing$ : Es el diámetro del taladro, en pulgadas

## 2. Longitud o profundidad de taladro (L)

La longitud del taladro tiene marcada influencia en el diseño total de la voladura y es factor determinante en el diámetro, burden o espaciado.

Esta relación es procedente para taladros verticales que son más aplicados en las voladuras de tajo abierto con taladros de gran diámetro, pero en muchas canteras de pequeña envergadura se perforan taladros inclinados, en los cuales la longitud de taladro aumenta con la inclinación, pero, por lo contrario, la sobre perforación (SP) disminuye, estimándose por la siguiente relación (López J. 1987).

$$L = \frac{H}{\cos\alpha} + \left(1 - \frac{\alpha}{100}\right) * Sp \dots\dots\dots EC. 1.5$$

Dónde:

L: Longitud de taladro

H: Altura de banco

$\alpha$ : Angulo con respecto a la vertical, en grados.

SP: Sobre perforación

La Sobre perforación (Sp)

Tal como se indicó anteriormente es importante en los taladros verticales para mantener la rasante del piso. Si resulta corta normalmente producirán lomos, pero si es excesiva se producirá sobre excavación con incremento de vibraciones y de los costos de perforación.

En la práctica, teniendo en cuenta la resistencia de la roca y el diámetro de taladro, se estima en rangos.

Esta Sobreperforación debe ser por lo menos de 0.3 veces el valor del burden, por tanto.

$$SP = (0,3 \times B) \dots\dots\dots EC. 1.6$$

Dónde:

SP: Longitud del taladro

B: Burden.

Tabla N°12  
Sobre Perforación

Tipo de roca	Sobre perforación
Blanda a media	De 10 a 11 Ø
Dura a muy dura	12 Ø

Fuente: EXSA (2000), Manual práctico de perforación y voladura. Perú.

### 3. Longitud de taco (T)

Se rellena con material inerte que tiene la función de retener a los gases generados durante la detonación, solo durante fracciones de segundos, suficientes para evitar que estos gases fuguen como un soplo por la boca del taladro y más bien trabajen en la fragmentación y desplazamiento de la roca en toda la longitud de la columna de carga explosiva.

$$T = (L - (Sp/3)) \dots \dots \dots \text{EC.1.7}$$

También es igual a la longitud del burden

$$T = B$$

Si se tiene en cuenta el burden y resistencia de la roca, el taco variara entre  $T = 0,7 B$  para material muy competente, como granito homogéneo, o en un radio de taco o burden que puede aproximarse a 1. Es decir:

$$T = B$$

Para material incompetente con fisuras y fracturas abiertas. En la práctica también se relaciona el diámetro de taladro con la resistencia a compresión, con valores para roca blanda a intermedia.

$$T = (33 \text{ a } 35) \times \text{Ø} \dots \dots \dots \text{EC. 1.8}$$

Y para roca dura a muy dura de:

$$T = (30 \text{ a } 32) \times \text{Ø}, \text{ en canteras} \dots \dots \dots \text{EC. 1.9}$$

Donde:

Ø: diámetro de taladro en pulgadas.

En bancos con mayor diámetro variará entre: 40 Ø para roca blanda a 25 Ø para roca muy dura.

En material suelto o incompetente, como es una sobre-capa de suelo y detritus que recubra a la roca en un trabajo de desbroce de mina; o de una obra civil, esta relación será mucho mayor, generalmente del radio 2:1 sobre la roca.

En desbroce también se puede aplicar la razón de burden T igual a 0.7 B sumándole la mitad del espesor de la sobre-copa.

$$T = (0,7 \times B) + (Sc/2) \dots\dots\dots EC. 1.10$$

Dónde: Sc: Espesor de sobre capa

#### 4. Altura de banco (H)

Distancia vertical desde la superficie horizontal superior (cresta) a la inferior (piso). La altura es función del equipo de excavación y carga, del diámetro de perforación, de la resistencia de la roca de la estructura geológica y estabilidad del talud, de la mineralización y de aspectos de seguridad.

En un equipo de carga y acarreo son determinantes la capacidad volumétrica ( $m^3$ ) y la altura máxima de elevación del cucharón, además de su forma de trabajo (por levante en cargadores frontales y palas rotatorias o por desgarrar hacia abajo en retroexcavadoras).

Normalmente los cargadores frontales a ruedas se emplean en bancos de 5 a 10m de altura, con taladros de 65 a 100mm (2 ½pulg a 5pulg) de diámetro, mientras que las excavadoras y grandes palas a oruga, en bancos de 10 a 15m y más, con taladros de 100 mm (4pulg a 12pulg) o de diámetro, pudiéndose estimar la altura de banco con la siguiente fórmula:

$$H = 10 + 0,57 (C - 6) \dots\dots\dots EC. 1.11$$

Donde:

C: Capacidad del cucharón de la excavadora en m<sup>3</sup>.

Según el diámetro de taladro en voladuras de tajo abierto en relación con la resistencia de la roca, se estima que para roca suave alcanzaría a unos 50cm de diámetro para roca muy dura a unos 35 cm de diámetro.

Para calcular la altura más adecuada o económica en forma práctica, se estimará cuatro veces en metros el diámetro del taladro dado en pulgadas:  $H$  (en mm) = 4  $\emptyset$ , donde  $\emptyset$  es el diámetro de taladro; así, para un diámetro de 2pulg la altura será de 8 m.

Por otro lado, se debe tener en cuenta que si la altura de banco es igual al burden (1:1) la fragmentación resultará gruesa, con sobre excavación y lomos al piso, porque la cara libre no se podrá flexionar. Si la altura es el doble del burden (2:1) la fragmentación mejora y los lomos disminuyen. Si la altura de banco es tres o más veces mayor (3:1) la relación H/B permitirá la flexión, lográndose fragmentación menuda y eliminación de los otros efectos. Otra relación práctica indica que la altura de banco debe ser mayor que el diámetro de la carga explosiva, es decir:

$$H = \frac{\emptyset}{15}$$

Donde:

H: altura de banco (m)

$\emptyset$ : diámetro del taladro (mm)

Así, para un diámetro de 100mm (4pulg) resulta una altura mínima de 6,6m, lo que indica que la altura práctica debe ser mayor a esa cifra.

Por otro lado, el diámetro máximo de taladro sugerido (en mm) para una altura de banco conocida, debería ser igual a la altura, en metros, multiplicada por 15.

$$\varnothing \text{ max} = 15 \times H \dots\dots\dots \text{EC. 1.12}$$

Donde:

$\varnothing_{\text{max}}$ : diámetro máximo de taladro (mm).

H: altura del banco (m).

Así, con un banco de 8 m el diámetro máximo debería ser de  $8 \times 15 = 120\text{mm}$ .

**Burden (B)**

También denominada piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana, también la distancia entre filas de taladros en una voladura. Se considera el parámetro más determinante de la voladura. Depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca, altura de banco y las especificaciones del explosivo a emplear.

Se determina en razón del grado de fragmentación y al desplazamiento del material volado que se quiere conseguir.

Si el burden es excesivo, la explosión del taladro encontrara mucha resistencia para romper adecuadamente al cuerpo de la roca, los gases generados tenderán a soplar y a caracterizar la boca del taladro.

Por lo contrario, si es reducido habrá exceso de energía, la misma que se traducirá en fuerte proyección de fragmentos de roca y vibraciones. En la práctica, el burden se considera igual al diámetro del taladro en pulgadas, pero expresados en metros. Así para un diámetro de 3pulg el burden aproximado será de 3m, conociéndose como burden práctico a la relación empírica:

$$\varnothing \text{ (en pulgadas)} = B \text{ (en m)}$$

También se aplican las siguientes relaciones prácticas según LANGEFORS:

$$B = (0,046 \times \varnothing) \text{ (en mm)} \dots\dots\dots \text{EC. 1.13}$$

Tomando en cuenta la resistencia a compresión de las rocas en taladros de mediano diámetro, el burden variara entre 35 y 40 veces el diámetro para roca blanda y entre 33 a 35 veces el diámetro para roca dura a muy dura.

Tomando en cuenta el tipo de explosivo en taladros de mediano a gran diámetro la relación será:

**Con dinamita:**

$$\text{En roca blanda: } B = (40 \times \varnothing) \dots\dots\dots \text{EC. 1.13.1}$$

$$\text{En roca muy dura: } B = (38 \times \varnothing) \dots\dots\dots \text{EC. 1.13.2}$$

### Con emulsiones

En roca blanda:  $B = (38 \times \emptyset)$ .....EC. 1.13.3

En roca muy dura:  $B = (30 \times \emptyset)$ .....EC. 1.13.4

### Con EXAMON o ANFO

En roca blanda:  $B = (28 \times \emptyset)$ .....EC. 1.13.5

En roca muy dura:  $B = (21 \times \emptyset)$ .....EC. 1.13.6

## 5. Espaciamiento (E).

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila, Se calcula en relación con la longitud del burden, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros. En la práctica, normalmente es igual al burden para malla de perforación cuadrada.  $E = B$  y de  $E = 1,3$  a  $1,5 B$  para malla rectangular o alterna, Para las cargas de precorte o voladura amortiguada (Smooth blasting) el espaciamiento en la última fila de la voladura generalmente es menor:

$$E = 0,5 \text{ a } 0,8 B$$

Cuando se pretende disminuir el efecto de impacto hacia atrás.

Si el criterio a emplear para determinarlo es la secuencia de salidas, para una voladura instantánea de una sola fila, el espaciado es normalmente de  $E = 1,8 B$ , ejemplo para un burden de 1,5m (5') el espaciado será de 2,9m (9').

Para voladuras filas múltiples simultáneas (igual retardo en las que el radio longitud de taladro a burden (L/B) es menor que 4 el espaciado puede determinarse por la fórmula:

$$E = \sqrt{B \times L} \dots \dots \dots \text{EC. 1.14}$$

Dónde:

B: burden, en pies.

L: longitud de taladros, en pies.

En voladura con detonadores de retardo el espaciado promedio es aproximadamente de:

$$E = (1,4 \times B), \dots \dots \dots \text{EC. 1.15}$$

## 6. Radio, longitud a burden (L/B)

La relación ideal de longitud a burden es de 3:1 que sirve de referencia para comprobar el burden y diámetro óptimo, mediante tanteos con diferentes diámetros hasta aproximarnos lo más posible a 3, en base al burden obtenido con la fórmula de Konya.

### 2.2.7. Modelos matemáticas y diseño de voladura

Modelo matemático de Andersen (1952)

Considera que el burden es una función del diámetro y longitud del taladro, describiéndola así:

$$B = \sqrt{\emptyset \times L} \dots \dots \dots \text{EC. 1.16}$$

Dónde:

B: Burden

$\emptyset$ : Diámetro del taladro, en pulgadas

L: Longitud del taladro, en pies

La relación longitud de taladro – burden o altura de banco, influye sobre el grado de fragmentación.

#### 1. Modelo matemático de Langefors (1963)

Considera además la potencia relativa del explosivo, el grado de compactación, una constante de la roca y su grado de fracturamiento, mediante la siguiente formula.

$$B = \frac{db}{33} \sqrt{\frac{P \times S}{C \times f \times (E/B)}} \dots \dots \dots \text{EC. 1.17}$$

Dónde:

B: Burden máxima, en metros

P: Densidad de carga o grado de compactación que esta entre 1,0 y 1,6  $\text{kg/dm}^3$

S: Potencia relativa del explosivo (1 – 1,4).

C: Constante para la roca, generalmente varía entre 0.45 y 1.0

f: Grado de fractura o factor de fijación. Para barrenos verticales  $f=1$ ; para barrenos inclinados en 3:1,  $f = (0,9)$ ; para barrenos inclinados en 2:1,  $f = (0,85)$ .

E/B: Radio de espaciamiento a burden o relación espaciamiento/piedra.

db: Diámetro de broca (mm).

### 2. Modelo matemático de C. Konya (1976)

Basada en las teorías del DR. Ash. Determina el burden con base en la relación entre el diámetro de la carga explosiva y la densidad, tanto del explosivo como de la roca, según:

$$B = 3,15 \times D \times \left(\frac{p_e}{p_r}\right)^{0,33} \dots \dots \dots \text{EC. 1.18}$$

Dónde:

B: Burden, en pies

D: Diámetro del explosivo, en pulgadas

$p_e$ : Densidad del explosivo

$p_r$ : Densidad de la roca

### 3. Modelo matemático de Ash (1963)

Considera un constante  $k_b$  que depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado:

$$B = \frac{K_B \times D}{12} \dots\dots\dots \text{EC. 1.19}$$

Dónde:

B: Burden

D: Diámetro del taladro

$K_B$ : Constante, depende la clase de roca y tipo de explosivo empleado, según el siguiente cuadro.

Estas constantes varían para el cálculo de otros parámetros, como se indica

Tabla N°13  
Constante de  $K_B$  para clase de roca y tipo de explosivo.

Tipo de Explosivo	Clase de roca		
	Blanda	Media	Dura
Baja densidad ( de 0.8 a 0.9 gr/cm <sup>3</sup> ) y baja potencia	30	25	20
Densidad media ( de 1 a 1.2 gr/cm <sup>3</sup> ) y potencia media	35	30	25
Alta densidad (de 1.2 a 1.6 gr/cm <sup>3</sup> ) y alta potencia	40	35	30

Fuente: EXSA (2000), Manual práctico de perforación y voladura. Perú.

Estas constantes varían para el cálculo de otros parámetros, como se indica:

Profundidad de taladro

$$L = (K_e \times B), (K_e \text{ entre } 1,5 \text{ y } 4) \dots\dots\dots \text{EC. 1.20}$$

Espaciamiento

$$E = (k_e \times B) \dots\dots\dots \text{EC. 1.21}$$

Dónde:

$K_e$ : 2,0 para iniciación simultaneo de taladros

$K_e$ : 1,0 para taladros secuenciados con retados largos

$K_e$ : 1,2 a 18 para taladros secuenciados con retardos cortos

Longitud de taco

$$T = (K_s \times B), (K_s, \text{ varía entre } 0,7 \text{ y } 1,6) \dots\dots\dots \text{EC. 1.22}$$

Sobre perforación

$$SP = (K_s \times B), (K_s, \text{ varía entre } 0,2 \text{ y } 1) \dots\dots\dots \text{EC. 1.23}$$

El burden se mantiene para la primera y demás filas de taladros con salidas paralelas, pero se reduce cuando los taladros se amarran en diagonal (Corte “V” y Echelón).

### **2.2.8. Voladura de bancos**

Altura de banco: Está relacionado con el alcance del equipo de carguío; en este caso en la Unidad Minera Acumulación Andrés – Jesica la altura de banco es de 8,00m.

Diámetro de taladro: Este es un parámetro que está muy relacionado con la capacidad de carguío de los equipos y la resistencia a la compresión de la roca son las limitantes para elegir el diámetro de perforación. Para ello se tuvieron en cuenta diversos factores, tales como:

Tipo de material a volarse (tipo de alteración).

Estabilidad de taludes.

Diseños operacionales: Se tendrán en cuenta los equipos a utilizar para la explotación (Equipos de carguío, transporte, etc.)

El diámetro del taladro en Unidad Minera Acumulación Andrés - Jesica, es de 6 3/4”.

#### **2.2.8.1. Burden (B) y Espaciamento (E)**

Para determinar este parámetro se tiene en cuenta la dureza de la roca, el fracturamiento del terreno, explosivos a utilizar y un factor muy importante la fragmentación requerida.

El Burden empleado es variable entre 4,30m. (Mineral) y 5,00m (Desmonte)

#### **2.2.8.2. Sobre perforación.**

La Sobre perforación es la longitud del taladro por debajo del nivel del piso que se necesita para romper la roca a la altura del banco y lograr una fragmentación y desplazamiento que permita al equipo de carguío alcanzar la cota deseada. En la Unidad se trabaja con una sobre perforación promedio de 1.0 metro, siendo una relación de 0.23 veces el burden.

#### **2.2.8.3. Taco o stemming**

La distancia del taco se refiere a la porción superior del taladro, que normalmente se rellena con material inerte para confinar los gases de la explosión. La distancia del taco es proporcional al burden y, por lo tanto, al diámetro de la carga, a la densidad del explosivo y a la densidad de la roca, ya que todos estos son necesarios para determinar el burden. El doblar; triplicar o cuadruplicar la distancia del taco, no asegura que los taladros funcionen correctamente.

El taco promedio utilizado es de 3,00m. Con el propósito de lograr un mayor confinamiento de la energía. El material producto de la perforación (detritus), es colocado para tal fin.

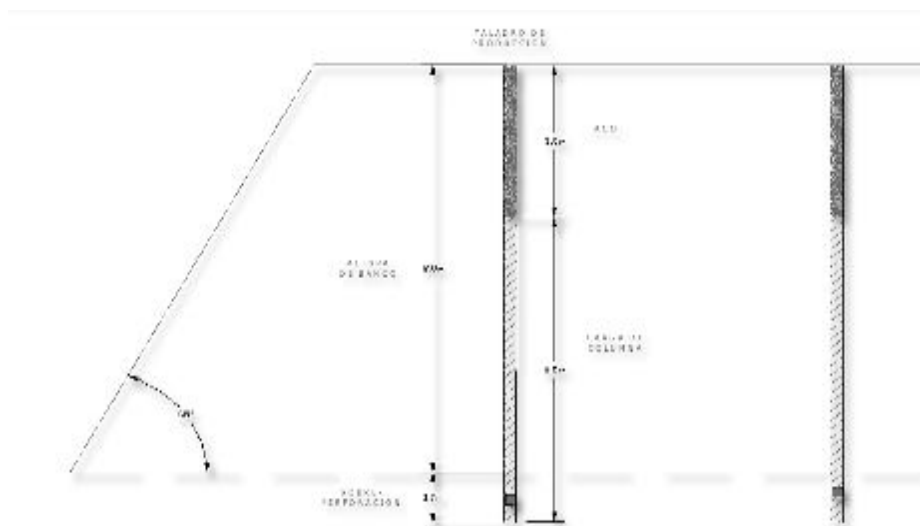


Figura N° 5  
*Parámetros de Perforación – Voladura*

Fuente: EXSA (2000), Manual práctico de perforación y voladura. Perú.

### 2.2.9. Los agentes de voladura.

Los agentes de voladura consisten en una mezcla de sustancias, combustible y oxidante, que incentivadas debidamente dan lugar a una reacción exotérmica muy rápida, del orden de milésimas de segundo, que genera una serie de productos gaseosos a altas temperaturas y presión, químicamente más estables que ocupan un mayor volumen, aproximadamente 1000 a 10000 veces mayor que el volumen original, lo cual les confiere la gran capacidad expansiva capaz de remover y proyectar la roca circundante, dentro de los agentes de voladura acuosos están considerados los hidrogeles y slurries, y en los agentes de voladura secos está considerado el ANFO y otros.

#### a) ANFO

Este agente de voladura es una mezcla de alta calidad, compuesto por nitrato de amonio + Petróleo Diesel N° 02, es muy utilizado en las empresas mineras. Por regla de tres simples tenemos que esta mezcla estequiometría corresponde a un 94,48% de NA y un 5,52% de combustible y representa el desprendimiento máximo de energía.

#### b) HEAVY ANFO (ANFO PESADO)

Estos agentes son producto de la mezcla de emulsiones con el ANFO en diversas proporciones, lo que constituye una de las características más importantes de este tipo de explosivo.

El resultado de estas mezclas es obtener productos cuyas propiedades varían entre las del ANFO y las de las emulsiones. Cuando la proporción de la emulsión es menor se tiene explosivos de baja densidad y poca resistencia al agua, hasta aquellos con proporciones mayores de emulsión que tienen gran resistencia al agua.

Las mezclas usuales de Emulsión/ANFO, utilizados en la Unidad Minera Acumulación Andrés - Jesica son los siguientes: 4/6 y 5/5.

Tabla N°14  
*Mezclas de Heavy ANFO*

AGENTE	COMPOSICIÓN	ESPECIFICACIÓN
Heavy ANFO 19	10% de Em y 90% de An	Roca media
Heavy ANFO 28	20% de Em y 80% de An	Roca media
Heavy ANFO 37	30% de Em y 70% de An	Roca media
Heavy ANFO 46	40% de Em y 60% de An	Roca dura con presencia de agua
Heavy ANFO 55	50% de Em y 50% de An	Roca dura con bastante presencia de agua
Heavy ANFO 64	60% de Em y 40% de An	Roca dura con bastante presencia de agua

Fuente: FAMESA, manual de voladura y explosivos. Perú.

#### 2.2.10. Accesorios de voladura.

Se entienden como accesorios de voladuras a aquellos productos que permiten conectar, transmitir e iniciar los explosivos secundarios a través de cargas controladas, secuenciadas y seguras. Como son cordón detonante, booster y faneles duales.

Los accesorios de voladura utilizados en la Unidad Minera Acumulación Andrés - Jesica, para realizar la secuencia de salida de los taladros son los siguientes:

##### a) Multiplicador o Booster

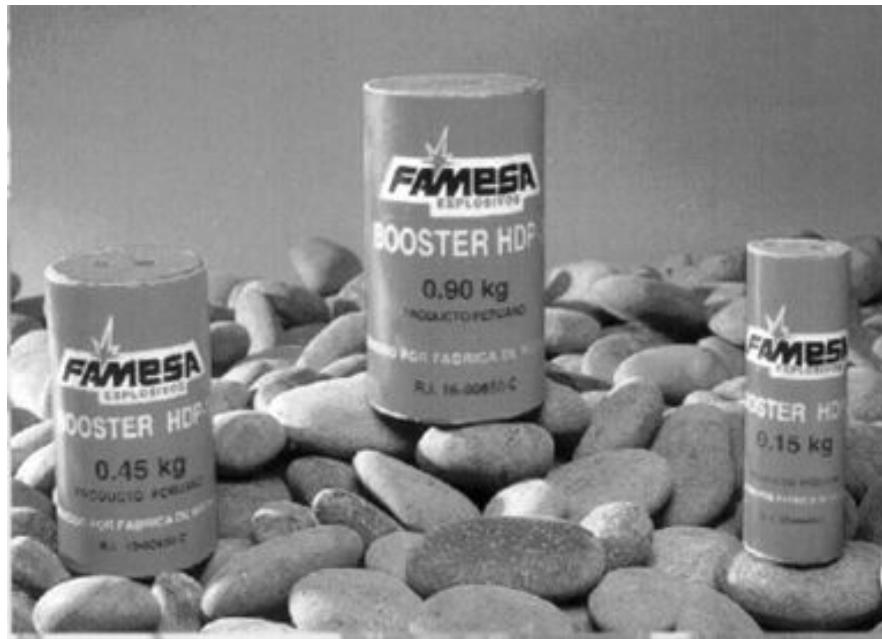
Los multiplicadores (también conocidos como boosters) son iniciadores de voladura que se utilizan para iniciar explosivos de baja sensibilidad, como pueden ser anfo, hidrogeles o emulsiones, tanto si se emplean en modalidad de encartuchados o a granel.

Están compuestos por un cilindro de pentolita que va envuelto con una cubierta de cartón. La pentolita es un explosivo de alta potencia formado a partir de una mezcla de petrita y de TNT, que tiene una velocidad de detonación también alta, situada en torno a los 7.500 m/s

El multiplicador lleva unos orificios axiales que van rodeados de pentrita. Es por estos orificios por donde pasan los accesorios que los iniciarán: cordón detonante, detonadores, etc.

En la Unidad Minera Acumulación Andrés - Jesica, se está utilizando boosters de 1 Lbs. Cuyas especificaciones técnicas son:

Densidad	1,60 g/cm <sup>3</sup> .
Velocidad de detonación	7000 m/s.
Presión de detonación	202 Kba.
Resistencia al agua	Excelente.

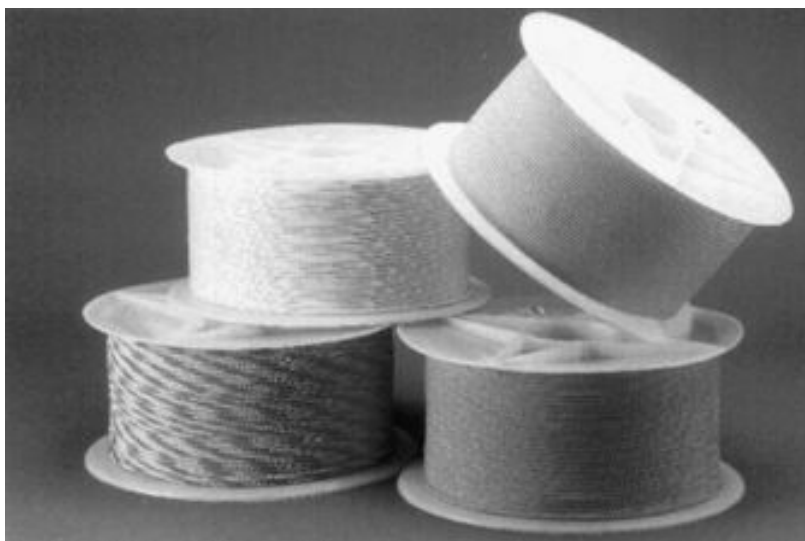


*Figura N° 6  
Booster FAMESA Explosivos.*

Fuente: FAMESA, manual de voladura y explosivos. Perú.

### b. Cordón detonante

Este accesorio de voladura, está compuesto por un núcleo de un explosivo conocido como pentrita. En la Unidad Minera Acumulación Andrés - Jesica, se utiliza el cordón detonante 5G. Este accesorio es utilizado para transmitir la onda detonante desde una carga explosiva a otra. Debido a su alta potencia es capaz de iniciar explosivos sensibles al fulminante común N° 08.



*Figura N°7  
Cordón detonante de 750 metros / rollo FAMESA Explosivos.*

Fuente: FAMESA, manual de voladura y explosivos. Perú.

### c. Mecha 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, en fábrica, varía entre 150 y 200m/s (45 a 60 pie/s) en promedio. Este tiempo usualmente varía 01 segundo por cada 100m de altura, por lo que debe medirse en mina.

La mecha de seguridad es utilizada para transmitir energía desde un punto a otro, por medio de la combustión del núcleo de pólvora, en un tiempo determinado por la longitud de la mecha.

En la Unidad Minera Acumulación Andrés - Jesica, se utiliza Mecha de seguridad de 4 pies. Los cuales conducen la energía a una velocidad de 1pie. /min.

#### **d. Detonadores no eléctricos (faneles duales)**

Estos accesorios son utilizados para iniciar en forma segura y precisa a los explosivos sensibles al fulminante N° 08: como booster, dinamitas, emulsiones encartuchadas, etc. Este producto está conformado por cuatro elementos principales.

Tubo de choque (El cual transmite por su interior una señal de baja energía a una velocidad de 2000m/s), cápsula detonante (Incluye el elemento de retardo), etiqueta (Indica el periodo de retardo de la serie y el tiempo nominal de detonación) y el conector J (Para unir el tubo de choque a una línea troncal de cordón detonante).

En la Unidad Minera Acumulación Andrés – Jesica se están utilizando detonadores no eléctricos (faneles duales) con Retardo en Superficie de 17 ms y de 800 ms en el Fondo.

### **2.2.11. Cálculo y distribución de la carga explosiva**

#### **a) Columna explosiva**

Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada “longitud de carga” donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro. Es importante la distribución de explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada.

La columna continua normalmente empleada para rocas frágiles o poco competentes suele ser del mismo tipo de explosivo, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: La carga de fondo (CF) y la carga de columna (CC). (Mucho, 1985)

#### **b) Carga de fondo (Cf)**

Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada y garantizar la rotura al piso, para, junto con la sobre perforación, mantener la razante, evitando la formación de resaltos o lomos y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de bolones. (López J, 2013)

Su longitud es normalmente equivalente a la del burden más el sobre perforación:

$B + 0,3 B$ ; luego:

$CF = (1,3 \times B)$

No debe ser menor de 0,6 B para que su tope superior este al menos al nivel del piso del banco. Se expresa en kg/m o lb/pie de explosivo. Los productos usualmente empleados son:

ANFO aluminizado, hidrogeles Slurrex, emulsiones sensibilizadas, Examon- V o ANFOS pesados como Slurrex- AP de 30/70 a 60/40, en razón a que la energía por unidad de longitud en el fondo del taladro debe ser al menos dos veces mayor que la requerida para romper la roca en la parte superior.

Si se toma en consideración la resistencia de la roca y el diámetro de la carga, la longitud de la carga de fondo variará entre 30 Ø para roca fácil a 45 Ø para muy dura. El cebo iniciador o booster debe colocarse en esta parte de la carga, preferentemente al nivel del piso del banco, para su mayor efectividad. (López J, 2013).

### c) Carga de columna (Cc)

Se ubica sobre la carga de fondo y puede ser de menos densidad, potencia o concentración ya que el confinamiento de la roca en este sector del taladro es menor, empleándose normalmente ANFO convencional, Examon-P o ANFO, pesado en relaciones de 10/90 a 20/80.

La altura de la carga de columna se calcula por la diferencia entre la longitud del taladro y la suma la carga de fondo más el taco. (López J, 2013).

$$CC = L - (CF + T)$$

Dónde:

CC: Carga de columna

L: longitud de taladro

CF: carga de fondo

T: longitud de taco

Usualmente:

$$CC = 2,3 \times B$$

Años atrás, en los grandes tajos se empleaban cartuchos o mangas de hidrogel (Slurrex 40, Slurrex 60 o Slurrex 80) como carga de fondo cuando se requiera reforzar la carga iniciadora en taladros secos o en taladros con presencia de agua, llenándose el resto de columna con ANFO.

Actualmente, con la posibilidad de poder preparar mezclas de emulsión- cargadores (camiones fábricas), es común carga con ANFO pesado en relaciones de 10/90 a 60/40, con una longitud de (10/15) Ø al fondo y completar la carga de columna con ANFO normal. (Mucho, 1985)

### d) Cargas segmentadas o espaciadas

Normalmente se emplean cargas continuas en taladros de pequeña o mediana longitud, pero taladros largos o en aquellos que se requiera disminuir la energía, pero manteniéndola en toda su longitud, se emplean cargas espaciadas con tacos inertes intermedios y con un iniciador en cada una para garantizar su salida. Estas cargas pueden ser el mismo tipo de explosivo o emplearse uno de mayor densidad o potencia en la primera carga al fondo. Las salidas pueden ser simultáneas o con diferentes tiempos de salida para cada una, mediante retardos en orden ascendente, según el diseño de la voladura o los efectos que se requieran obtener. (Mucho, 1985).

### e) Carga específica (Ce)

Llamando también consumo específico o factor de carga (Power factor).

Es la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar  $1\text{m}^3$  o  $\text{yd}^3$  de roca. Se expresa en  $\text{kg}/\text{m}^3$  o  $\text{lb}/\text{yd}^3$ .

$$CE = \frac{\text{Total de explosivo utilizado, en kg}}{\text{Total de m. rotos cubicados}}$$

La carga específica es una excelente unidad referencial para el cálculo de la carga total de un disparo, pero no es el mejor parámetro de por sí, ya que la distribución de este explosivo en la masa de la roca mediante los taladros tiene gran influencia en los efectos de fragmentación y desplazamiento, es decir, en el resultado de la voladura.

Así, a igualdad de carga específica, una voladura efectuada con taladros de pequeño diámetro muy próximos entre sí resultará con mejor fragmentación que si se utiliza taladros de gran diámetro, pero más espaciados. (Mucho, 1985)

### f) Estimación de cargas

Volumen a romper por taladro = malla por altura de taladro.

$$V = (B \times E \times H) = \text{m}^3 \text{ por taladro}$$

Tonelaje: volumen por densidad de la roca o mineral.

### g) Volumen de explosivo

Diámetro de taladro por longitud de la columna explosiva (columna continua) o por la suma de las cargas segmentadas. (López J, 2013)

$$V_e = (\emptyset \times C_e), \text{ en m}^3$$

### h) Factor de carga (Fc)

Es la relación entre el peso de explosivo utilizado y el volumen de material roto. (López J, 2013)

$$FC = (W_e / V)$$

### i) Tonelaje roto

El tonelaje roto es igual al volumen del material roto multiplicado por la densidad de dicho material. (López J, 2013).

$$\text{Tonelaje} = (V \times \rho_r)$$

### j) Carga específica para cada taladro en voladuras de varias hileras.

Primera fila (burden a la cara libre frontal inicial): (Mucho, 1985)

$$C_e = (H - SP) \times E \times (B + T/2) \times FC, \text{ en kg.}$$

Para la segunda fila y subsiguiente:

$$C_e = (H - SP) \times E \times B \times FC, \text{ en kg.}$$

Dónde:

C<sub>e</sub>: carga explosiva, en kg.

H: profundidad de taladro.

SP: sobre perforación.

E: espaciamiento entre taladros.

B: burden.

T: piso quedado.

FC: factor de carga (por tipo de roca, tendrá que definirse para cada caso en especial). (López J, 2013)

### k) Perforación específica

Es el número de metros o pies que se tiene que perforar para cada m<sup>3</sup> de roca volada. (López J, 2013)

$$\frac{(L/H)}{B \times E}$$

Donde;

L: Profundidad del taladro (altura de banco (H) – 0.3 B)

H: Altura de banco

B: Burden

E: Espaciamiento

K: Factor de potencia (FP)

$$FP = (H/B) \times E \times H, \text{ en m/m}^3$$

Luego:

$$\frac{\text{Perforacion total}}{FP \times \text{Volumen total}}$$

### l) Cálculo general para carga de taladró

$$(0.34 \times \emptyset^2 \times p_e), \text{ en lb/pie}$$

Dónde:

0.34: Factor

∅: Diámetro del taladro, en pulg.

$p_e$ : Densidad del explosivo a usar, en  $g/cm^3$

### m) Densidad de carga

$$D_c: 0.507 \times p_e \times \varnothing^2 \times (L - T)$$

Dónde:

$D_c$ : Densidad de carga, en kg/tal

0.507: Factor

$\varnothing$ : Diámetro del taladro, en pulg

$p_e$ : Densidad del explosivo a usar

$L$ : Longitud de perforación

$T$ : Taco

### n) Malla

Es la forma en que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad de taladros.

En el diseño de una voladura de banco se puede aplicar diferentes trazos para la perforación, denominándose malla cuadrada, rectangular y triangular o alterna, basándose en la dimensión del burden. (López J, 2013)

#### 2.2.12. Retardos en voladuras de banco

Se emplean dos clases de retardos; de superficie para cordón detonante, que se intercalan entre taladros y entre líneas troncales, de tipo “hueso de perro” y de manguera de shock o bidireccional, con tiempos usuales de 9 a 300 ms, y los de interior de taladros que se colocan en el primer o booster, al fondo y en las cargas espaciadas, generalmente son del tipo de detonador no eléctrico de chock y muy eventualmente eléctricos, con tiempos entre 5 y 100 ms. (López J, 2013)

La colocación de retardos puede tener estas alternativas:

Líneas de cordón detonante con retardos de superficie, sin retardo en el taladro.

Líneas de cordón detonante con retardos escalonados, en superficie y con retardos de un mismo número en todos los taladros.

Retardos en superficie más retardos de distintos números (escalonados) en el interior de los taladros.

Sin retardos en superficie, con retardos de distintos números (secuenciados) al fondo de los taladros.

Con o sin retardos en superficie y con retardos escalonados en las cargas espaciadas (decks) al interior de los taladros.

Los disparos grandes se pueden separar por tramos mediante un adecuado reparto de retardos, repitiendo las series en cada tramo y separándolos entre si, usualmente mediante un retardo del mismo número o más que es el último colocado en el tramo, para que el primer taladro del siguiente tramo salga después al sumar su propio tiempo con el del retardo puente. (López J, 2013)

**2.2.13. Análisis de la fragmentación**

El análisis granulométrico es una operación de determinar el tamaño de las partículas y su distribución es una muestra de mineral conformada por granos mineralizados de diversos tamaños, las distintas proporciones separadas indican el grado de finura de dicha muestra tal grado esta expresado en porcentaje en peso retenido en determinada malla.

**2.2.8.4. Modelo de LARSSON**

Propuesta de Larsson (1973) para la determinación  $K_{50}$  o la abertura de malla cuadrada por la que pasa el 50% del material volado; utiliza igual que la de Kuznetsov parámetros de diseño de voladura, propiedades del explosivo, así como las características del macizo rocoso se muestra en la ecuación.

$$K_{50} = S \times e^{(0,58 \ln B - 0,145 \ln(\frac{S}{B}) - 1,18 \ln(\frac{CE}{c}) - 0,82)} \dots\dots\dots 3.23$$

Donde:

$K_{50}$ : La apertura de la malla cuadrada a 50%

B: piedra (m)

S/B: relación espaciamiento/piedra.

CE: consumo específico de explosivo ( $kg/m^3$ )

C: constante de roca. Equivale al consumo específico de explosivo gelatinoso necesario para fragmentar la roca, normalmente varía entre 0,3 y 0,5  $kg/m^3$

S: constante de volabilidad. Es un factor que tiene en cuenta la heterogeneidad y discontinuidades del macizo rocoso.

Roca muy fisurada y diaclasas muy próximas..... S=0,60

Roca diaclasada..... S=0,55

Roca normal con algunas grietas..... S=0,50

Roca relativamente homogénea..... S=0,45

Roca homogénea.....S=0,40

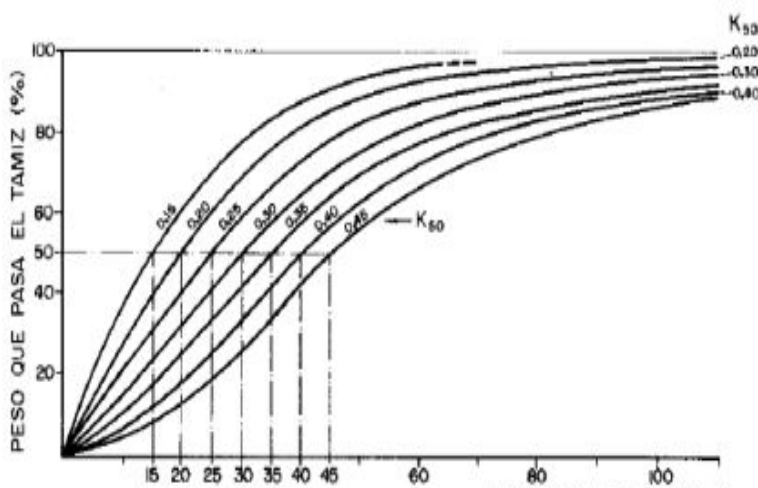


Figura N°8

*Determinación del coeficiente del tamaño de bloque “K\_50” del material fragmentado.*

Fuente: López Jimeno (1986), Manual de perforación y voladura de rocas. España.

#### 2.2.8.5. Modelo de SVEDEFO

A diferencia de la ecuación de Larsson, la presentada por SveDefo en la ecuación considera el efecto de la altura del banco y la longitud del retacado en el cálculo del tamaño medio de fragmentación.

$$X_{50} = S * \left[ 1 + 4.67 * \left( \frac{T}{L} \right)^{2.5} \right] * e^{\left\{ 0.29 * \ln B^2 \sqrt{\frac{S}{E}} - 1.18 * \ln \left[ \frac{CE}{C} \right]^{-0.82} \right\}}$$

Las nuevas variables son:

T = longitud de retacado (m)

L = profundidad del barreno (m)

#### 2.2.8.6. Modelo de KUZ RAM

Este modelo ha sido desarrollado por Claude Cunningham (1983), de la AECI de Sudáfrica, a partir de la curva de distribución granulométrica de Rosin-Rammler y la fórmula empírica del tamaño medio de los fragmentos procedentes de voladuras dada por V.M.Kuznetsov

La mayor parte de esta información ha sido adaptada de las publicaciones hechas por Cunningham (1983, 1987).

Una relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) ha sido desarrollada por Kuznetsov (1973) en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente.

Modelo de Kuznetsov

$$T_b = F_r * \left[ \frac{VR_0}{Q} \right]^{0.8} * Q^{1/6} \dots\dots\dots 3.25$$

Donde:

$T_b$  = tamaño medio de los fragmentos de voladura (cm)

$F_r$  = factor de la roca.

-Rocas muy blandas..... $F_r = 3$ (f=3 a 5) ;(f=factor de protodyakonov)

-Rocas blandas..... $F_r = 5$ (f=5 a 8)

-Rocas medias..... $F_r = 7$ (f=8 a 10)

-Rocas duras, fisuradas..... $F_r = 10$ (f=10 a 14)

-Rocas duras, homogéneas..... $F_r = 13$ (f=12 a 16)

$VR_0$ : volumen de la roca fragmentada por barreno ( $m^3$ )

Q: cantidad de TNT equivalente a la carga de explosivo por barreno (kg)

### 2.2.8.7. Modelo de Rosin-Rammler

$$PC = e - \left(\frac{T_b}{T_{bc}}\right)^n \dots\dots\dots 3.26$$

Donde:

PC: Proporción de material retenido para una abertura de malla “ $T_b$ ”

$T_b$ : Abertura de malla

$T_{bc}$ : Tamaño característico

n: Índice de uniformidad, (varía entre 0,8-2,2).

Como la fórmula de Kuznetsov da el valor medio de “ $T_b$ ”, entonces PC = 0,5 al reemplazar se tiene:

$$0,5 = e - \left(\frac{T_b}{T_{bc}}\right)^n \text{ entonces } T_{bc} = \frac{T_b}{(0,693)^{1/n}} \dots\dots\dots 3.27$$

De estos tres algoritmos utilizados para el cálculo del tamaño medio se consideran las características de diseño, así como las características de la roca a tronar definido por A para la ecuación de Kuznetsov y S para las ecuaciones de Larsson y SveDeFo.

### 2.2.14. Estimación del factor de roca.

Tal vez el parámetro más importante para determinar un modelo de predicción de fragmentación es el factor de roca (A), actualmente existen varias propuestas para conocer su valor.

#### 2.2.8.8. Factor de roca (CUNNINGHAM)

El factor de roca al igual que el índice de uniformidad corresponde a uno de los parámetros más importantes en el modelo de Kuz-Ram. Este factor se determina a partir de una modificación al índice de volabilidad de Lilly, dándole Cunningham una mayor importancia a la dureza de la roca. El factor de roca de Cunningham, se deduce de datos geológicos del macizo rocoso usando la ecuación (en el tema de índice de volabilidad ecuación 3,36).

$$A = 0.06 * (RMR + JPS + JPA + RDI + HF)$$

Dónde:

RMR: Descriptor de la masa Rocosa.

JPS : Espaciamiento de las diaclasas verticales.

JPA: Angulo del plano de la diaclasa.

RDI : Influencia de la densidad.

HF: Factor de dureza.

### 2.2.15. Predicción de la fragmentación en la voladura de rocas a través de modelos

#### matemáticos.

Existen muchas teorías y modelos matemáticos que tratan de predecir el tamaño del fragmento que deseamos obtener por efecto de la voladura, considerado este último como un proceso estocástico y adiabático.

La mayor parte de esta información ha sido adaptada de las publicaciones hechas por Cunningham (1983 – 1987).

Una relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) ha sido desarrollada por Kuznetsov (1973) en función del tipo de roca.

Por lo cual, se deben conocer las características geomecánicas y la clasificación del macizo rocoso; ya que estos valores podrán ser usados para:

Optimizar la voladura de rocas y minimizar la dilución.

Determinar el sistema y método de sostenimiento más adecuados para las operaciones mineras subterráneas.

Diseñar adecuadamente las operaciones mineras.

Maximizar la producción y productividad minimizando costos operacionales, y por ende maximizar la rentabilidad de cualquier operación minero-metalúrgica en US\$/tm comercializada.

### 2.2.8.9. Modelo de KUZNETSOV

Kuznetsov realizó estudios en fragmentación y publicó sus resultados en 1973. El trabajo de kuznetsov se refiere al tamaño medio de la fragmentación, al factor de carga de TNT y a la estructura geológica. El trabajo de Kuznetsov fue muy importante, ya que mostró que había una relación particular con el tipo de roca. Su trabajo, sin embargo, no fue suficiente, aunque el tamaño medio de la fragmentación podía ser predicho, no decía nada acerca de la cantidad de finos producidos o de la cantidad de rocas grandes. Lo que se necesitaba entonces era una manera de determinar la distribución real de tamaños, no sólo el tamaño promedio.

La distribución real de los tamaños está en función de la malla de perforación, la manera en la que el explosivo es aplicado geoméricamente al manto rocoso.

$$T_b = F_r \times \left[ \frac{VR_0}{Q} \right]^{0,8} \times (Q)^{1/6} \dots\dots\dots 3.28$$

Donde:

$T_b$ : tamaño medio de los fragmentos de voladura (cm)

$F_r$ : factor de la roca calculado en base al índice de volabilidad.

Rocas muy blandas..... $F_r = 3$ (f=3 a 5) ;(f=factor de protodyakonov)

Rocas blandas..... $F_r = 5$ (f=5 a 8)

Rocas medias..... $F_r = 7$ (f=8 a 10)

Rocas duras, fisuradas..... $F_r = 10$ (f=10 a 14)

Rocas duras, homogéneas..... $F_r = 13$ (f=12 a 16)

$VR_0$ : volumen de la roca fragmentada por barreno ( $m^3$ )

Q: cantidad de TNT equivalente a la carga de explosivo por barreno (kg).

### 2.2.16. Modelos de la utilización de otros explosivos.

Un desarrollo posterior que permitía el uso de otros explosivos diferentes al TNT fue incorporado, por Cunningham a la ecuación de Kuznetsov. La ecuación final para determinar el tamaño promedio de la fragmentación utilizando cualquier explosivo se muestra a continuación:

Si la potencia relativa en peso de este explosivo. Supongamos se tiene ANFO = 100 y TNT = 115 la relación será:

$$X = A \left( \frac{V_0}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left( \frac{E}{115} \right)^{-19/30}$$

Dónde:

$Q_e$  = masa del explosivo en kilogramo por taladro a cargar

$E$  = potencia relativa por peso del explosivo a usar. Los valores están disponibles en la hoja técnica del fabricante.

$V_0$  = Volumen estimado de roca fragmentada por taladro en metros cúbicos.

$X$  = Tamaño del fragmento medio que se quiere obtener en cm.

$A$  = factor de roca calculado en base al Índice de Volabilidad

Ya que:

$$\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K}$$

Dónde:  $K$  = Factor Triturante (carga específica) =  $\text{kg}/\text{m}^3$ .

La ecuación se puede reescribir como:

$$X = A(K)^{-0.8} Q_e^{0.167} \left( \frac{115}{E} \right)^{0.633}$$

La ecuación se puede utilizar ahora, para calcular la fragmentación media ( $X$ ) para un factor triturante dado.

Solucionando la ecuación para  $K$  tenemos:

$$K = \left[ \frac{A}{X} Q_e^{0.167} \left( \frac{115}{E} \right)^{0.633} \right]^{1.25}$$

Uno puede calcular el factor triturante (carga específica) requerido para obtener la fragmentación media deseada.

Con el uso de la fórmula original de Kuznetsov y las modificaciones aplicadas por Cunningham, se puede determinar el tamaño medio de la fragmentación con cualquier explosivo y también el índice de uniformidad. Con esta información, se puede ejecutar una proyección Rosin Rammler de la distribución de los tamaños.

## 2.2.17. Distribución del tamaño.

### 2.2.8.10. Modelo de ROSIN RAMMLER

Cunningham, en Sudáfrica, se dio cuenta que la curva de Rosin Rammler había sido reconocida generalmente cómo una descripción razonable de la fragmentación de la roca, tanto la explotada cómo la triturada. Un punto en esa curva, el tamaño medio, podía ser determinado utilizando la ecuación de Kuznetsov.

$$R = e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n}$$

Dónde:

X = el tamaño de la malla,

Xc = el tamaño característico, n = índice de uniformidad,

R = proporción de material retenido en la malla, nos da una descripción razonable de la fragmentación en la voladura de rocas.

n = índice de uniformidad

El tamaño característico Xc es simplemente un factor de escala. Es el tamaño a través del cual el 63.2% de las partículas pasaron. Si conocemos el tamaño característico y el índice de uniformidad (n) entonces una curva típica de fragmentación, como esta graficado en la figura puede ser trazada. (MarcadorDePosición1)

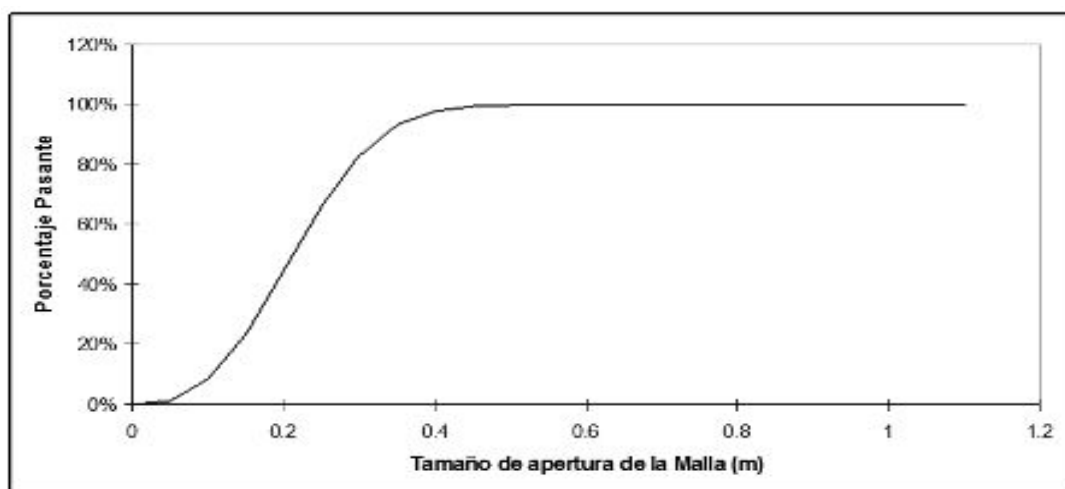


Figura N° 9  
Curva de fragmentación

Fuente: Rosin Rammler

Curva de fragmentación típica donde se puede observar el porcentaje pasante como función de la abertura de la malla.

La ecuación de Rammler puede ser reacomodada para obtener la siguiente expresión para el tamaño característico

$$R = e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} \quad \Rightarrow \quad X_c = \frac{X}{\left[\ln\frac{1}{R}\right]^{1/n}}$$

Ya que la fórmula de Kuznetsov permite hallar el tamaño X de la malla por el cual el 50% del material pasa, sustituimos este valor de:

$$X = X$$

$$R = 0.5$$

En la ecuación, encontrando:

$$X_c = \frac{\bar{X}}{(0.693)^{1/n}}$$

Ahora nos faltaría conocer el índice de uniformidad (n)

### 2.2.18. Índice de uniformidad (n)

Para obtener este valor, Cunningham, (1987) utilizó datos de campo y un análisis de regresión de los parámetros del campo que fueron estudiados previamente y así obtuvo “n” en términos de:

Precisión de la perforación

Relación del burden con el diámetro del taladro

Plantilla de perforación cuadrada o alternada

Relación espaciamento / burden

La expresión para “n” desarrollada por Cunningham, (1987) a partir de pruebas de campo es:

$$n = [2, 2 - 14D/B] \times \left[ \left( \frac{1+S/B}{2} \right)^{0,5} \right] \times [1 - W/B] \times \frac{L}{H} \dots \dots \dots 3.36$$

Donde:

D: Diámetro del barreno (mm).

B: Piedra (m).

S: Espaciamento (m).

L: Longitud total de carga (m).

H: Altura de banco (m).

W: desviación estándar mm), de la precisión de perforación (m).

Los valores del burden (B) y el espaciamento utilizados en la ecuación pertenecen al modelo de perforación y no al modelo de sincronización.

Cuando hay dos diferentes explosivos en el taladro (carga de fondo y carga de columna) la ecuación se modifica en:

$$n = \left( 2.2 - 14 \frac{B}{D} \right) \left[ \frac{1+S}{2} \right]^{0.5} \left( 1 - \frac{W}{B} \right) \left[ \frac{\text{abs}(BCL-CCL)}{L} + 0.1 \right]^{0.1} \left( \frac{L}{H} \right)$$

Donde

BCL = longitud de carga de fondo (m)

CCL = longitud de la carga de columna (m)

ABS = valor absoluto.

Estas ecuaciones son aplicadas a un patrón de perforación (en línea) cuadrado. Si se emplea un patrón de perforación escalonado, “n” aumenta en 10%. El valor de “n” determina la forma de la curva de Rosin-Rammler. Valores altos indican tamaños uniformes. Por otra parte, valores bajos sugieren un amplio rango de tamaños incluyendo fragmentos grandes y finos. El efecto de los diferentes parámetros de voladura en "n " se indica en la siguiente tabla.

Tabla N°15  
*Parámetros de voladura*

Parámetro	"n" se incrementa tal como el parámetro:
Burden/diámetro del taladro	Disminuye
Precisión de perforación	Aumenta
Longitud de carga/altura del banco	Aumenta
Espaciamiento/burden	Aumenta

Fuente: Rosin Rammler

Normalmente se desea tener la fragmentación uniforme por eso es que altos valores de “n” son preferidos.

### 2.2.19. Índice de volabilidad ( $I_V$ )

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:  $A= 12$ . En una tentativa de cuantificar mejor la selección de "A", el Índice de Volabilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986) se ha adaptado para esta aplicación (Cunningham, 1987). La ecuación es:

$$I_V = 0,5 \times (RMD + JF + RDI + HF) \dots\dots\dots 3.38$$

Donde los diversos factores se definen en la Tabla siguiente.

Tabla N°16  
Factor "A" de Cunningham

Símbolo	Descripción	Valores
<i>A</i>	Factor de roca	8 a 12
<i>RMD</i>	Descripción de la masa rocosa	
	- Desmenuzable / friable	10
	- Verticalmente fracturado	<i>JF</i>
	- Masivo	50
<i>JF</i>	<i>JPS+JPA</i>	
<i>JPS</i>	Espaciamiento de la fracturas verticales	
	- < 0.1m	10
	- 0.1 a <i>MS</i>	20
	- <i>MS</i> a <i>DP</i>	50
<i>MS</i>	Muy grande (m)	
<i>DP</i>	Tamaño (m) del diseño de perforación asumido	
	<i>DP</i> > <i>MS</i>	
<i>JPA</i>	Angulo del plano de las fracturas	
	- Buzamiento hacia fuera de la cara	20
	- perpendicular a la cara	30
	- Buzamiento hacia dentro de la cara	40
<i>RDI</i>	Índice de densidad de la roca	$25 \times RD - 50$
<i>RD</i>	Densidad ( t/m <sup>3</sup> )	
<i>HF</i>	Factor de dureza	
	- sí y < 50 GPa	$HF = y/3$
	- sí y > 50 GPa	$HF = UCS/5$
<i>Y</i>	Módulo de Young (GPa)	
<i>UCS</i>	Fuerza compresiva no confinada (MPa)	

Fuente: BARTON, manual de mecánica de rocas.

### 2.3. Definición de términos

- Banco:** Unidad básica de explotación en forma de gran escalón constituido por un plano vertical, o frente, y un plano horizontal, o plataforma de trabajo (Fernández de López, Martha. 2003).
- Barreno:** Sinónimo de taladro. Hueco cilíndrico practicado en la roca para alojar explosivo. (López Jimeno, E. 2006).
- Barrido:** Fluido de aire que permite extraer el detrito del fondo de la perforación
- Berma:** Plataforma horizontal de un banco cuando llega a la posición final de la excavación (Ministerio de Minas y Energía. 2003).
- Broca:** Herramienta de corte de metal que se utiliza para penetrar la superficie de una roca o pieza de trabajo y hace un agujero redondo igual a su diámetro. (Karlinski ,2009).

6. **Broca tricónica:** Es la herramienta de perforación equipada con tres cortadores en forma de conos, los cuales están montados sobre un eje de rodamientos los que a la vez forman las patas o faldones de la broca, esta construcción integral provee la superficie y resistencia para soportar las cargas que la actual técnica de diseño y exigencias de perforación imponen sobre la broca tricónica.
7. **Burden:** Es la distancia medio perpendicular del eje de un taladro a la cara libre.
8. **Conminución:** Es el proceso a través del cual se produce una reducción de tamaño de las partículas de mineral, mediante trituración y/o molienda, con el fin de: Liberar las especies diseminadas, facilitar el manejo de sólidos, obtener un material de tamaño apropiado y controlado.
9. **Cara libre:** Es la superficie en contacto con el ambiente, tomando como referencia un cubo, es indispensable para la formación y retorno de ondas de tensión provocando así una fragmentación.
10. **Carguío:** El carguío se realizará con equipos generalmente excavadoras y cargadores frontales, se carga el material a los camiones volquetes para que sean trasladados a la zona de acumulación dentro del mismo tajo. En esta operación se incluyen tareas de remoción y acopio del material fragmentado.
11. **Costo:** Valoración monetaria de los gastos incurridos y aplicados en la obtención de un bien (Fernández de López, Martha. 2003).
  - a. **Costo directo:** Dependiendo del sistema de costos que adopte cada empresa, se pueden determinar los costos directos del equipo por hora, para un periodo determinado.
  - b. **Costo indirecto:** Estos costos se refieren a los que no están relacionados directamente con el proceso de perforación.
    - Depreciación del equipo.
    - Seguros e impuestos.
    - Costo de supervisión.
    - Costos de bodegas e inventarios.
  - c. **Costo total:** Son la suma de los costos fijos y variables para cualquier determinado de producción (Fernández de López, Martha. 2003).
 

**Costo total de perforación:** Es un concepto en donde se pone en énfasis el costo de la productividad. Implica la evaluación de los costos de perforación, incluyendo los costos directos e indirectos.
12. **Desplazamiento:** Consiste en el movimiento de la masa rocosa hacia la cara libre.
13. **Deflagración:** Es una reacción química que se mueve rápidamente a través del material explosivo y libera calor o flama vigorosamente la reacción se mueve demasiado lenta para producir ondas de choque significativas y fracturación de la roca.
14. **Detonación:** En una detonación la reacción química se mueve a través del material explosivo a una velocidad mayor que aquella del sonido a través del mismo material. Se forma una onda de choque supersónica a través del explosivo. Los gases tienen temperaturas de 3000 a 7000°F y

presiones altas de rango de 20 a 100K bars, 100,000 atmosferas o 1,5 millones de libras/*pul*<sup>2</sup>. estos gases se expanden rápidamente, producen onda de choque en el medio circundante.

15. **Detritus:** Partículas o esquirlas de roca procedentes de la perforación de un barreno (López Jimeno, E.2006).
16. **Empuje:** Fuerza que se aplica para mantener en contacto la broca con la roca.
17. **Espaciamiento:** Es la distancia entre taladros de una misma fila perpendicular al burden, que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila.
18. **Explosivo:** Compuesto químico generador de la liberación repentina de altas presiones y temperaturas, con liberación de gases produciendo fragmentación en la roca.
19. **Fragmentación:** Tamaño de los trozos de roca volada (López Jimeno, E. 2006).
20. **Frecuencia:** Parámetro característico de una vibración (Hz o ciclos por segundo).
21. **Factor de carga:** Es la relación en peso de explosivo utilizado y el volumen de material roto en metro cubico de roca triturada o rota ( $We/V$ ).
22. **Factor de potencia:** Es la cantidad en peso de explosivo usada por tonelada de roca volada (kg.exp/t)
23. **Insertos:** Pieza de metal duro que se usa en las brocas de perforación (López Jimeno, E.2006).
24. **Malla:** En la forma geométrica que toma básicamente en relación burden y el espaciamiento en función al taladro.
25. **Maniobra de perforación:** Cualquier operación referida al traslado del equipo de perforación, prolongación del varillaje, retirada de éste, limpieza del barreno, etc. Fernández, (2003)
26. **Mina:** Las minas son las fuentes de material que contiene mineral y que se encuentra cerca de la superficie o en el subsuelo (Estudios Mineros del Perú S.A.C. Manual de Minería).
27. **Operación unitaria:** La primera operación en el ciclo productivo de una mina.
28. **Optimización:** Es realizar una mejor gestión de nuestros recursos en función del objetivo que perseguimos.
29. **Percusión:** Impactos producidos por los golpes del pistón originan ondas de choque que se transmiten a la broca a través del barreno.
30. **Perforación:** Acción o proceso de elaborar u orificio con un taladro (perforadora) manual o mecánico (eléctrico o hidráulico).
31. **Perforación específica:** Es el número de metros que se tiene que perforar por cada metro cubico de la roca volada.
32. **Proyecto:** Un proyecto es un prospecto que luego del programa de perforación inicial indica la existencia de un posible depósito mineral que requiere mayor evaluación a través de un extenso programa de perforaciones para continuar con la evaluación. Revoluciones por minuto (RPM): La velocidad con que se va penetrando la roca (velocidad de penetración) es directamente proporcional a las revoluciones por minuto.

33. **Roca:** Una masa que contiene una combinación de minerales. Agregado de minerales de diferentes clases en proporciones variables (Estudios Mineros del Perú S.A.C. Manual de Minería).
34. **Rotación:** Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.
35. **Sobreperforación:** Es la profundidad a la cual se perfora el barreno por debajo del nivel del piso para asegurarse que el rompimiento ocurra a nivel.
36. **Tajo:** Escalón o unidad de explotación sobre la que se desarrolla el trabajo de extracción en las minas a cielo abierto (Ministerio de Minas y Energía. 2003).
37. **Tajo abierto:** Conocido como cielo abierto. Sistema de explotación caracterizado por el uso de bancos o cortes escalonados, aplicado, generalmente, a la extracción de depósitos en vetas localizadas cerca de la superficie y de gran magnitud, que tiene una capa de material estéril de mediana importancia.
38. **Transporte:** Corresponde a esta actividad, el acarreo o transporte del material que se encuentra en los bancos, hacia los diferentes destinos: El Mineral, con contenido metálico económicamente explotable, se trasladara a las canchas de mineral o a la planta concentradora. El material de baja ley se almacena en botaderos especiales para más tarde, aplicando nuevas tecnologías ser lixiviado para recuperar su contenido metálico. El desmonte (material estéril y sin valor económico) que se enviará a los botaderos. (LOPEZ, J.C. y FERNANDEZ, L. 1989)
39. **Taladro:** Cavidad cilíndrica en la cual se deposita explosivo de acuerdo a un factor de carga. (Karlinski ,2009).
40. **Talud:** Relación entre la proyección horizontal y la altura del frente de un banco.  
Velocidad de penetración: Ritmo neto de avance durante la perforación de un barreno (López Jimeno, E. 2006).
41. **Velocidad de perforación:** Ritmo medio de perforación de barrenos incluyendo los tiempos no productivos (López Jimeno, E. 2006).
42. **Velocidad ponderada:** Velocidad considerada al final de su recorrido de perforación permitida en la operación de la vida útil de la broca tricónica. (López, j.c. y Fernández, l. 1989)
43. **Vibraciones:** Movimiento oscilante de un medio solido o líquido al paso de una onda clásica. (López, j.c. y Fernández, l. 1989)
44. **Voladura controlada:** Técnica de voladura usada para controlar la sobre excavación y producir un talud final competente, puede ser de pre – corte, recorte, perforación en línea, voladura amortiguada. (López, j.c. y Fernández, l. 1989)
45. **Voladura amortiguada:** Voladura disparada después de la voladura principal, constituida por cargas desacopladas y poco espaciadas para producir taludes competentes. (López, j.c. y Fernández, l. 1989)

## **2.4. Caracterización del área de investigación**

### **2.4.1. Reseña histórica**

El área del Proyecto Jessica ha sido objeto de una serie de exploraciones que se inició desde los años 2000 hasta 2004 a cargo de Anglo Gold Ashanti Exploration Perú SAC, Quienes concluyen la última campaña de perforación en La Rescatada, descartando la zona de Jesica con 10 taladros diamantinos, en el Año 2004 se firma un acuerdo de Joint Venture con Aruntani SAC, en el año 2006 Se inicia la campaña de perforación en el área Jesica, completando 33 taladros diamantinos (5,115 m), lográndose cubicar 800 000 oz de Au, descubriéndose el depósito de Au.

Concluyéndose en presentar al Proyecto Jesica como depósito del tipo epitermal de alta sulfuración, en el año 2009 Se realiza campaña de Infill Drilling, totalizándose 106 taladros diamantinos (18,000 m), confirmando el recurso cubicado y obteniendo información para el Plan de Minado e Iniciándose la producción en el año 2011 a un ritmo de 10,000 tpd.

### **2.4.2. Ubicación**

La Unidad Minera Jesica de la Compañía Minera Aruntani, se encuentra ubicada en el distrito de Ocuwiri, provincia de Lampa, departamento de Puno; con una altitud que varía entre los 4500 msnm y 5200 msnm, en las partes altas de las microcuencas de los riachuelos Azufrini y Huarucani, afluentes del río Chacapalca de la cuenca del río Ramis.

La Unidad se encuentra en los 19° 50'58" de latitud sur, 90° 00' 57" de longitud Oeste del meridiano de Greenwich.

Las coordenadas UTM en el centro del yacimiento son: 8'312,938N y 304,095E.

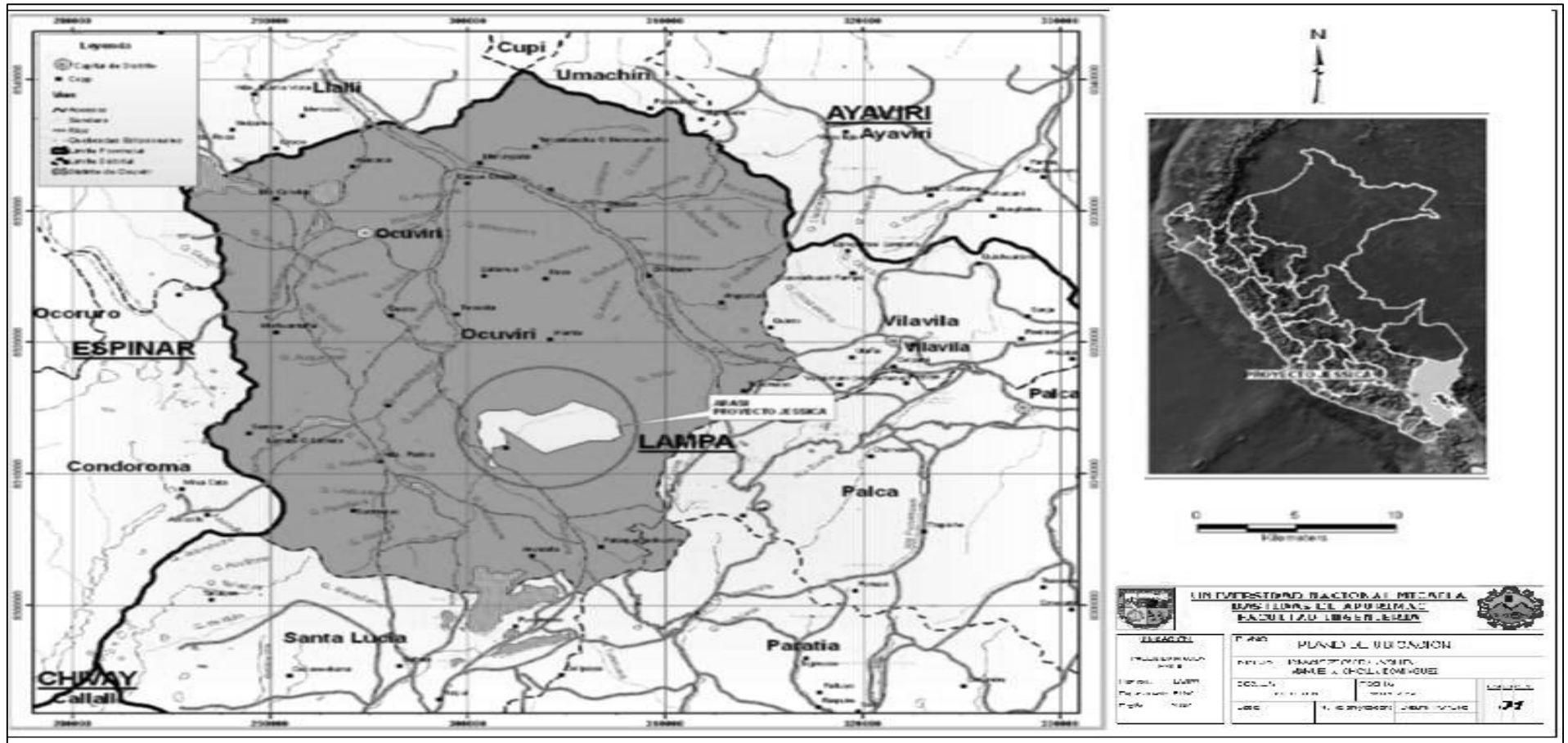


Figura N°10  
 Mapa de Ubicación de la Unidad Minera Jesica

Fuente Elaboración el Área de Geología Unidad Minera Jesica

### 2.4.3. Accesibilidad

La accesibilidad a la zona de estudio es desde la Capital Lima a través de dos vías de acceso, la cuales son: vía aérea y terrestre, la vía aérea se da a partir del aeropuerto nacional Jorge Chávez de Lima hasta el aeropuerto Manco Capac de Juliaca de las cuales detallaremos en el siguiente cuadro.

Tabla N°17

*Vías de Acceso a la Unidad Minera Jesica*

TRAMO	TIPO DE VIA	DISTANCIA (Km)	TIEMPO (MIN)
Lima-Juliaca	vía aérea	1299	2 horas
Lima-Arequipa	vía aérea	7500	2horas
Arequipa Imata	Asfaltada	80	2 horas
ImataJesica – Oscollo - Parina	Trocha	215	3 horas
Lampa- Palca- Vila Vila	Trocha	120	1 hora y media
Juliaca- Ayaviri	Asfaltada	75	1 hora
Ayaviri -umachiri- Ilalli- ocuviri	Trocha	300	4 horas

Fuente: elaboración propia

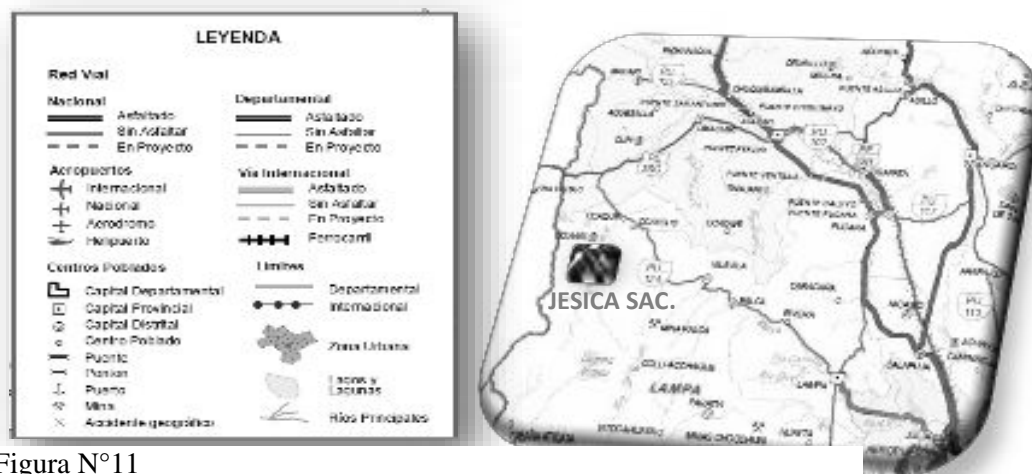


Figura N°11

*Mapa de accesos*

Fuente: Elaboración propia

### 2.4.4. Geomorfología

Regionalmente en el área de estudio se circunscribe sobre las unidades geomorfológicas denominadas zona de la meseta del Collao o Altiplano, desarrollado sobre los 3,810 msnm; interrumpido por la fosa tectónica que ocupa el lago Titicaca y la zona de cumbres que flanquean la meseta, las cuales se elevan hasta los 6,384 msnm.

La evolución geomorfológica de la región está ligada al levantamiento andino, el cual expone rocas del mesozoico. La tectónica y la acción climática, esencialmente glaciaria, han contribuido a configurar la expresión topográfica actual.

#### **2.4.4.1. Geomorfología Regional**

El área del Proyecto Jesica se encuentra en las cumbres del flanco oriental de la cordillera Occidental Volcánica, que contiene las nacientes de la cuenca hidrográfica del río Ramis integrante de la cuenca hidrográfica del lago Titicaca.

La cordillera Occidental Volcánica se extiende desde el departamento de Tacna siguiendo los límites de los departamentos de Puno con Arequipa y Cusco, formada por una sucesión de cadenas volcánicas integradas por aparatos cónicos, lineales fisurales, ignimbritas y derrames lávicos; separadas por valles, cañones y planicies alto andinas; cubiertas por la vegetación de ichu y matorrales de páramo y tundra. Toda esta región está dominada por temperaturas muy bajas ( $< 0\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) y los estados nivales y glaciares de periodos geológicos antiguos.

Altitudinalmente, la cordillera volcánica se destaca elevándose desde los 4,000msnm hasta superar los 5,400 msnm. El Proyecto Jesica, se encuentra entre los 4,500 y 5,000 msnm. Los factores morfológicos que han dado lugar a la formación morfológica de los distintos escenarios geomorfológicos existentes en el área del Proyecto Jesica, son fundamentalmente los siguientes:

- Factores Volcánicos
- Factores Glaciales
- Factores Pluviales
- Factores Fluviales.

#### **2.4.4.2. Unidades Geomorfológicas**

En el área de estudio del Proyecto Jesica, se han identificado tres sistemas de geo formas en función de su origen.

##### **2.4.4.2.1. Sistema Montañoso**

La configuración morfológica dominante del área de estudio del Proyecto Jesica es de origen volcánico, generado por la efusión de lava por cráteres fisurales, que han dado lugar a montañas lineales volcánicas con orientación este-oeste, transversal a la orientación regional noroeste-sureste de la Cordillera Volcánica; representadas por las montañas Lamparasi -Azufrine y Quimsachota – Luchusani - Oscollane.

Estas montañas volcánicas se elevan desde el fondo de los valles a 4,600 msnm hasta los 5,327 y 5,153 msnm respectivamente.

El modelado de estas montañas es muy irregular con laderas de fuerte pendiente hasta escapadas con bancos escalonados estructurales correspondientes a los derrames lávicos y el desgaste erosivo glacial posterior, con la incisión profunda formando los valles glaciales que separan las montañas.

La montaña volcánica tipo caldera Quimsachota – Luchusani - Oscollane, presenta un escenario morfológico muy irregular, formado por el desgaste diferencial en el macizo volcánico escoriaéreo; con puntas agudas, farallones, zanjones, hoyos, etc.

La mineralización polimetálica y aurífera se encuentra en partes de estas montañas volcánicas. En el sistema montañoso se diferencian cuatro unidades geomorfológicas.

#### **2.4.4.2.2. Depresión Hidromórfica**

En la parte intermedia del cerro Joilone por la erosión diferencial se ha formado una plataforma controlada por los afloramientos silicificados mineralizados; donde se ha producido una depresión y posterior colmatación en medios lacustrinos temporales; dando lugar a la formación de un medio fino fangoso.

#### **2.4.4.2.3. Plataformas Erosionales Estructurales**

El proceso de desgaste regresivo a partir del fondo del valle Chacapalcca- Pataqueña, sobre los estratos lávicos andesíticos duros del Grupo Tacaza y los estratos lávicos blandos del Grupo Palca, en forma diferencial; así como, encima de los afloramientos silicificados mineralizados del Grupo Tacaza en la margen derecha del valle; han dado lugar a la formación de plataformas estructurales en las partes intermedias de los flancos del valle.

### **Acantilados**

La incisión profunda y acelerada de los ríos ha dado lugar a la formación de acantilados extensos que forman las paredes principales de los valles Chacapalcca - Pataqueña, Huarucani y Azufrini.

Esta configuración morfológica es dominante en el área, dando una morfología general de cañones profundos de difícil acceso.

### **Montañas**

En función de las altitudes sobre el nivel de base del valle Chacapalcca- Pataqueña y por la morfología de las laderas, se diferencian tres medios montañosos:

- Montañas Bajas
- Montañas Altas Modeladas
- Montañas Altas Abruptas.

#### **2.4.5. Unidades Geomorfológicas de Origen Glacial**

La presencia de la última glaciación y deglaciación, en el área, ha producido el desgaste profundo de las montañas volcánicas, cuyo resultado morfológico final ha dado lugar a la formación de dos Unidades Geomorfológicas de origen glacial.

### **2.4.5.1. Valles Glaciales**

En el área el desgaste glacial profundo ha dado lugar a la formación de valles glaciales profundos como Huarucani, Azufrine y otros menores al norte del cerro Joilone. Estos valles son en forma de “U”, con paredes de acantilados y fondos planos.

### **2.4.5.2. Morrenas**

La acumulación por la fusión de las masas glaciares ha dado lugar a las morrenas laterales de forma lineal descendentes desde el pié de los macizos volcánicos, con laderas suaves, que separan los valles glaciales menores.

### **2.4.5.3. Sistema Pluvial**

La ocurrencia de las precipitaciones nieve, granizo y pluviales, vienen produciendo el desgaste moderado de los macizos volcánicos en las partes altas y acumulación pluvial en las partes bajas de las laderas y fondos de los valles, como se observa en el Mapa Geomorfológico

Las geoformas pluviales son pedimentos y conos de materiales finos, de baja a moderada pendiente; ligados a la formación de medios hidromórficos y bofedales laterales; como se observan en la margen derecha del valle Pataqueña.

En la parte intermedia del flanco sur del cerro Joilone, se ha formado una plataforma con acumulación pluvial en medio hidromórfico y charcos lacustrinos temporales.

Por otro lado, donde los afloramientos de aguas subterráneas son permanentes, en los fondos de los valles glaciales, se han formado las geoformas hidromórficas llamadas bofedales, por la colonización de vegetación acuática y fijación de sedimentos finos que dan lugar a las turberas negras.

En el Sistema Pluvial, se diferencian con claridad dos Unidades Geomorfológicas cartografiables Pedimento Erosional y Bofedales.

### **2.4.5.4. Sistema Fluvial**

La escorrentía fluvial concentrada en los fondos de los valles, ha dado lugar a la formación de dos unidades geomorfológicas de origen fluvial.

#### **2.4.5.4.1. Terrazas Fluviales**

Los materiales transportados por el río Chacapalcca - Pataqueña, desde las partes altas de la cuenca, parcialmente se han depositado en el fondo del valle formando terrazas fluviales en ambas márgenes del río.

Las terrazas están formadas por sedimentos de arenas, gravas y cantos moderadamente seleccionados, con clastos redondeados y casi sueltos. En el centro de las terrazas, se ha encajado el río con taludes más pronunciados. En esta unidad se ha previsto ubicar el campamento minero para el Proyecto Jesica.

#### **2.4.5.4.2. Fondos Fluviales**

En los fondos de los valles existen rellenos fluviales no diferenciados que han sido acumulados por escorrentía y coluvios derrumbados desde las laderas de los valles.

## 2.4.6. Procesos Geomorfológicos

Durante el reconocimiento de campo, se ha observado que en general el área de estudio es relativamente estable, predominando los procesos relacionados con los factores climáticos nivales y lluviosos.

Se han identificado fundamentalmente dos tipos de procesos morfo dinámicos que actualmente inciden en el área de estudio.

### 2.4.6.1. Procesos Fluviales

Los procesos fluviales que ocurren en los lechos fluviales de los ríos Chacapalcca - Pataqueña, Huarucani y Azufrini son de dos clases:

- Transporte Fluvial; y
- Socavamiento Lateral.

Estos procesos, por un lado, transportan los materiales desde las partes altas de la cuenca y, por otro lado, tienden a ampliar el lecho mayor del río erosionando las terrazas fluviales gravosas.

### 2.4.6.2. Procesos Pluvio-Nivales

Las precipitaciones de nieve, granizo y lluvias, producen el desgaste lento de los macizos volcánicos, en las partes altas, sobre los 4,800 msnm donde no existe cobertura vegetal.

En las laderas más bajas, la cobertura de pajonal de ichu protege los suelos y no se producen carcaveos, existiendo solamente desgaste laminar leve ha moderado.



Fotografía N° 1

*Diferentes unidades geomórficas de la Mina ARUNTANI Acumulación Andrés – Jesica*

Fuente: Foto tomada por Guido Ochoa - Geología exploraciones ARUNTANI SAC Acumulación Andrés – Jesica

## 2.4.7. GEOLOGÍA

### 2.4.7.1. Geología Regional

Según el mapa geológico a escala 1:100,000 elaborado por el INGEMMET, la zona de la mina se ubica dentro del Grupo Sillapaca y Palca, que consiste de rocas volcánicas andesíticas a dacíticas. La litología infrayacente al Grupo Palca corresponde al Grupo Tacaza de época del Oligoceno a Mioceno y que aflora en la parte Oeste y Este del área.

### 2.4.7.2. Grupo Tacaza

Son efusiones ígneas volcánicas a través de fisuras alineadas en el borde sur occidental del actual Lago Titicaca, dando lugar a extensos derrames y emplazamientos volcánicos. La litología que caracteriza a este grupo son las andesitas y andesitas traquíticas porfiríticas.

### 2.4.7.3. Grupo Palca

Son secuencias piroclásticas a sedimentarias que reposan discordante sobre el volcánico Tacaza, que forman superficies de plataforma disectada a una cota de aproximadamente 4600 msnm.

En los alrededores de Palca y hacia el norte, los planos de juntas facilitan la erosión, formándose zanjas profundas que le otorgan a los afloramientos un aspecto de fracturamiento, produciéndose prominentes bordes en los costados de los valles.

### 2.4.7.4. Grupo Sillapaca

Secuencia de composición dacítica a traquiandesítica. Principalmente se muestran como cordilleras cubiertas de nieve con picos por encima de los 5000 msnm.

## 2.4.8. Depósitos Fluvioglaciares

Cubriendo gran parte de la columna estratigráfica se emplazan los depósitos fluvioglaciares. Depósitos que se han formado por acción directa del intemperismo, erosión y deposición a partir de los glaciares y flujos de agua.

ERA	SISTEMA	EDAD	NOMBRE	SÍMBOLO	DESCRIPCIÓN
CENOZOICO	Cuaternario	Holoceno	Fluvial	Qr-fl	Gravas, arenas, cantos
			Aluvial	Qr-al	Arcillas y Arenas y clastos
			Bofedal	Qr-bo	Fangos, arcillas y turbas
			Morrenas	Qr-mo	Arcillas y bloques
	Terciario	Mioceno	Grupo Sillapaca	Ts - si	Lavas dacitas, andecíticas y traquiandesíticas rojas (600m de espesor).
			Grupo Palca	Ts-pa	Ignimbritas
			Oligoceno	Grupo Tacaza	Ti - ta

Figura N°12

Unidades Litoestratigráficas Regional – Mina Acumulación Andrés – Jesica

Fuente: Geología exploraciones ARUNTANI SAC Acumulación Andrés - Jesica

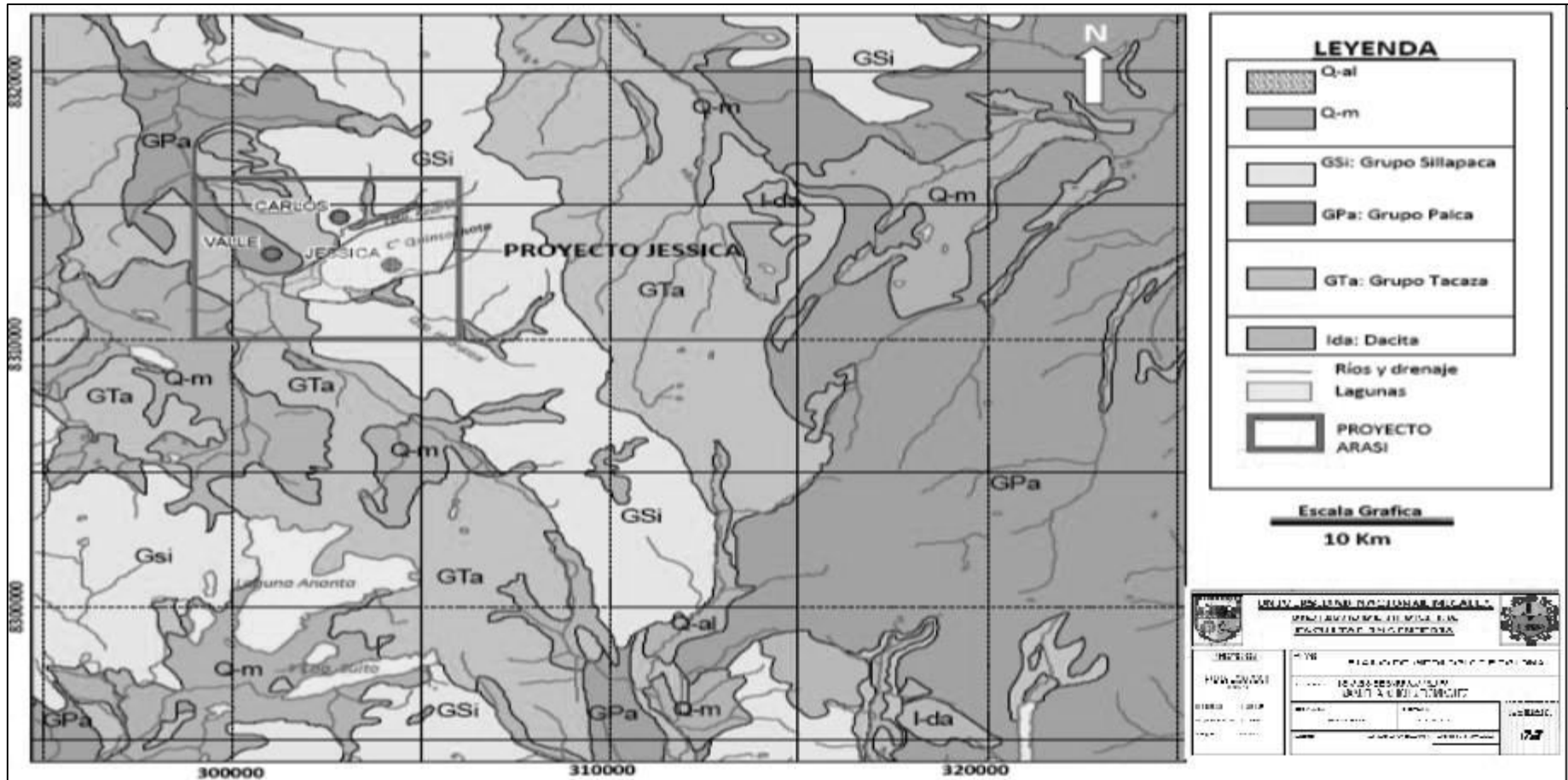


Figura N°13  
*Mapa Geológico Regional*

Fuente: Planoteca de Geología exploraciones ARUNTANI SAC Acumulación Andrés - Jesica

### 2.4.9. Geología Estructural

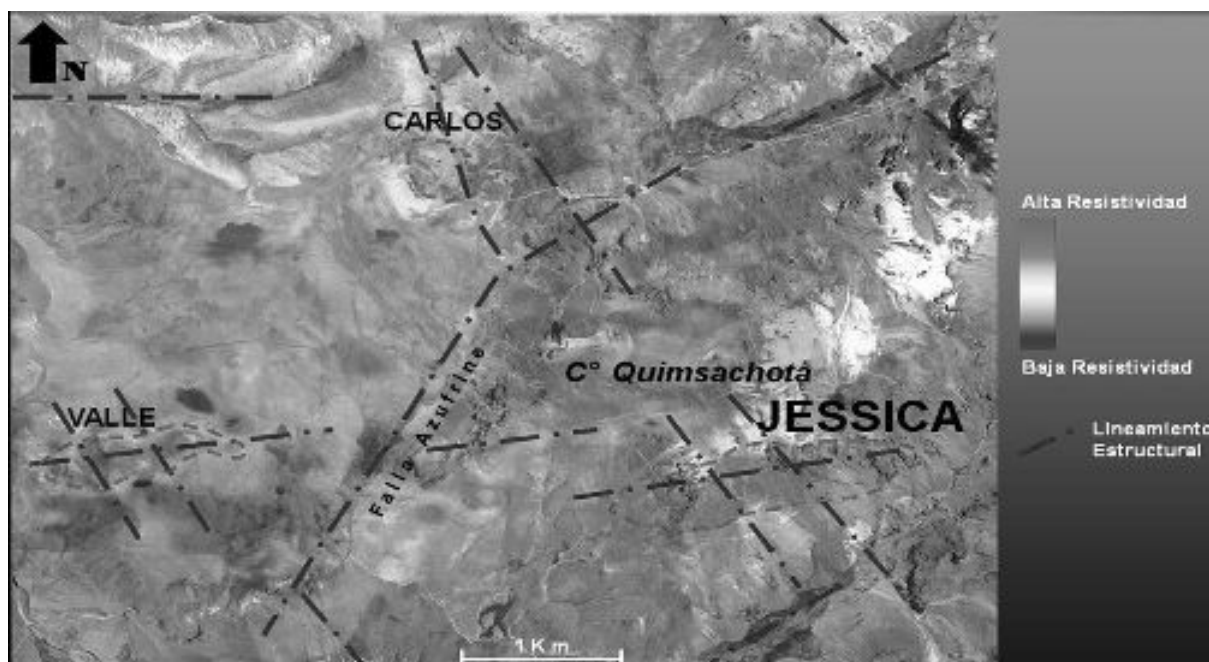
Estructuralmente la región se ve afectada por formaciones plegadas y levantadas que siguen un alineamiento general andino NW-SE.

El rasgo estructural más importante en la región lo constituye el alineamiento volcánico del Tacaza-Sillapaca Este, cuya configuración al parecer fue y está controlado por sistemas de fallas de dirección NE-SE.

Otras estructuras reconocidas corresponden mayormente a alineamientos de falla de rumbo dominante NE-SW, conjuntamente con otros sistemas NW-SE.

Aparentemente algunas de estas estructuras, guarda relación con los procesos de alteración y mineralización del área.

Las brechas hidrotermales están emplazadas en el corredor estructural NW, con rumbos que van desde  $N60^{\circ}-70^{\circ}E$  y buzamientos de  $70^{\circ}-80^{\circ}$  al NW y NS en la zona central del área y tienen extensiones al norte.



*Figura N°14*  
*Lineamientos estructurales y anomalías geofísicas de la zona*

Fuente: Planoteca Geología Exploraciones ARUNTANI SAC Unidad Acumulación Andrés – Jesica

### 2.4.10. Geología Local

Según los estudios realizados se han diferenciado, de la base hacia arriba las siguientes unidades litológicas:

### 2.4.10.1. Grupo Palca

#### 2.4.10.1.1. Ignimbrita Palca:

Es la base de toda la columna estratigráfica. Es una roca piroclástica que se caracteriza por presentar clastos polimícticos gruesos angulares, dacíticos y andesíticos, débilmente silicificada y con presencia de biotita y fenos de plagiocasas.

#### 2.4.10.1.2. Clásticos Finos Palca:

Material clástico que se caracteriza por presentar líticos de tamaño fino a medio. Su coloración es marrón rojizo y generalmente se le encuentra fresco. Tiene un espesor promedio de unos 15 m.

#### 2.4.10.1.3. Andesita Palca:

Es una secuencia delgada, afanítica, de coloración gris oscuro que se caracteriza por presentar vesículas orientadas de hasta 5 cm de longitud y también fenos de plagioclasas prismáticas.

### 2.4.10.2. Clásticos Chacapaica:

Material volcanoclástico re trabajado. Se caracteriza por presentar clastos subredondeados color verdoso. Se observa esta secuencia al Oeste del Cerro Quimsachota. Su espesor varía de 50 a 150 m.

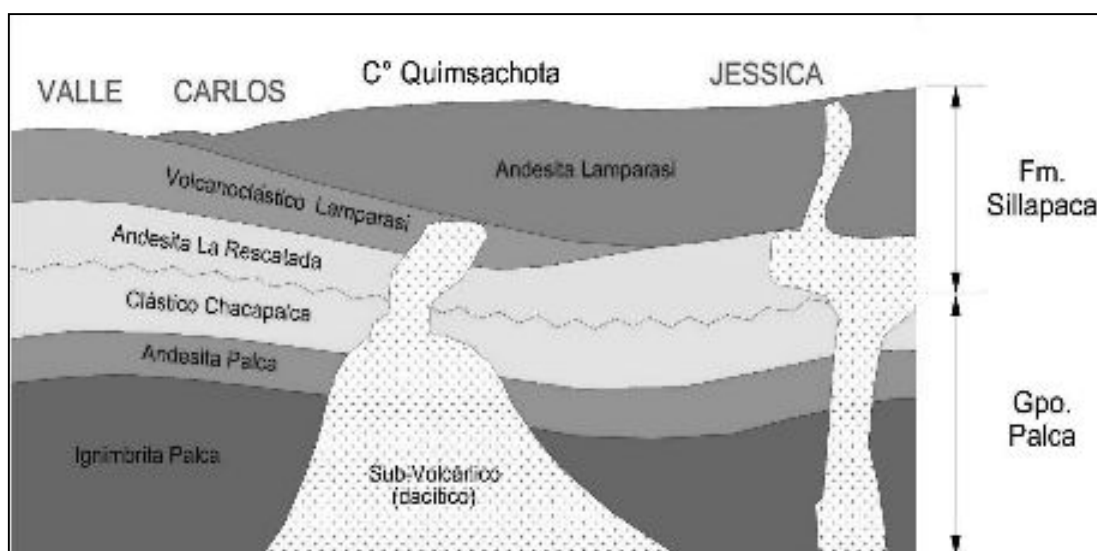


Figura N°15

*Esquema columna estratigráfica local*

Fuente: Planoteca Geología Exploraciones ARUNTANI SAC Unidad Acumulación Andrés – Jessica

### 2.4.10.3. Grupo Sillapaca:

#### 2.4.10.3.1. Volcanoclásticos La Rescatada:

Secuencia delgada de material clástico fino bandeado con presencia de pirita, orientadas según bandeamiento de la roca.

### 2.4.10.3.2. *Andesita La Rescatada:*

Se caracteriza por presentar flujos en bandas, textura vesicular, plagioclasas orientadas y presentar coloración marrón rojiza. El espesor en Jessica llega en promedio hasta los 40m.

### 2.4.10.3.3. *Volcanoclásticos Lamparasi:*

Esta sub-unidad presenta niveles clásticos intercalados con niveles de tufos; brechas muy locales se aprecian en este horizonte. Este nivel se encuentra alterado en Jessica y presenta espesores de hasta 100 m.

### 2.4.10.3.4. *Andesita Lamparasi:*

Es una gruesa secuencia andesítica de textura vesicular que no presenta flujos en bandas. Se observan fenos de plagioclasas que gradan a granos gruesos al tope. Este nivel puede llegar a tener 300 m de espesor y se ubica sobre los 4,900 m de altura. Se observa al centro del yacimiento Jessica.

## 2.4.11. Geología del Depósito Mineral Jessica

### 2.4.11.1. *Litología*

En el yacimiento Jessica, se tiene afloramientos principalmente de lavasandesíticas y tobas de textura fina, el fracturamiento que se observa en los taladros, se pudo haber originado por la intrusión de un cuerpo sub volcánico félsico sobre la lava andesítica anterior a la mineralización, este fracturamiento sirvió para el ascenso de fluidos hidrotermales, brechas y recirculación de aguas meteóricas.

Posterior a ello ocurren otras brechas hidrotermales y crackel y morrenas debido a eventos de desglaciación del Cuaternario.

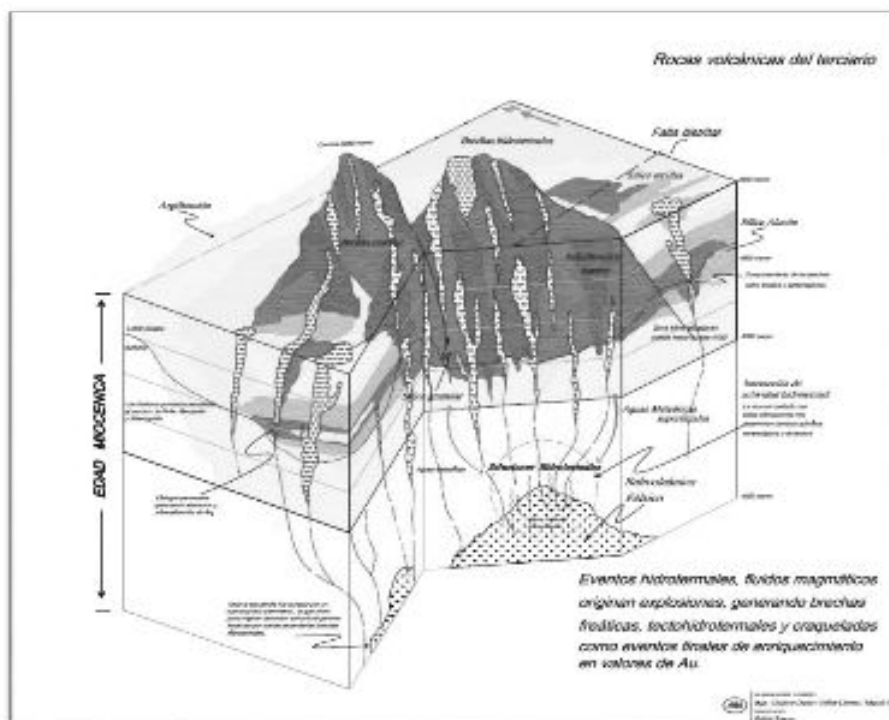


Figura N° 15  
*Mineralización del proyecto*

Fuente: Geología Exploraciones ARUNTANI SAC Unidad Acumulación Andrés – Jessica

### 2.4.11.2. *Geología Estructural*

Los fallamientos de tendencia E-W determinan la elongación del cuerpo mineralizado, principalmente dominado por estructuras N70° E, trasandino, cortando a estructuras N30° W, paralelas al rumbo andino. Se observa que la elongación del cuerpo mineralizado en Jessica coincide con el lineamiento estructural N80°E, por donde pudo haber ascendido un cuerpo subvolcánico félsico cortando a las intercalaciones de tobas y lavas andesíticas, esta ascensión provocó intenso fracturamiento, desorden estructural y espacios abiertos por donde ascendieron fluidos magmáticos, originando explosiones freáticas, alteración hidrotermal y ascensos subverticales de brechas freáticas hidrotermales con valores altos de Au.



Fotografía N°2  
*Control estructural de Jessica tendencia E-W - N70°E.*

Fuente: Geología Exploraciones ARUNTANI SAC Unidad Acumulación Andrés-Jesica

### 2.4.11.3. *Alteraciones*

Las alteraciones hidrotermales presentes en el proyecto Jessica son de un ambiente de alta sulfuración, los distintos ensambles de minerales de alteración están en función de la temperatura y ph, presentándose en forma de halos con respecto al foco.

Las alteraciones presentes en Jessica son las siguientes: sílice masiva (SM), sílice vuggy (SV), sílice alunita (SA), sílice arcillas (SC), argílica (C) y propilítica (P).

➤ Sílice vuggy (SV)

Presenta gradando a la sílice masiva, con una textura oquerosa (porosa), presenta óxidos de hierro principalmente hematita y goethita y sulfatos como la jarosita en las oquedades y en las fracturas.

➤ Sílice alunita (SA)

Esta alteración se encuentra gradando a sílice vuggy dentro de sus ensambles mineralógicos se tiene a la sílice y la alunita de una textura selectiva ya que conserva la textura de la roca, la alunita se encuentra

reemplazando a las plagioclasas presentando una textura porfiroblástica y en algunos casos rellenando fracturas.

➤ Sílice arcillas (SC)

Se encuentra gradando a la sílice alunita (SA), dentro de sus ensambles mineralógicos se tiene a la sílice y arcillas principalmente a la dickita y pirofilita, conserva la textura original de la roca caja siendo de una textura porfiroblástica.

En el proyecto Jessica este tipo de alteración asociada a pequeñas estructuras aflorantes al Suroeste del área, presenta óxidos de hierro principalmente hematita en fracturas.

➤ Argílica (C)

Esta alteración se encuentra gradando la sílice a arcilla, está más alejada del foco, dentro de sus minerales se tiene al caolín, illita y esmectita con piritita diseminada, de una textura porfiroblástica deleznable.

➤ Propilítica (P)

En esta alteración presenta minerales principales de clorita y poco o casi nada de epidota, se presenta alejado del sistema y de dimensiones muy pequeñas. Gradando a esta, se tiene rocas con alteración (fresca), óxidos de hierro en fracturas.



*Fotografía N°3*

*Talud con intenso craquelamiento y oxidación*

Fuente: Planoteca Geología Exploraciones ARUNTANI SAC Unidad Acumulación Andrés – Jessica

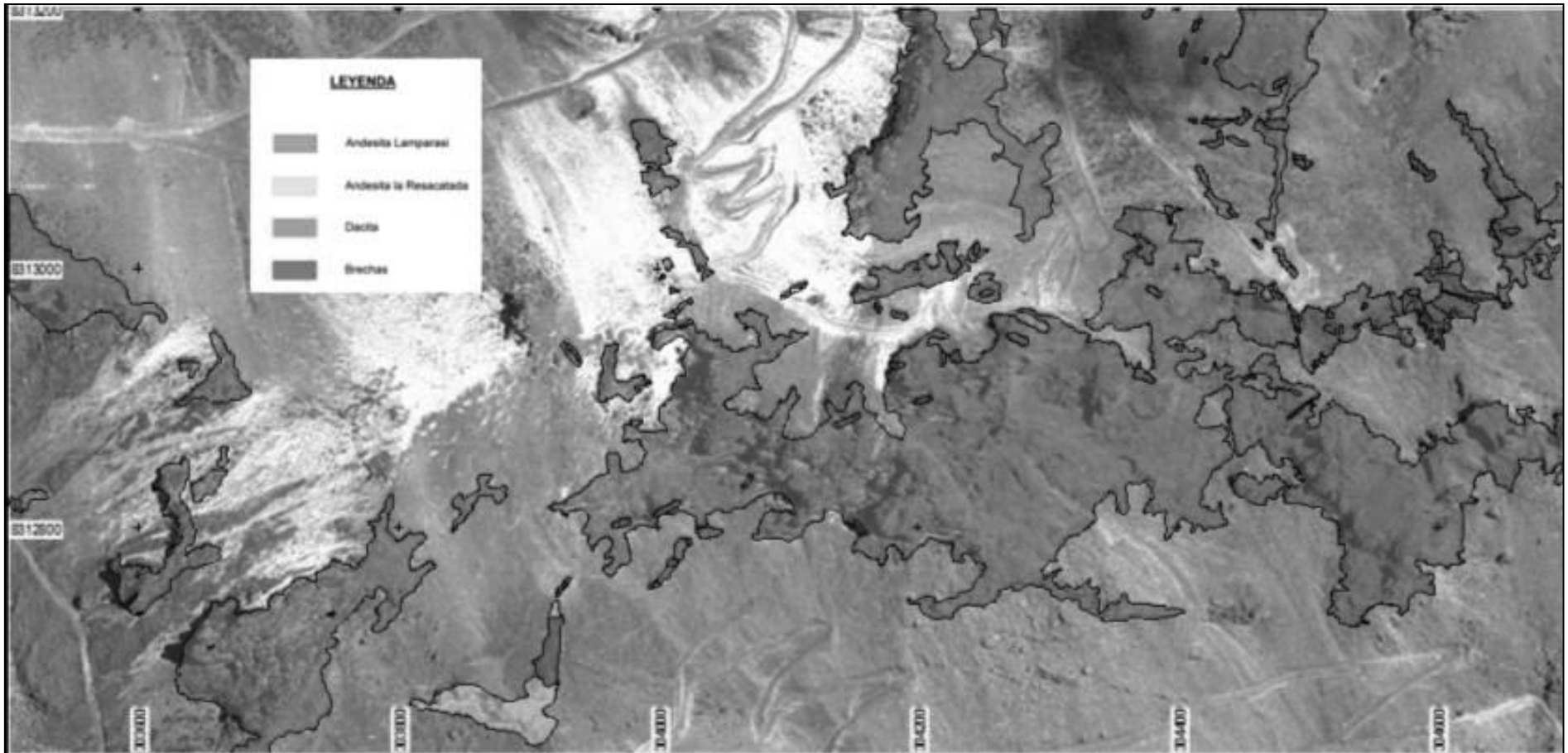


Figura N°16  
Plano Litológico del Área de Jessica

Fuente: Planoteca Geología Exploraciones ARUNTANI SAC Unidad Acumulación Andrés – Jessica

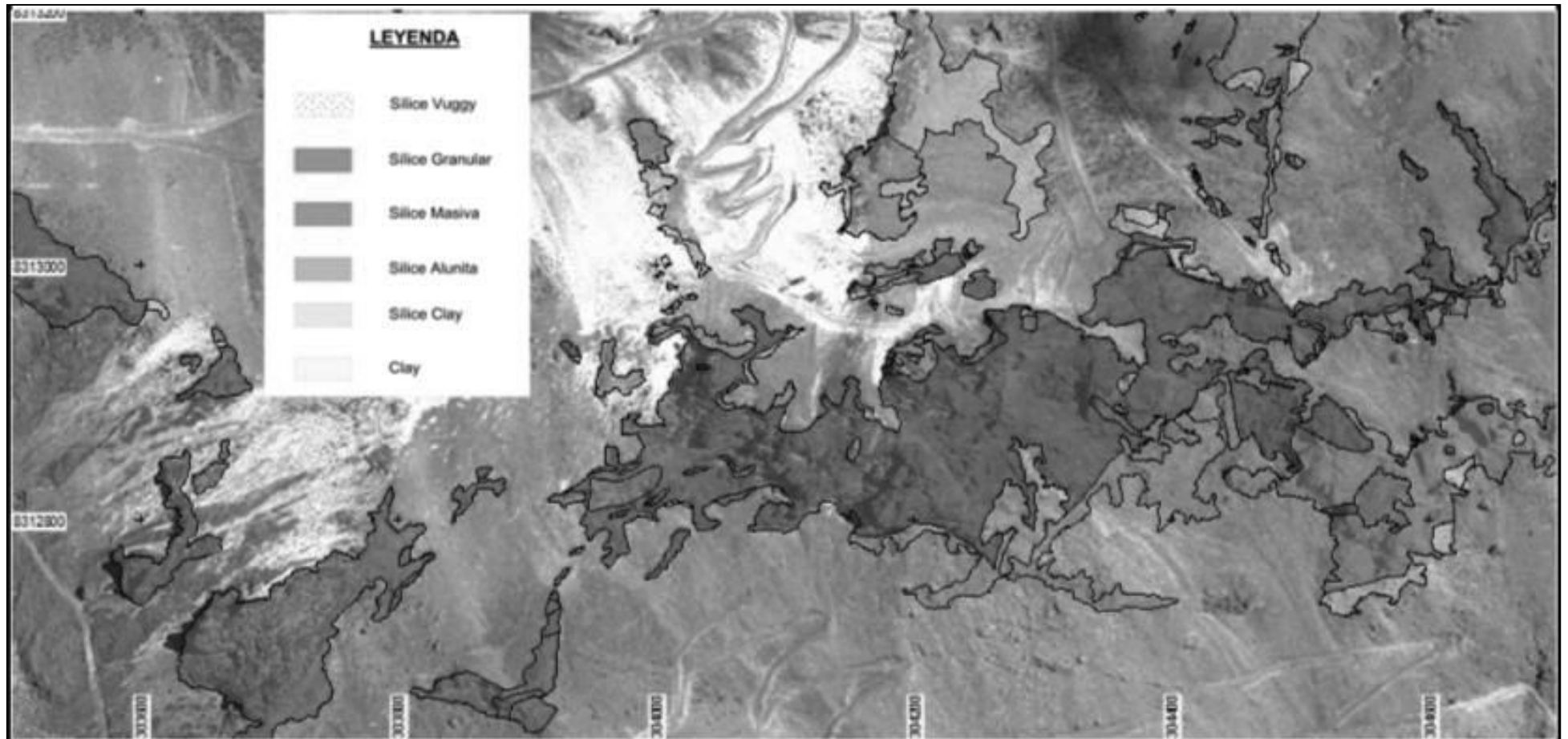


Figura N° 17  
*Plano de Alteraciones del Área de Jessica*

Fuente: Planoteca Geología Exploraciones ARUNTANI SAC Unidad Acumulación Andrés – Jessica

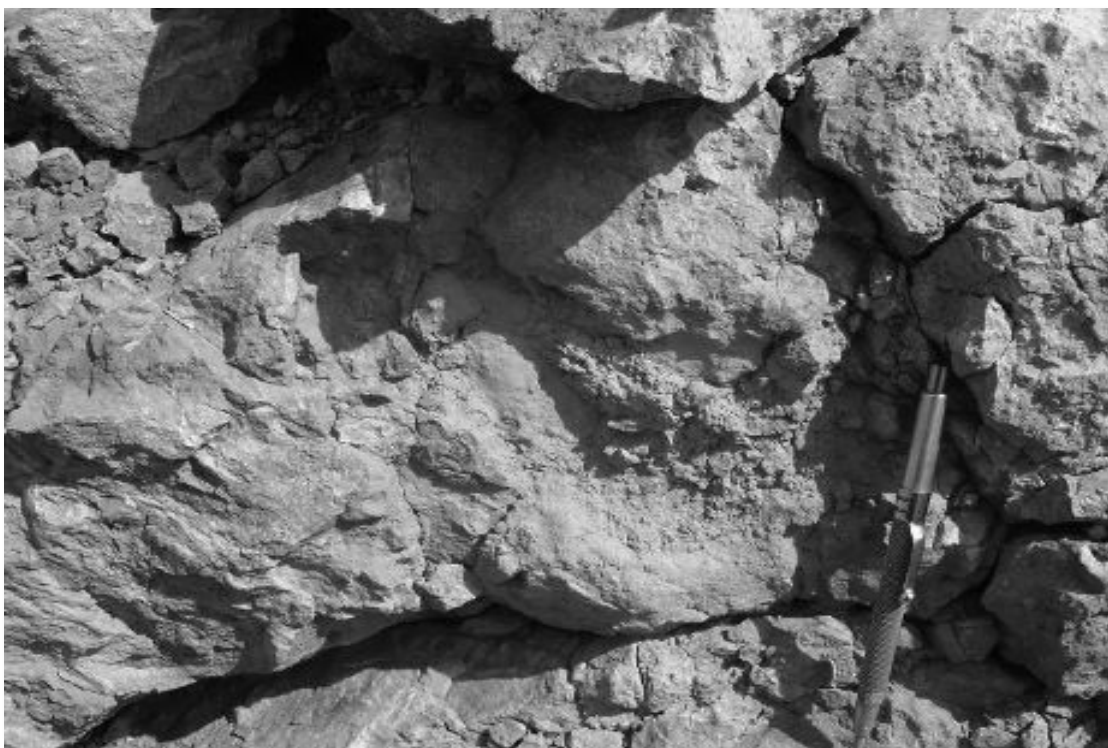
#### 2.4.11.4. Mineralización

El yacimiento Jessica es de tipo ácido sulfato conteniendo oro diseminado. Se tiene una correspondencia Au-jarosita, en un contexto de sílice granular con contenidos de jarosita.

Hay también una débil correspondencia Au-baritina, en roca con alteración sílice granular con presencia de cristales tabulares de baritina transparente.

En la parte superior del yacimiento, se observan sectores con presencia de pirita fina diseminada en venillas con sílice gris.

Los valores altos en Oro se asocian a la brecha hidrotermal con goetita, jarosita y hematita en cavidades y matriz; ocasionalmente se reconocen cuerpos de sílice con cristales de baritina que también determinan leyes altas de oro.



*Fotografía N°4  
Abundante jarosita impregnada sobre roca silicificada - alunita*

Fuente: Geología Exploraciones ARUNTANI SAC Unidad Acumulación Andrés – Jesica

#### 2.4.11.5. Tipos de Brechas

Se considera que las brechas se originaron por intrusión, fallamiento o fracturamiento y transformación violenta del agua sobrecalentada a vapor que condujo a una explosión hidrotermal.

➤ Brecha Hidrotermal.

Se caracteriza por presentar minerales hidrotermales en la matriz tales como alunita, sílice calcedónica, óxidos de hierro y azufre.

Por lo general los líticos tienen textura obliterada. Usualmente cortan a las brechas freáticas; presentan mineralización económica.

Se sabe que los fluidos hidrotermales participantes son en su mayoría de origen magmático y son los que contienen metales a ser depositados según las condiciones termodinámicas.

➤ Brecha Freática.

Caracterizada por tener clastos angulosos a sub angulosos lixiviados, porosidad primaria, los fragmentos se encuentran fuertemente silicificados, se observan en el centro del yacimiento, estas brechas hidrotermales originan halos de crackel brecha generando grandes masas de brechas.

➤ Brecha Tectohidrotermal

Ocurrida por fracturamiento durante el movimiento de fallas; las brechas de fallas están asociadas con la mineralización.

En los taludes de los bancos se observan cuerpos sub verticales de brecha de falla mineralizados con alta ley, especialmente en sectores tensionales de fallas.

➤ Brecha Crackel.-

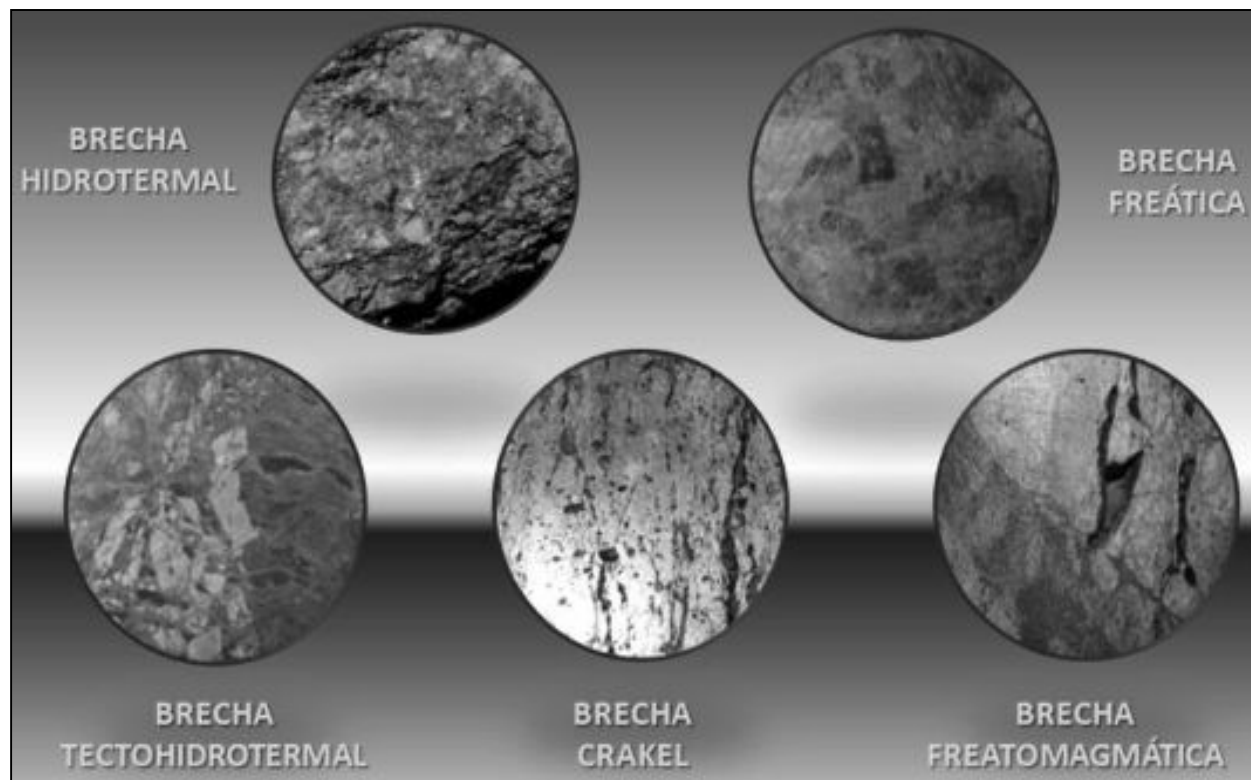
Producto de la intrusión de las brechas hidrotermales freáticas que generaron zonas y halos micros fracturados, craquelados, caracterizados por presentar clastos y matriz de la misma roca (rompimiento).

Siendo el protolito la andesita en su mayor parte, las brechas crackel se presentan con una disposición sub horizontal buzando aproximadamente 15° hacia el norte.

➤ Brecha Freatomagmática.-

Se originan mediante explosión debido al contacto entre el magma y las aguas subterráneas, es polimíctica, con clastos angulares a sub redondeados, incluye líticos de roca caja y tiene matriz porfirítica.

Una característica importante de este tipo de brechas es que presentan deformación plástica de fragmentos, debido a que el estado del magma es viscoso durante la explosión.



*Figura N°18*  
*Tipos de Brechas*

Fuente: Geología Exploraciones ARUNTANI SAC Unidad Acumulación Andrés – Jessica

## 2.4.12. Reservas minerales

### 2.4.12.1. Tipo de mineral

El Tajo Jessica es un depósito aurífero del tipo epitermal de alta sulfuración. La mineralización en Jessica ubicado cerca al C° Quimsachota está asociado a las brechas hidrotermales y brechas crackle que cortan a las lavas andesíticas, los cuales sirven de conductos síliceos que alteran a la roca encajonante, principalmente a sílice masiva y también a vuggy silica

### 2.4.12.2. Método y cálculo de reservas minerales

Se elaboró el modelo geológico de recursos minerales en base a la reinterpretación del logueo de taladros perforados e interpretados con secciones sistemáticas E-O y N-S; dicho modelo comprende las alteraciones, la litología y la configuración del cuerpo del oro.

El método de estimación de leyes de recursos minerales corresponde a interpolación por Kriging Ordinario. Para el modelamiento de recursos minerales se ha considerado un Cut-Off de 0.16 g/TM de Au.

Para el cálculo de reservas se ha realizado una optimización económica del modelo de recursos mediante el método Lerch and Grossman, considerando parámetros geotécnicos y económicos, usando para ello un software Minero

### 2.4.12.3. Resumen y detalle de las reservas minerales

Para el Tajo Jessica se ha re-estimado una reserva de 19'000,000 TM de mineral extraíble con ley promedio de 0,39 g/TM de Au y un tonelaje de desmonte de 10'080,000 TM o su equivalente 6, 300,000 m<sup>3</sup>, los que serán llevados tanto al Pad (mineral económico) o botadero de desmonte, según el caso. La relación desmonte a mineral es de 0,53.

Tabla N° 18

Detalle de reservas por bancos

Banco	Mineral TM	Desmonte TM	S.R.	Ley Au
5056		144		
5048		3,273		
5040		6,192		
5032		22,560		
5024		25,005		
5016		54,215		
5008		56,349		
5000		100,789		
4992		112,083		
4984		159,357		
4976		167,927		
4968		234,640		
4960		265,953		
4952		325,761		
4944		342,748		
4936		395,370		
4928	4,750	455,767	95.94	0.24
4920	101,514	684,369	6.74	0.38
4912	112,767	716,690	6.36	0.36
4904	119,926	847,666	7.07	0.39
4896	128,912	877,494	6.81	0.51
4888	356,427	1,027,095	2.88	0.50
4880	535,599	911,791	1.70	0.45
4872	691,075	875,032	1.27	0.40
4864	999,636	236,642	0.24	0.37
4856	1,333,001	207,531	0.16	0.37
4848	2,049,501	291,365	0.14	0.39
4840	2,026,313	247,474	0.12	0.38
4832	1,900,277	198,031	0.10	0.39
4824	1,756,424	129,294	0.07	0.39
4816	1,601,210	69,195	0.04	0.38
4808	1,433,653	27,665	0.02	0.39
4800	1,190,779	4,424		0.39
4792	952,468	108		0.39
4784	725,680			0.40
4776	485,357			0.38
4768	313,103			0.39
4760	181,629			0.34
<b>Total</b>	<b>19,000,000</b>	<b>10,080,000</b>	<b>0.53</b>	<b>0.39</b>

Fuente: Elaboración propia de la empresa Aruntani S.A.C.

### 2.4.13. Plan de minado

#### 2.4.13.1. *Diseño de tajo*

En base al tajo óptimo se ha realizado el diseño operativo del tajo abierto considerando parámetros geotécnicos de taludes, y parámetros de operación. Para el diseño se utilizaron herramientas del software Minero

#### Parámetros de Operación del Tajo Jessica

Angulo de Talud Final del Pit 45°

Altura de Banco 8m

Ancho de Banco 4.27 m

Angulo de Talud Operacional 65°

Ancho de carretera 12 m

Distancia de acarreo hacia el pad variable por tajo

Distancia de acarreo hacia el depósito variable por tajo.

Dimensiones Finales del tajo Jessica

El tajo Jessica tendrá 1 150 m de longitud en la cresta y 470 m de ancho, bancos de 8 m de altura (doble banco 16 m), y la altura total del talud final 264 m (33 bancos) en el sector Norte del cono más grande (en el fondo del pit habrá dos conos), estando el fondo del pit en la cota 4760 msnm y la cresta en la cota 5024 msnm.

#### 2.4.13.2. *Medio Ambiente*

##### 2.4.13.2.1. *Flora*

La flora registrada es variada, debido a la diversidad de hábitat dentro del área de estudio. Se identificaron un total de 109 especies de plantas, distribuidas en 72 géneros y 28 familias.

Los estratos determinados para el área de estudio son: herbáceo y arbustivo:

El índice promedio de Shannon-Winner (1,443 bit/ind), nos indica un ecosistema con una diversidad media baja, con una distribución no homogénea en su abundancia poblacional ( $J' = 0,7$ ) como consecuencia de la presencia de especies dominantes y abundantes de los géneros Festuca y sp Calamagrostis sp ( $d = 1,446$ ).

No existe especie vegetal que este en la lista de especies observadas en Carlos Este que se encuentren en el listado de la Categorización de las especies Flora Silvestre amenazadas según Decreto Supremo N° 043 2006 – AG.

#### 2.4.13.2.2. *Fauna.*

Con respecto a la fauna se utilizaron dos métodos: avistamiento y conteo; método mayormente utilizado para el grupo de aves. Otros grupos menos aparentes por sus costumbres, fue reportado por huellas y cantos; casos específicos de roedores y anfibios, respectivamente.

Tomando en cuenta la distribución de las aves por hábitats, el pajonal/ arbustos de porte bajo registra el mayor número de especies de aves. Estas zonas son estructuralmente más complejas que otros tipos de hábitat como las áreas rocosas y el césped de la puna y por ende, albergan una mayor diversidad de vida silvestre. Entre los anfibios, se registró únicamente al *Bufo spinulosus* (Fam. Bufonidae: Anura), especie que pertenece al complejo *spinulosus* y tiene el mayor rango de distribución en la sierra peruana. Se reportan también una especie de reptil del genero *Liolaemus* (Fam. Tropidurae) y un Colubridae.

Para el Proyecto se ha encontrado las siguientes especies:

Entre los carnívoros puneños o de la Puna podemos citar al zorro real y al gato andino, ambos endémicos de esta unidad natural. El grupo más notable lo constituyen las aves acuáticas típicas de las lagunas puneñas, con especies propias, PATOS, HUALLATAS y GALLARETAS. La fauna Altoandina tiene componentes migrantes como las aves, que una vez pasado el invierno y retirada la nieve llegan en la temporada estival; entre ellas son comunes los pájaros, como los insectívoros y dormilonas, los granívoros y las aves rapaces, como el águila mora y el cóndor andino. También entre

los mamíferos que habitan los altos Andes encontramos a la vicuña y el guanaco, que aun forma grandes tropillas en los sitios menos frecuentados por el hombre y los animales. Por talmotivo alejados del area del proyecto. La vicuña es uno de los animales más típicos en este ambiente camélido bien adaptado a las condiciones ambientales de la Puna; fueron registradas en grupos pequeños de familias, distribuidos en los cerros Azufrini Apacheta, solo huellas en cerro Oscollane, cerro Andasopo, Tajra y Cerro Cacututuyo. Según, fuentes de información verbal, en el área existen las siguientes especies: *Felis concolor* “PUMA”; que ya no se le observa hace más de 10 años, según los pobladores locales. La especie *Duscysion culpaeus*, de la familia CANIDAE, “ZORRO ANDINO”, del cual solo se encuentran huellas de su orina como marca de territorio cerca de la garita 2 y Bofedal Azufrini. Y *Lagidium peruvianum* de la familia CHINCHILLIDAE, “VIZCACHA”, fueron registradas en garita 2, cerro Luchosani, cerro Azufrini Apacheta, cerro Andasopo y quebrada Huarucani.

Se han reportado 4 especies de mamíferos mayores y menores, dentro de las listas oficial de especies protegidas, las cuales fueron reportadas para los diferentes hábitats evaluados. Las especies de mamíferos *Lycalopex culpaeus*, *Lagidium peruvianum*, son consideradas como especies en bajo riesgo (LR/lc) por la Lista Roja de la Unión Internacional para la Conservación de la Naturaleza (UICN). Según CITES, *Lycalopex culpaeus* se considera en el Apéndice II del CITES, es importante mencionar que estas especies en las áreas aledañas al proyecto son muy raras y muy escasas; tanto así que solo se registra su presencia

por referencias verbales huellas, confirmando que no son lugar de cria ni anidamiento. Según la legislación nacional (DS 034-2004-AG), *Bufo spinulosus* es una especie casi amenazada (NT) y esta categorizada como especie en bajo riesgo (LR/lc) por la Lista Roja de la UICN. Para lo que respecta en el Proyecto de Ampliación solo fue observada fuera del área de estudio en Lamparasi, la especie *Vultur gryphus* de la familia FALCONIDAE, “CONDOR”, usando el método indirecto, por comunicación oral, dicha especie se encuentra en el listado de la Categorización de las especies amenazadas de Fauna Silvestre Decreto Supremo N° 034-2004-AG (22.09.04) como “en peligro de extinción”. La especie *Vicugna vicugna*, de la familia CAMELIDAE, “VICUÑA”, se encuentra en la categoría Vulnerable, según la Categorización de las especies amenazadas de Fauna Silvestre Decreto Supremo N° 034-2004-AG (22.09.04). Según CITES, se encuentra en la categoría II, donde la población puede ser extraída por saca o con fines de investigación, pero no por cacería, como sucede en la región Puno.

El área del proyecto, no se encuentra dentro de ninguna zona reservada o área natural protegida e incluso se encuentra fuera de zonas de amortiguamiento.

#### Etapa de Cierre

Las actividades principales que producirán impactos en la etapa de cierre de agrupan en las siguientes:

Cierre de tajo

Cierre de pad y depósito de desmontes

Cierre de acceso

Este impacto será positivo e irreversible porque el retorno a las condiciones iniciales del suelo no se revertirá salvo que el componente ambiental sea afectado por otra actividad ajena al proyecto.

La consecuencia de las actividades de cierre se califica como un impacto positivo, irreversible debido a que las áreas recuperadas y revegetadas no se revertirán.

Con las medidas de rehabilitación se recuperarán los hábitats que permita la presencia de fauna. La fase de cierre presenta un impacto positivo por la mejora de las condiciones finales de la explotación.

Este impacto tiene un carácter positivo e irreversible debido a las acciones consideradas para el cierre del proyecto están compuestas por el retiro de la infraestructura, nivelación de terreno y revegetación de las áreas intervenidas; las mismas que facilitarán la recuperación visual del área.

Las actividades de cierre producirán un impacto positivo de carácter temporal en cuanto el empleo.

En la etapa de cierre igualmente se producirá un incremento en la demanda de bienes y servicios de carácter temporal, reversible; favoreciendo al pago de tributos e incremento de ingresos para el estado. Este impacto dinamiza el comercio y genera empleos directos e indirectos, en especial en el ámbito local y regional.

Los proyectos de apoyo social y desarrollo sostenible ejecutados en la etapa de operación disminuirán por lo que se considera un impacto de importancia de condición local, permanente y acumulativo; no

obstante, los impactos serán positivos ligeros y los proyectos de desarrollo se mantendrán con la participación de la población local

#### **2.4.13.3. Estrategia de minado**

Teniendo en cuenta las características mineralógicas, morfogenéticas y geotécnicas del yacimiento, el método de explotación que se viene desarrollando en la mina es de tajo abierto, mediante profundización por banqueo.

La operación minera, se desarrolla de modo progresivo y sistemático, de acuerdo con el plan de minado. El secuenciamiento de minado permitirá reducir los costos de costos por transporte.

La secuencia de minado tiene como objetivo desarrollar una operación minera con ratio de desmonte descendente, priorizando el minado de los cuerpos de mejor ley Au en los siguientes tres (03) años. El objetivo será mantener rentable la operación minera.

La extracción de mineral del Tajo Jessica a 25,000 TM/día busca garantizar mantener la producción de finos con un incremento de la tasa de extracción de mineral debido a la menor ley del oro (Au) en los bancos restantes del Tajo Jesica, sin generar impacto ambiental negativo significativo, de esta manera evitándose la pérdida de reservas por el escenario comercial del Oro actual, incrementando el ángulo de talud global sin afectar la seguridad.

La variación en la línea de tajo aprobado es debido a que se ha realizado nuevos hallazgos de mineral económico en profundidad en la dirección norte del tajo a partir de la realización de perforación diamantina a inicios del 2015 y apoyado con la información de taladros de producción de los bancos minados. En el

grafico N°2, se aprecia que el área de tajo Jessica proyectado es tan solo el 14% en referencia al Aprobado.

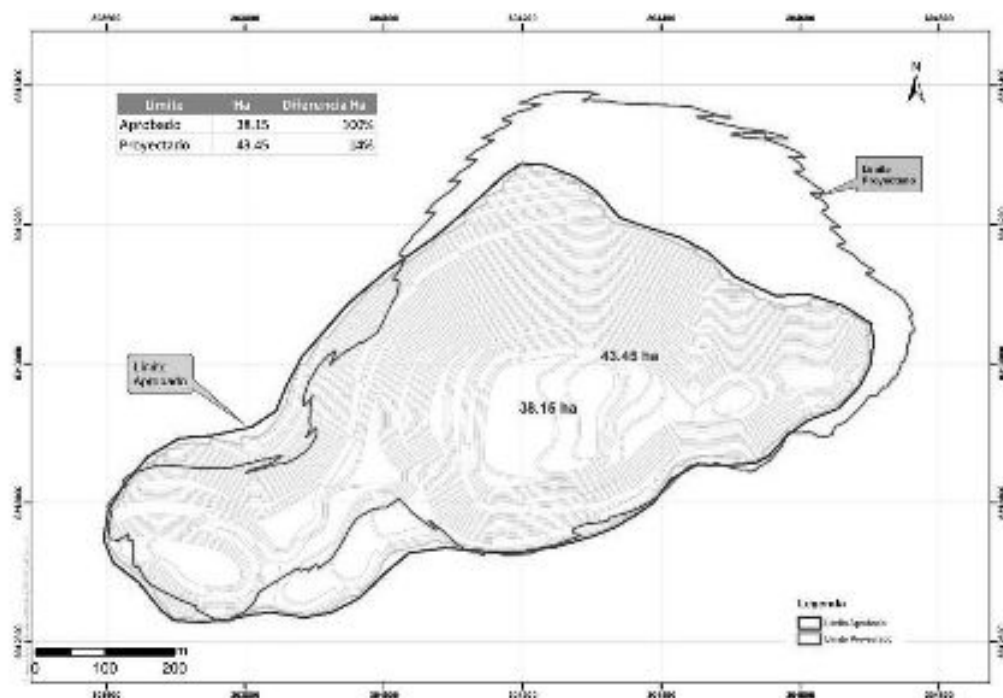


Grafico N° 1

*Límite aprobado y proyectado de Tajo Jessica*

Fuente: Elaboración propia de la empresa Aruntani S.A.C

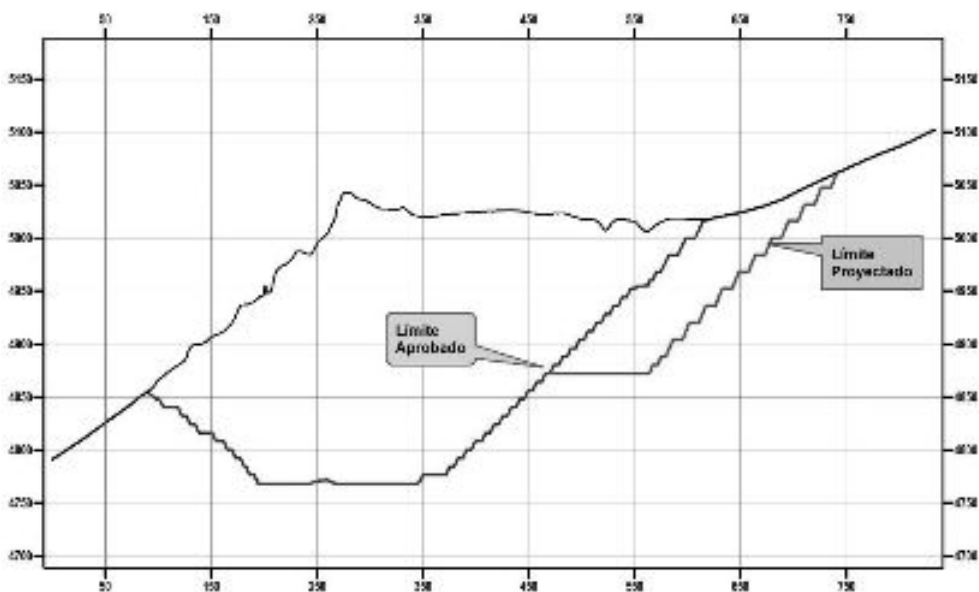


Grafico N° 2

*Sección transversal de límite aprobado y proyectado de Jessica*

Fuente: Elaboración propia de la empresa Aruntani S.A.C

#### 2.4.13.4. Programa de minado

Se ha estimado un total de 19, 000,000 TM de Mineral extraíble con ley promedio de 0,39 g/TM de Au y 10'080,000 TM de desmonte del tajo Jesica a la fecha. Los cuales se proyectan extraer en tres años.

En la Tabla 18, se muestra resumen el plan de minado de las reservas estimadas de mineral y desmonte. En las Figuras 8,9 y 10 se muestra la secuencia de minado del tajo Jesica en planta y vista de sección.

*Tabla N°19*

*Plan de minado Tajo Jesica*

Año	Mineral TM	Desmonte TM	S.R.
2015	6,750,000	5,854,353	0.6
2016	9,125,000	3,549,456	0.4
2017	3,125,000	676,191	0.1
Total	19,000,000	10,080,000	0.4

Fuente: Elaboración propia de la empresa Aruntani S.A.C

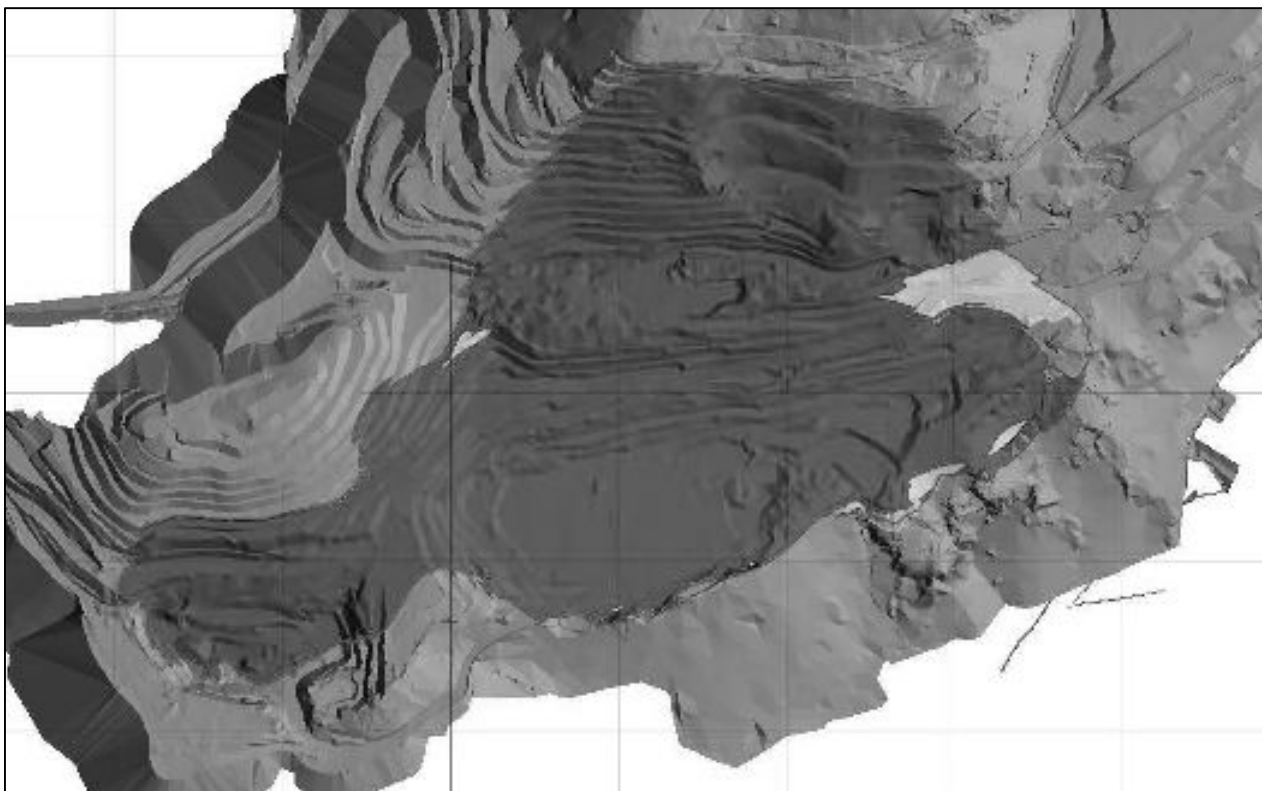


Grafico N°4

*Diseño de tajo Jessica – año 1*

Fuente: Elaboración propia de la empresa Aruntani S.A.C

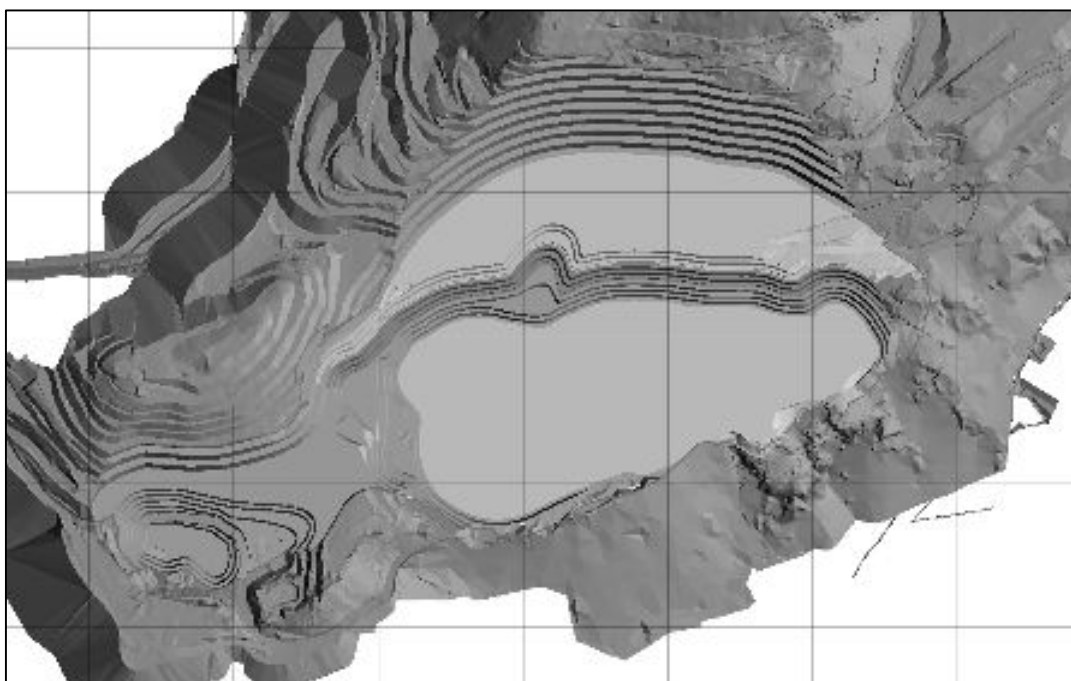


Grafico N° 3

*Diseño de tajo Jessica – año 2*

Fuente: Elaboración propia de la empresa Aruntani S.A.C

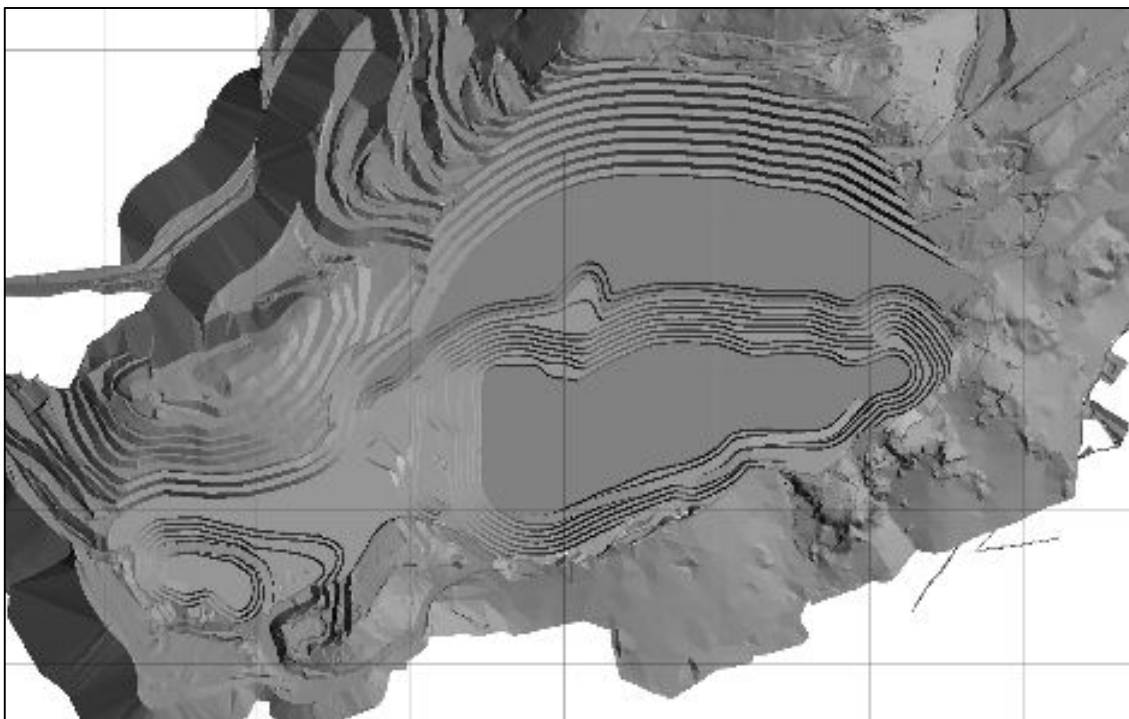


Grafico N° 5

*Diseño de tajo Jessica – año 3*

Fuente: Elaboración propia de la empresa Aruntani S.A.C

#### **2.4.14. Operaciones**

##### **2.4.14.1. Proceso operativo**

La explotación de la unidad Acumulación Andrés es a tajo abierto. Comprende un área de un 0.5 km<sup>2</sup>, operación que se extiende entre los 5056 m.s.n.m. siendo el último nivel de explotación programado a los 4760 m.s.n.m. El proceso de extracción del mineral se realiza en bancos de 8 metros, con un ángulo de talud operacional de 65°, ancho de banquetas de 4.3 m. El diseño de rampas y accesos con un ancho promedio de 8 m, forman una pendiente máxima de 8%. La empresa cumple con una adecuada gestión tecnológica y operativa, gracias a un soporte en infraestructura y servicios principales como tajo, botadero de desmontes con rampas y accesos de minado.

##### **2.4.14.2. Operación mina**

La operación unitaria más importante dentro del área de operaciones mina son las siguientes:

#### **2.4.14.2.1. Perforación**

Para la perforación se utilizan 2 perforadoras DM45 rotopercutivos y 01 perforadora DML rotopercutivas, el diámetro de perforación es de 6 ¾ pulg y 9.00 metros de altura total de perforación, esta última incluye 1.00 – 0.70 m de sobre perforación para obtener un piso uniforme. La malla de perforación depende de la dureza de la roca, densidad del material, las mallas que utilizaremos en función de los parámetros técnicos son:

Malla N° 1

5,2 m x 6,0 m – roca in situ

Las principales variables medidas para las perforadoras serán:

Productividad, disponibilidad mecánica, utilización, factor de uso, vida útil de accesorios de perforación (brocas y aceros de perforación). Estas variables serán medidas y revisadas en forma horaria, por guardia, semanal, por acumulado mensual y acumulado anual.

#### **2.4.14.2.2. Voladura**

El objetivo es fragmentar el macizo rocoso a través de agentes de voladura. Los taladros son cargados con aproximadamente 188,9 kg de material explosivo, haciendo uso de accesorios de voladura se garantiza la mayor seguridad posible y la mejor fragmentación del material.

En lo que respecta a este tema se realiza los siguientes controles:

Calibración de camiones mezcladores, medición de densidad de nitrato, medición de dispersiones de faneles y retardos.

En lo que respecta al sistema de control y reportes realizados estos serán: Consumo de nitrato y emulsión diario, stock de material disponible en mina (diario), factor de potencia (por disparo), tiempo de demora por disparo de los principales equipos (por disparo), número de disparos a la semana y tonelaje promedio volado por taladro y totales semanal y mensual.

#### **2.4.14.2.3. Carguío**

Las operaciones de carguío se realizan mediante el empleo de equipo pesado tales como: excavadoras y cargadores frontales sobre neumático en algunos casos. Estos equipos cargan volquetes de 20 m<sup>3</sup> y 22,3 m<sup>3</sup> de capacidad. Los equipos de carguío son:

Cargador Frontal CAT 992 – 10,0 m<sup>3</sup>

Excavadora CAT 345 – 2,2 m<sup>3</sup>

Excavadora CAT 365 – 5,2 m<sup>3</sup>

#### **2.4.14.2.4. Acarreo**

Para el acarreo de mineral se utilizan volquetes de 20 m<sup>3</sup> y 22,3 m<sup>3</sup> para transportar el mineral del tajo al pad de lixiviación por una rampa con pendiente máxima de 10 % y 12 m de ancho mínimo. Para el acarreo

del desmonte se utilizan volquetes de 22,3 m<sup>3</sup> manteniendo los parámetros de diseño de las vías, Para el acarreo se cuenta con la siguiente flota:

- 30 volquetes operativos para mineral
- 16 volquetes operativos para desmonte
- 02 volquetes en Stand By

#### **2.4.14.2.5. Servicios auxiliares**

Las vías principales de accesos hacia el tajo abierto, botadero de desmonte y pad de lixiviación son acondicionadas y mantenido mediante el uso de dos motoniveladoras y un camión cisterna para el regado con agua, esto permitirá tener las vías en buen estado y evitar el polvo originado por el paso de vehículos y maquinarias.

Son equipos encargados básicamente del apoyo en las zonas de carguío; nivelación de pisos, acumulación de material para alimentar a los equipos de carguío, limpieza de frentes, en las zonas de acceso limpieza de vías, construcción de bermas, construcción de accesos, regado de vías y en las zonas de descarga empuje de material y nivelación de pisos. Para ello contaremos con tractores de oruga, motoniveladoras y cisternas de agua, los equipos a usar serán:

- 2 Tractor Oruga CAT modelo D8T
- 1 Motoniveladora CAT 140
- 5 Luminarias
- 1 Cisterna de agua para operaciones
- 1 Cisterna para regar vías (5,000 gal.)
- 1 Cisterna de Combustible (3,000 gal.)

## CAPÍTULO III

### DISEÑO METODOLÓGICO

#### 3.1. Definición de variables

##### 3.1.1. Variable independiente

- Modelos matemáticos

##### 3.1.2. Variables dependientes

- Fragmentación de rocas
- Costos

##### 3.1.3. Indicadores

Los indicadores son los indicios que indican las variables y se adjunta en siguiente tabla

##### 3.1.4. Índices

Son relaciones de los indicadores también se adjunta en la siguiente tabla.

#### 3.2. Operacionalización de variables

Tabla N°20  
Variables, indicadores y sus índices

VARIABLES	INDICADORES	INDICES	UNIDAD	
VARIABLE INDEPENDIENTE MODELOS MATEMATICOS	1.1 GEOLOGIA	1.1.1 fallas	# de fallas	
		1.1.2 estructuras	# de estructuras	
		1.1.3 geomecánico	RQD	
	1.2 MODELOS MATEMATICOS	2.1 PERFORACIÓN	1.2.1 Larsson	RMR
			1.2.2 kuzram	GSS
			1.2.3 Kuznetsov	cm o pulg
			1.2.4 Rosin Rammler	cm o pulg
			1.2.5. Cunningham	cm
	VARIABLE DEPENDIENTE FRAGMENTACION DE ROCAS Y COSTOS	2.1 PERFORACIÓN	2.1.1 VARIABLES DE PERFORACION	%
			a) Burden	unidad
b) Espaciamiento			m	
c) diámetro de barra			M	
d) Altura de banco			Pulg	
2.2 EXPLOSIVO		2.1.2 Explosivos	a) Heavy Anfo 46	M
			b) buster	Kg
			2.1.3 Accesorios de voladura	unidad
			a) Fulminante	pza.
			b) cordón detonante	M
2.3 VOLADURA	2.1.2 Explosivos	c) Gia de seguridad	M	
		d) fanel	M	
		e) nonel	M	
		2.3.1 Volumen	m3	
		2.3.2 Tonelaje	T	
2.4 LONGITUD DE CARGA	2.4.1 carga de columna	2.4.1 carga de columna	M	
		2.4.2 carga de fondo	M	
		2.4.3 taco	M	
2.5 COSTOS	2.5.1 Costo de chancado	2.5.1 Costo de chancado	\$/t	
		2.5.2 Costo de electricidad	\$/t	
		2.5.3 carguío y trasporte	\$/t	

Fuente: elaboración propia

### **3.3. Hipótesis de la investigación**

#### **3.3.1. Hipótesis General**

El modelo matemático a seleccionar será el adecuado, para la fragmentación en el tajo Jesica influye en la reducción de costos en las actividades posteriores como carguío, acarreo, chancado, en la mina Aruntani S.A.C. 2016.

#### **3.3.2. Hipótesis Específicos**

a) El modelo matemático de fragmentación que se aplicará en tajo Jesica, reduce los costos perforación y voladura en la mina Aruntani S.A.C.2016.

b) El resultado de fragmentación reduce en 15% de los costos de perforación y voladura en el tajo Jesica en la mina Aruntani S.A.C. – 2016.

c) El proceso de fragmentación está relacionado directamente con las propiedades geomecánicas y geológicas en el proceso de fragmentación en el tajo Jesica, mina Aruntani S.A.C.-2016.

d) Los costos influyen directamente en la evaluación económica de la fragmentación en el tajo Jesica en la mina Aruntani S.A.C. – 2016.

### **3.4. Tipo y diseño de la investigación**

#### **3.4.1. Tipo de investigación**

Según Gordon Dankhe, 1986 divide la investigación en: Exploratorios, descriptivos, correlacionales y explicativos. Los estudios descriptivos buscan especificar las propiedades importantes de las personas, comunidades o cualquier otro fenómeno que sea sometido a análisis (DANHKE, 1986) miden o evalúan diversos aspectos, dimensiones o componentes del fenómeno a investigar. Desde el punto de vista científico, describir es medir, esto es un estudio descriptivo se selecciona una serie de cuestiones y se mide cada una de ellas independientemente para así valga la redundancia describir lo que se investiga.

Según lo anterior Se utilizará los métodos: descriptivo explicativo y deductivo, los mismos que se apoyarán en datos reales, para lograr el objetivo del trabajo de investigación.

Se desarrollará los siguientes pasos:

- Determinar qué instrumentos son los más apropiados para obtener los datos.
- Acopiar información de campo.
- Analizar los datos por medio de las correspondientes técnicas correlacionales e interpretar los resultados. (para ello usamos los cuadros estadísticos de análisis estadístico).

### 3.5. Población y Muestra

#### 3.5.1. Población

Para el estudio de esta investigación se considera el tajo Jesica este.

La población para este trabajo de investigación la constituyen las actividades de perforación, voladura, carguío, transporte y chancado, que se desarrollan en la mina Aruntani SAC. Durante el periodo del año 2016 e inicios del 2017

Tipo de mineral. - Mineral diseminado metálico con contenido de oro y plata.

Los parámetros técnicos y económicos.

Las características de pit son:

Angulo de talud final de pit	: 46° - 48°
Altura de banco	: 8 m
Ancho de banco	: 4,27 m
Angulo talud operacional	: 68°
Ancho de carretera	: 12 m
Distancia de acarreo hacia el pad	: variable por el lugar de extracción lift
Distancia de acarreo hacia el botadero	: variable por distancia al botadero lift

- Ubicación espacio - temporal

Para el presente trabajo de investigación se considera el proyecto minero Aruntani ubicado en:

Paraje: Chaca palca

Distrito: Ocuvi.

Provincia: Lampa.

Departamento: Puno.

Altitud: 5200m.s.n.m.

#### 3.5.2. Muestra

El estudio se realizará en el tajo Jesica este

La investigación se realizará en la mina Aruntani y como zona representativa para este estudio será el tajo Jessica.

#### 3.5.3. Técnicas de muestreo

El número de muestras se ha tomará mediante la técnica de muestreo no probabilístico basado en el juicio del especialista.

Tajo Jesica este y tajo Jesica norte de los cuales el tajo Jesica este se encuentra en la etapa pos cierre, por lo que en el presente estudio se considerara el tajo Jesica norte que actualmente se encuentra en operación.

### 3.5.4. Tamaño y cálculo de la muestra

El tamaño de la muestra será no probabilístico

### 3.6. Procedimiento de la investigación

Se desarrollará los siguientes pasos:

#### 3.6.1. Perforación

Para esta actividad se utilizó perforadoras DM45E rotativas con diámetro de 6 ¾ pulg y una longitud de 8,90 metros de perforación (vertical); ya que tenemos una altura de banco de 8 metros.

La penetración de la broca en la roca se logra por parámetros de presión de empuje (pull down) y velocidad de rotación; el barrido del detritus se realiza mediante aire comprimido.

La malla empleada dependerá de la dureza de la roca. Densidad del material densidad del explosivo. La malla que tenemos estimada por el área de perforación y voladura serán de Malla N° 5,2 x 6,0 m

#### 3.6.2. Voladura

Con el objetivo principal de fragmentar el material para de esta forma tener un material fragmentado uniforme, el cual, será dispuesto para la lixiviación y recuperación. En este proceso se empleó:

Para la iniciación se utilizó boosters de 1 libra con líneas descendentes no eléctricos con tiempos en milisegundos, para el amarre troncal se utilizó cordón detonante 5G.

El carguío de taladros se realiza mediante un camión fábrica que también realiza las mezclas de ANFO y HEAVY ANFO, según las consideraciones del material a fragmentar y el porcentaje de contenido de agua.

Posteriormente se tapan los taladros con los detritos producto de la perforación utilizando taco de 2,5 metros. El inicio se realiza convencionalmente utilizando mecha de seguridad de 8 pies con fulminante N° 8.

#### 3.6.3. Caracterización del macizo rocoso

Estos trabajos consistieron en el mapeo geológico del Tajo Jessica, así mismo, la caracterización del macizo rocoso el cual concluirá en el mapeo geomecánica de afloramientos rocosos superficiales.

En la evaluación de taludes se tiene lo siguiente:

- ✓ Evaluación geomecánica (estaciones geomecánicas y obtención de muestras de roca).
- ✓ Obtención de muestras disturbadas.

Las muestras de suelo y roca pertenecen al talud, y son obtenidas superficialmente.

Las muestras de suelo serán enseñadas para su clasificación y las rocas serán sometidas al ensayo de carga puntual. Las muestras inalteradas corresponden a las paredes del talud y servirán para su clasificación.

### 3.6.4. Evaluación geomecánica de la masa rocosa

El comportamiento de un macizo rocoso está directamente relacionado con el número de familias de discontinuidades existentes, su distribución espacial y orientación, por lo que es necesario realizar esta evaluación.

La caracterización litológica y estructural del macizo rocoso, se realizó en el afloramiento rocoso en superficie mediante el uso de líneas de detalle (líneas microtectónicas); este mapeo geológico estructural de las discontinuidades consistente básicamente en la medición detallada de la orientación de los planos (juntas estratificaciones y fallas) que cortan el macizo rocoso.

Tabla N°21

*Cuadro de alteraciones del Tajo Jessica*

ALTERACIONES JESICA			
ALTERACIÓN	CODIGO	DESCRIPCION	DENCIDAD (gr/cm3)
SR	20	Silice Residual	2.29
SM	21	Silice Masiva	2.47
SG	22	Silice Granular	2.29
SV	23	Silice Vuggy	2.29
SO	24	Silice Opalina	2.39
SA	25	Silice Alunita	2.41
SAC	26	Silice Alunita Clay	2.41
SC	27	Silice Clay	2.41
SCP	28	Silice Clay Pirita	2.41
C	29	Clay	2.39
CP	30	Clay Pirita	2.39
PRO	31	Propilitico	2.39
RF	32	Roca Fresca	2.71
BX	33	Brecha Hidrotermal	2.29

Fuente: Elaboración propia de la empresa Aruntani S.A.C.

Tabla N°22  
Grado de dureza del Tajo Jessica

<b>Grado de Dureza</b>			
<b>ALTE</b>	<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>DUREZA</b>	<b>CÓDIGO</b>
SM	Sílice Masiva	MUY DURO	1
BX	Brecha Hidrotermal	MUY DURO	
SCP	sílice Clay Pirita	DURO	2
SG	Sílice Granular	DURO-MODERADO	3
SA	Sílice Alunita	MODERADO	4
SC	sílice Clay	MODERADO	
RF	Roca Fresca	MODERADO	5
C	Clay	SUAVE	
PRO	Propilitico	SUAVE	

Fuente: Elaboración propia de la empresa Aruntani S.A.C

Tabla N°23  
Zonamiento del tajo Jessica

<b>Zonamiento</b>		
<b>Zonas</b>	<b>Descripción</b>	<b>Código</b>
OX	Óxidos	1
MX	Mixtos	2
SULF	Sulfuros	3

Fuente: Elaboración propia de la empresa Aruntani S.A.C.

### 3.6.5. Mapeo geológico

Se realiza el mapeo geológico de cada proyecto antes de la voladura de acuerdo al muestreo de blast hole, para poder identificar en el proyecto por tipo de alteración y poder separar el proyecto de voladura tanto mineral y desmonte.

Banco 4848 Proyecto 50.- En base al mapeo geológico se observa que el 50% del proyecto es mineral con presencia de sílice masiva, sílice granular y brechas

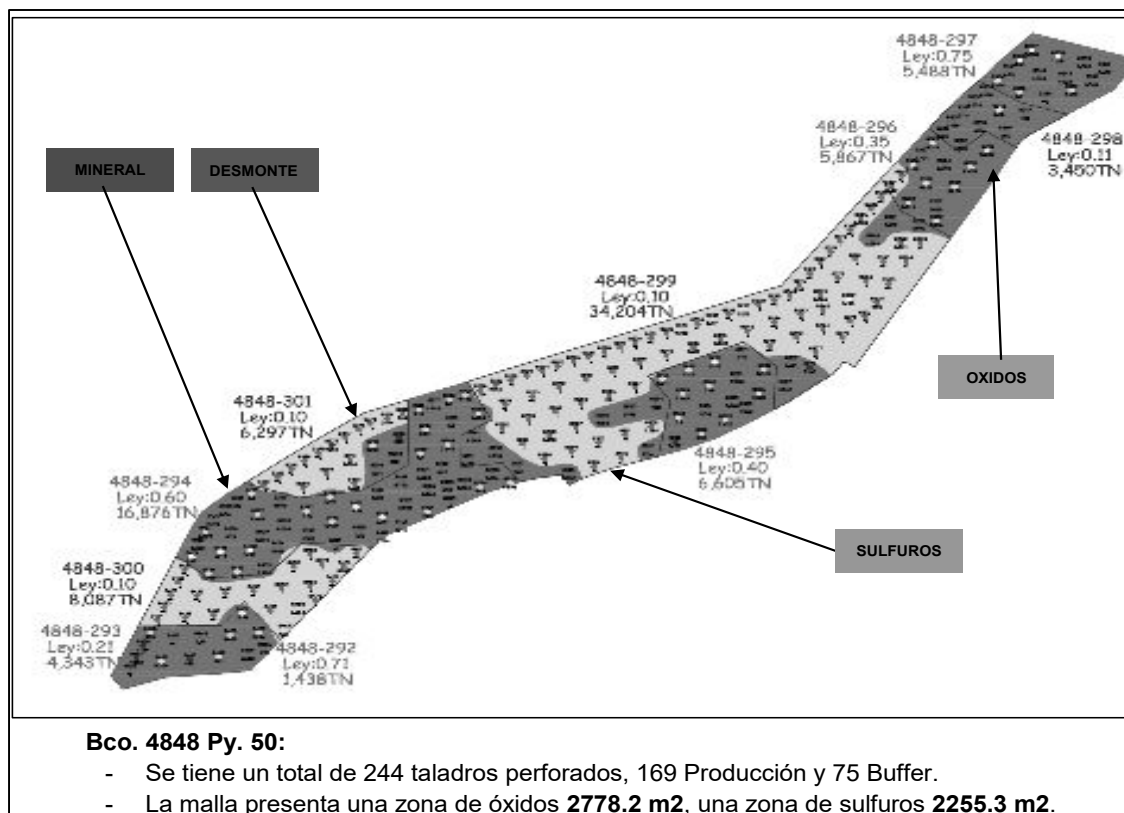


Grafico N° 6  
 mapeo geológico se observa la cantidad de mineral y desmonte

Fuente: Elaboración propio del área de geología de la Empresa Aruntani S.A.C.

Tabla 24  
 Grado de dureza de las alteraciones del tajo Jesica

Grado de Dureza		
ALTE	DESCRIPCIÓN	DUREZA
SM	Sílice Masiva	MUY DURO
BX	Brecha Hidrotermal	MUY DURO
SCP	sílice Clay Pirita	DURO
SG	Sílice Granular	DURO-MODERADO
SA	Sílice Alunita	MODERADO
SC	sílice Clay	MODERADO
RF	Roca Fresca	MODERADO
C	Clay	SUAVE
PRO	Propilitico	SUAVE

Alteración  
 Grado de dureza muy duro – duro moderado

Alteración  
 Grado de dureza moderado- suave

Fuente: Elaboración propio de la Empresa Aruntani S.A.C.

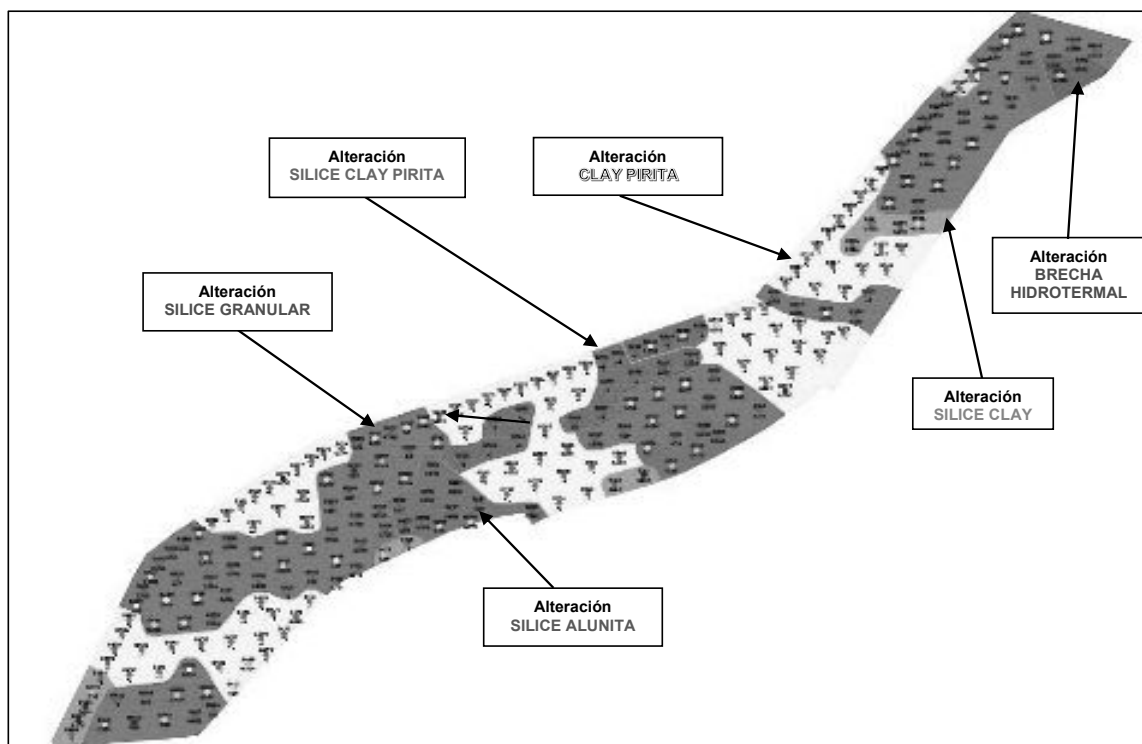


Grafico N° 7  
Mapeo geológico de las distintas alteraciones del proyecto

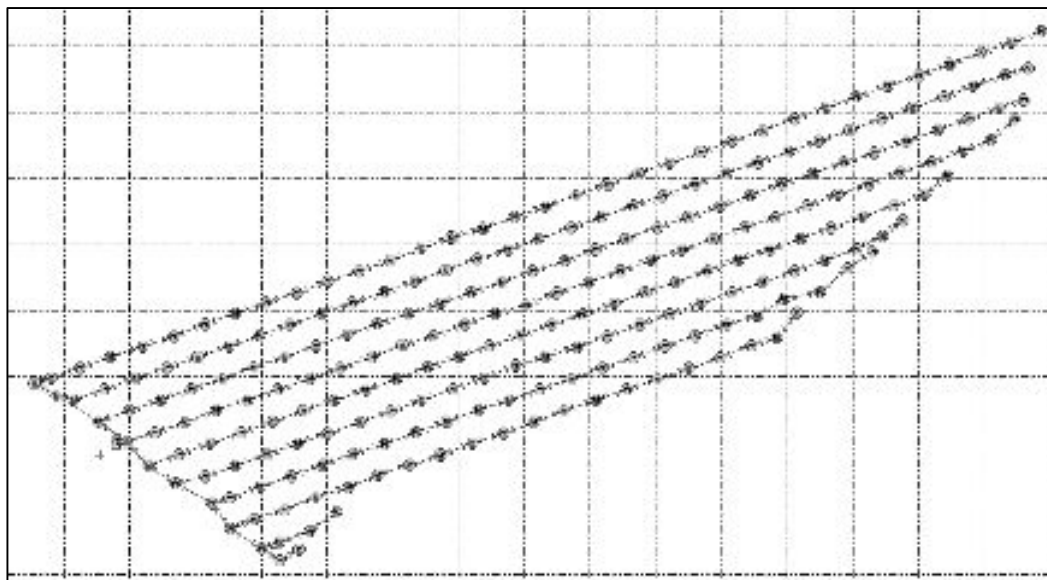
Fuente: Elaboración propio del área de geología de la Empresa Aruntani S.A.C.

#### ALTERACIONES:

- Se presenta un área de 75.2 m<sup>2</sup> de alteración Sílice Alunita (SA) de grado de dureza Moderada, con una Vel. Perforación 38 m/hora
- Se presenta un área de 243.3 m<sup>2</sup> de alteración Clay Pirita (CP) de grado de dureza Moderado, con una Vel. Perforación 40 m/hora
- Se presenta un área de 532.5 m<sup>2</sup> de alteración Sílice Clay Pirita (SCP) de grado de dureza Duro, con una Vel. Perforación 34 m/hora.
- Se presenta un área de 1063.9 m<sup>2</sup> de alteración Sílice Granular (SG) de grado de dureza Duro-Moderado, con una Vel. Perforación 36 m/hora.
- Se presenta un área de 58.2 m<sup>2</sup> de alteración Sílice Clay (SC) de grado de dureza Moderado, con una Vel. Perforación 40 m/hora

### 3.6.6. Diseño de amarre

Después de tener zonificado el proyecto de voladura se procede a realizar el diseño de amarre final separando mineral de desmonte con el apoyo del software JK SIMBLAST.



*Grafico N° 8*  
*Diseño de amarre en jk simblast*

Fuente: Elaboración propia del área de voladura, de la empresa Aruntani S.A.C – simulación con el software JK SIMBLAST

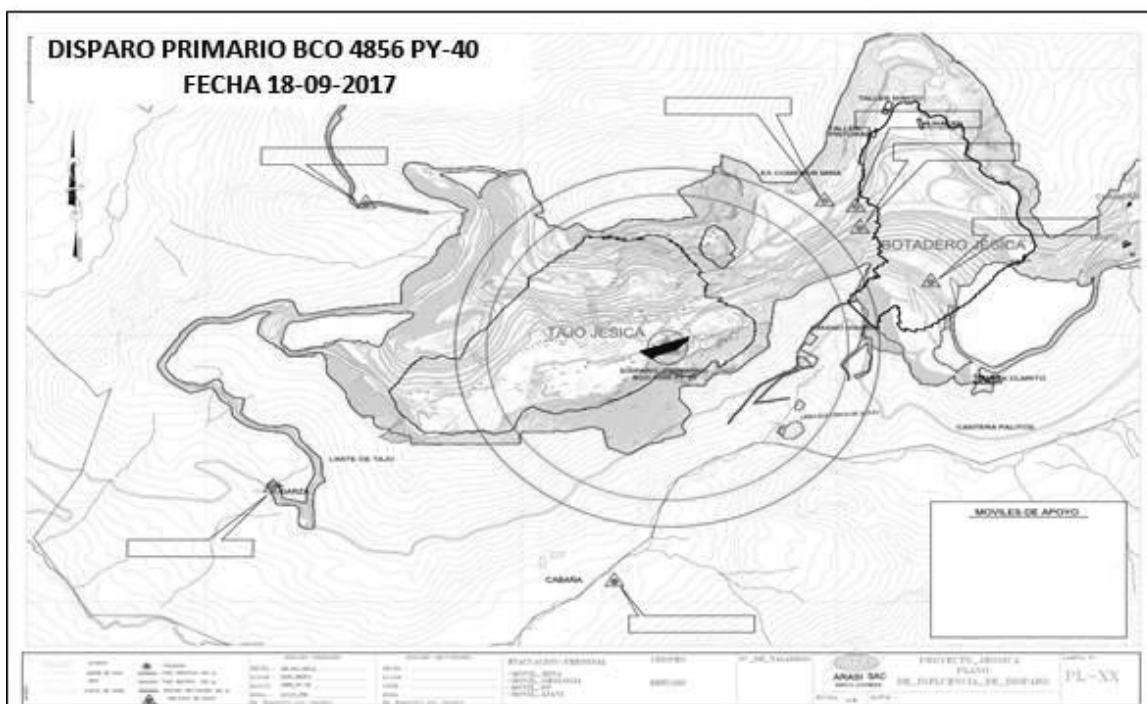


Grafico N° 9  
Plano de influencia

Fuente: Elaboración propia del área de voladura de la empresa Aruntani S.A.C

### 3.6.7. Plano de influencia

Se realiza el plano de influencia un día antes de la voladura para poder comunicar a las demás áreas y se coordina sobre los vigías para cerrar los accesos y así mismo evacuar todos los equipos que se encuentran dentro del área de influencia

### 3.7. Instrumentos de investigación

Los instrumentos usados en la presente investigación serán: Por la recolección de datos de campo (burden, espaciamiento, altura de banco, diámetro de taladro, sobre perforación, consumo de explosivo, granulometría para determinar el grado de fragmentación se utilizó el sotwart wilfrac (poner en el marco teórico) serán los métodos directos.

- ✓ Datos del campo (insitu)
- ✓ Análisis de costos de producción y productividad
- ✓ Programa Excel (tabla dinámica) para los costos de producción
- ✓ Parámetros de la roca
- ✓ Parámetros de perforación
- ✓ Parámetros de voladura
- ✓ Carga de columna

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS

#### 4.1. Descripción de los Resultados

##### 4.1.1. Análisis del primer objetivo específico

Mejorar la fragmentación de la roca mediante la aplicación de modelos de fragmentación en el Tajo Jessica de la Mina Aruntani SAC.

##### 4.1.1.1. Formulación teórica del modelo Kuz-ram.

Aplicando este modelo se puede ver la estrecha correlación entre las ecuaciones empíricas y los resultados de fragmentación de rocas por voladuras en el terreno, teniendo en cuenta la energía de los explosivos, la longitud del barreno y las características del macizo rocoso, el cual aplicaremos a nuestros estudios.

##### 4.1.1.1.2. Función de distribución estándar aplicable al modelo

La representación de los tamaños de partículas de una voladura se ha resuelto por aceptación de relaciones matemáticas, desarrolladas a partir de estudios de fragmentación, la función de distribución que proporciona el mejor resultado es la propuesta por Rosin-Rammler (R-R).

$$F(x) = 1 - e^{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^n} \dots\dots\dots \text{Ec. 4.1.}$$

Dónde:

- a)  $F(x)$  = Porcentaje en peso, cuyos fragmentos tienen dimensiones inferiores a  $X$  (50%)
- b)  $X_0$  = Tamaño característico, y corresponde a la dimensión  $X$
- c)  $X$  = Tamaño de referencia o abertura de malla.

Con la fórmula de (Kuznetsov V, 1973) obtenemos el valor medio de "X". Para un valor de  $F(x) = 0,5$  la ecuación queda reducida a:

$$0,5 = e^{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^n} \dots\dots\dots \text{Ec. 4.2.}$$

De donde resulta:

$$X_0 = \frac{x}{(0.693)^{\frac{1}{n}}} \dots\dots\dots \text{Ec. 4.3.}$$

d)  $n$  = Indica de uniformidad. Está relacionado con los parámetros geométricos de la voladura. Este valor "n" determina la forma de la curva granulométrica y varía comúnmente entre 0,8 y 2,2.

Un valor alto Indica una fragmentación uniforme, mientras que valores pequeños reflejan cantidades importantes tanto de finos como de tamaños gruesos. El algoritmo para calcular "n" según (Cunningham, 1983)) es el siguiente:

$$n = \left[ 2.2 - 14 \frac{B}{D} \right] \cdot \left[ 1 - \frac{W}{B} \right] \cdot \left[ 1 + \frac{R-1}{2} \right]^{0.5} \cdot \left[ \frac{Lc}{H} \right] \dots \dots \dots \text{Ecu. 4.4.}$$

Dónde:

B = Piedra (m)

D = Diámetro del barreno (mm)

W = Desviación de la perforación (m)

R = Relación espaciamiento/piedra (S/B)

Lc = Longitud de carga (m)

H = Altura de banco (m)

#### 4.1.1.2. Modelo de predicción granulométrica

Sobre la fragmentación Influyen un gran número de variables, y entre estas las propias características del macizo rocoso. La optimización de cualquier operación de arranque con explosivos pasa por la medición de los tamaños de la roca volada en determinadas condiciones. No existe un método o fórmula de predicción exacta, pero en los últimos años se llegaron a aplicar desde modelos simples hasta otros más complejos. Se ha optado por utilizar el algoritmo de Kuznetsov que tiene la siguiente expresión.

$$\langle X \rangle = A \cdot \left[ \frac{V}{Q_0} \right]^{\frac{4}{5}} \cdot [Q_0]^{\frac{1}{6}} \dots \dots \dots \text{Ecu. 4.5.}$$

Dónde:

$\langle x \rangle$  = Tamaño medio del fragmento cm

A = Constante que depende de las características de la roca.

- Rocas de dureza blanda	A = 5;	f = 5 - 8
- Rocas de dureza media	A = 7;	f = 8 - 10
- Rocas duras altamente fisuradas	A = 10;	f = 10 - 14
- Rocas muy duras débilmente fisuradas	A = 13;	f = 12-16

El valor de "f" mide la dureza de la roca de acuerdo a la escala de Protodiakonov.

Para determinar el valor del coeficiente experimental "A" se ha empleado la siguiente expresión

$$A = 14 (BL) - 9 \cdot e^{\left( -\frac{(5C-67ff-400)}{630} \right)^{3.125}} \dots \dots \dots \text{Ecu. 4.6.}$$

Dónde:

BL = Parámetro que especifica el tipo de voladura

- Voladura en bancos: BL = 1

SC = Resistencia a la compresión simple de la roca.

- En nuestro caso SC = 1195 kg/cm<sup>2</sup>

ff = Frecuencia de fracturas por pie de testigo.

- Roca débilmente fisurada: ff = (0 - 1)

- Roca medianamente fisurada: ff = (1 - 2,5)

- Roca fisurada: ff = (2,5 - 4)

- Roca altamente fisurada: ff = (4 - 6)

V = Volumen de roca volada/barreno (m<sup>3</sup>/barreno)

Espaciamiento(S) x Piedra (B) x Altura banco (H)

Q = Carga explosiva dentro de un taladro (167.17 kg)

Q<sub>0</sub> = Cantidad de TNT equivalente a la carga de explosivo/barreno (kg)

PRP = Potencia relativa en peso del explosivo: (ANFO = 100)

Q x PRP = Q<sub>0</sub> x 115

$$Q_0 = \frac{Q \cdot PRP}{115} \dots\dots\dots \text{Ec.4.7.}$$

Reemplazando (7) en la ecuación (5), el algoritmo de Kuznetsov se convierte en:

$$\langle X \rangle = A \left[ \frac{V}{Q} \right]^{\frac{4}{5}} \cdot Q^{\frac{1}{6}} \cdot \left[ \frac{PRP}{115} \right]^{-\frac{19}{30}} \dots\dots\dots \text{Ecu. 4.8.}$$

Para los cálculos se ha considerado el PRP del explosivo = 100

#### 4.1.1.3. Datos utilizados en la aplicación del modelo

Los explosivos utilizados en la voladura son los indicados en la tabla 21

Tabla N°25  
Propiedades del explosivo

Propiedades del Explosivo	Heavy Anfo 46
Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	1.22
Potencia relativa en peso	100
Calor de explosión (kcal/kg)	
Presión de detonación (kilo bar)	38
Velocidad de detonación (m/s)	4121

**Fuente:** Elaboración propia

- El diámetro de perforación empleado fue de 6 3/4 pulgadas.
- Se ha considerado una altura de banco (H) de 8 m y una longitud de barreno (L) de 9 m.

- El esquema de voladura es de tipo triangular. Este da mejores resultados de fragmentación. La secuencia de encendido empleado es por filas.
- Se ha considerado un solo retacado superior de 6,57 m
- El tamaño crítico de los bloques se ha considerado en función de la parrilla de malla de pad.
- La relación espaciamento-piedra se tomó  $S/B = 1,15$  por considerarla la óptima.
- Las desviaciones medias observadas en la mina para longitudes de barrenos de 9 m fueron de un 0,76 %, equivalente a 10 cm, Incluido el error de emboquille.
- La constante de roca (A), según criterios utilizados en las fórmulas (Kuznetsov V, 1973) Protodiakonov y por observaciones hechas en el terreno "A" varía entre 12,5 -13, asumiéndose:  $A = 13$ ;  $f = (12-16)$ .
- La longitud de la carga queda definida por la altura del barreno menos los retacados:
- Longitud de carga = longitud del barreno retacados y Longitud de carga =  $9-2,75 = 6.25$  m

Remplazando los datos en las ecuaciones:

Despejando B de la ecuación (8) se tiene

$$B^2 = Q \cdot \frac{\left[ \frac{\langle X \rangle}{A \cdot Q^{\frac{1}{6}} \cdot \left[ \frac{PRP}{115} \right]^{-\frac{19}{30}}} \right]^{\frac{5}{4}}}{R \cdot H} \dots\dots\dots \text{Ecu. 4.9}$$

Para  $\langle X \rangle = 15$

$$B^2 = 176.16 \cdot \frac{\left[ \frac{15}{13 \cdot (176.16)^{\frac{1}{6}} \cdot \left[ \frac{100}{115} \right]^{-\frac{19}{30}}} \right]^{\frac{5}{4}}}{1.15 \times 8}$$

$$B^2 = 6.975 \rightarrow B^2 = 2.6 \text{ m}$$

Hallando el espaciamento

$$S = 1.15 B \rightarrow S = 2.99 \text{ m}$$

Hallando el volumen

$$V = B \times S \times H$$

$$V = 2.6 \times 2.99 \times 8$$

$$V = 62.19 \text{ m}^3$$

Hallando tonelaje

$$TM = V \times \delta \text{ material}$$



$$TM = 62.19 \times 2.3$$

$$TM = 143.04$$

Hallando consumo específico

$$Ce = \frac{Qc}{V}$$

$$Ce = \frac{176.16 \text{ Kg}}{2.6 \times 2.99 \times 8}$$

$$Ce = 2.83 \text{ Kg/m}^3$$

Hallando factor de potencia

$$Fp = \frac{Qc}{TM}$$

$$Fp = \frac{176.16 \text{ Kg}}{143.04 \text{ Tm}}$$

$$Fp = 1.23 \text{ Kg/Tm}$$

Hallando n

$$n = \left[ 2.2 - 14 \frac{B}{D} \right] \cdot \left[ 1 - \frac{W}{B} \right] \cdot \left[ 1 + \frac{R-1}{2} \right]^{0.5} \cdot \left[ \frac{Lc}{H} \right]$$

$$n = \left[ 2.2 - 14 \frac{2.6}{170} \right] \cdot \left[ 1 - \frac{0.1}{2.6} \right] \cdot \left[ 1 + \frac{1.15-1}{2} \right]^{0.5} \cdot \left[ \frac{5.2}{8} \right]$$

$$n = [1.986] \cdot [0.962] \cdot [1.037] \cdot [0.650]$$

$$n = 1.29$$

Hallando  $X_0$

$$X_0 = \frac{X}{(0.693)^{\frac{1}{n}}}$$

$$X_0 = \frac{30}{(0.693)^{\frac{1}{1.29}}}$$

$$X_0 = 39.864 \text{ Cm}$$

#### 4.1.1.4. Elección del tamaño de fragmentación

Con el objeto de cuantificar y comparar los resultados de las distintas voladuras se eligen diferentes grados de fragmentación representados por el tamaño medio, para posteriormente seleccionar el más conveniente desde el punto de vista técnico económico.

Los tamaños medios elegidos para la determinación de los costos y sus correspondientes parámetros de diseño son:

$$\langle x \rangle = 15; 20; 25; 30; 35; 40; 45; 50; 55; 60 \text{ y } 65 \text{ cm}$$

La descripción de las distribuciones de tamaño nos permite observar el rango de variación de los parámetros de voladura que se desean evaluar, como la piedra, los factores de carga y la granulometría.

#### 4.1.1.5. Curva de la piedra y el consumo específico

Los valores de la curva de la piedra (B) y del consumo específico (CE) se obtienen variando el tamaño medio del material volado, manteniendo constante la carga de explosivo por barreno ( $Q = 176.16$  kg/barreno). Esta curva sirve para evaluar el rango de piedras en función del diseño de voladura mediante la ecuación de Kuznetsov, los resultados obtenidos se presentan en la siguiente imagen.

Tabla N°26

*Variación de los parámetros de voladura en función del tamaño medio de fragmentación*

Tamaño de bloque (cm)	Piedra B (m)	Espaciamiento (m)	Volumen m3	Tonelaje TM	Consumo Especifico (Kg/m3)	Factor de Potencia (Kg/tm)	n	X0 (cm)
15	2.60	2.99	62.19	143.04	2.83	1.23	1.29	39.86
20	3.20	3.70	94.72	217.86	1.86	0.81	1.27	40.09
25	3.60	4.10	118.08	271.58	1.53	0.65	1.24	40.32
30	4.00	4.60	147.20	338.56	1.20	0.52	1.22	40.52
35	4.50	5.20	187.20	430.56	0.94	0.41	1.21	40.66
40	4.90	5.60	219.52	504.90	0.80	0.35	1.18	40.87
45	5.30	6.10	258.64	594.87	0.68	0.30	1.16	41.11
50	5.60	6.50	291.20	669.76	0.60	0.26	1.15	41.27
55	5.90	6.80	320.96	738.21	0.55	0.24	1.14	41.44
60	6.30	7.20	362.88	834.62	0.49	0.21	1.12	41.68
65	6.60	7.60	401.28	922.94	0.44	0.19	1.10	41.88

Fuente: Elaboración propia

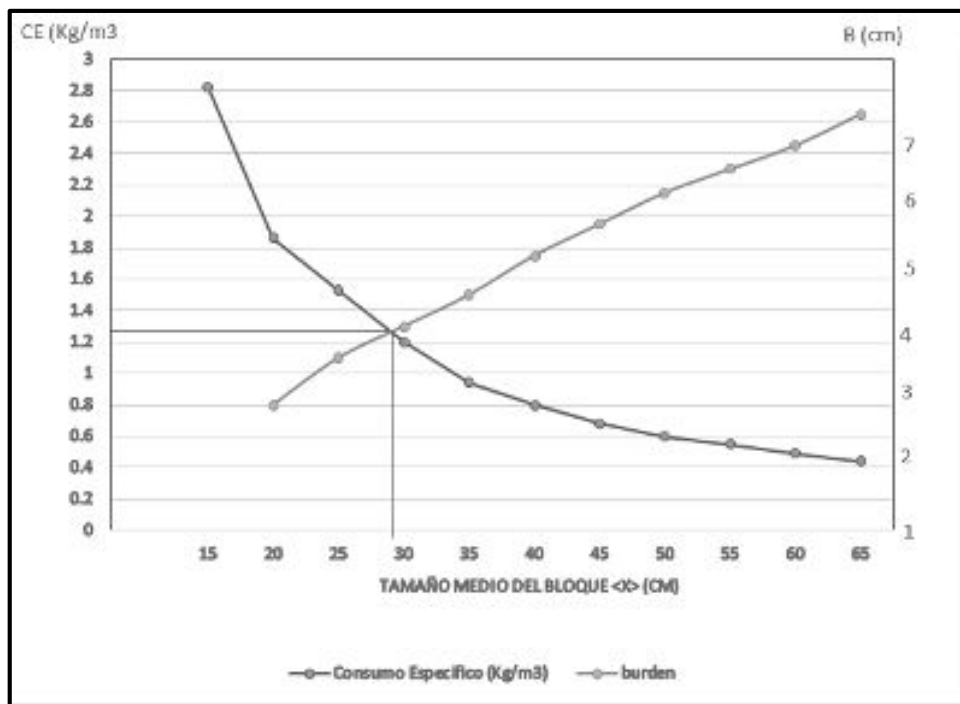


Figura N°19

Determinación del tamaño medio óptimo a partir de las curvas del consumo específico y piedra

Fuente: Elaboración propia

La curva de distribución se obtiene variando la piedra para un tamaño de referencia determinado, obteniéndose un tamaño máximo característico para cada diseño de voladura.

Mediante las ecuaciones de Cunningham y Rosin-Rammler (Cunningham, 1983) obtenemos los valores de  $n$  y  $X_0$  para un tamaño de referencia  $X$  igual a 30 cm por considerar el tamaño máximo que el pad permite ingresa, tal como se observa en la figura 18.

En la figura 19 se representan las curvas del Consumo Específico y de la Piedra en función al tamaño medio de los bloques. A partir de estas curvas podemos determinar el Tamaño Medio Óptimo  $\langle x \rangle$  de la fragmentación que es igual a 29.5 cm, (30 cm) a cuyo valor le corresponde una Piedra Óptima (B) igual a de 4 m y un Espaciamiento de 4.60 m.

Para valores de la Piedra mayores a 4 m el índice de Uniformidad "n" desciende, lo que indica que la granulometría a obtenerse será Irregular y mal fragmentada, con gran cantidad de bloques de tamaño grande que ocasionan el incremento de los costos de perforación y voladura, generando una voladura secundaria, ocasionando el bajo rendimiento de los equipos de carguío y la baja recuperación en pad aunque aparentemente los costos de perforación y voladura primaria descienden según se incrementa el tamaño de los bloques mas no así el costo de las operaciones de conminución del material volado.

#### **4.1.1.6. Sistema de medición con WIPFRAG.**

Para realizar este análisis de fragmentación se utilizó el software WIPFRAG, el cual está diseñado para hacer análisis de granulometría, este programa empieza generando la imagen de las rocas fracturadas después de una voladura, con la toma de fotografías y la convierte en un net de fragmentos y gráficos luego es medida, y ploteada a una selección estadística de fragmentación y gráficos.

El sistema WIPFRAG requiere de imágenes de alta calidad en blanco y negro que tengan un buen contraste entre luz y sombra ya que esta tecnología utiliza estos contrastes para detectar la forma de los bloques de todas las maneras y dependiendo de la hora en que se tomen la imágenes siempre es necesario realizar un proceso de edición de las mismas para establecer la forma verdadera de aquellos bloques que no son correctamente reconocidos por el sistema y finalmente cuando se tenga la mayor parte de los bloques identificados se procede al cálculo de las curvas granulométricas.

Las curvas que entrega el sistema son:

Grafico Normal: Logarítmico de % acumulado v/s tamaño de bloque en metros.

Grafico Normal: Logarítmico de % en peso parcial v/s tamaño de bloque en metros.

#### **4.1.1.7. Medición de fragmentación**

Para realizar el análisis de fragmentación, se tomaron las fotografías del material volado en los proyectos cargados y disparados, se utiliza el software WipFrag, el cual está diseñado para hacer análisis granulométrico; con la toma de fotografías del frente volado, este programa empieza generando la estadística imagen de las rocas fracturadas y la convierte en un net de fragmentos y gráficos, luego es medida, matizada y ploteada a una selección. Las mediciones del Wipfrag que se realizaron corresponden a distintos sectores de la mina, los cuales cuentan características geológicas distintas por lo que las distribuciones granulométricas se realizaron por sectores, para la definición de estos sectores se asoció la información geológica que se cuenta principalmente zonas de alteración, dureza asociada y zonas de alta ley, además se sectorizo por los distintos parámetros de voladuras aplicados en las zonas.

Las mediciones de fragmentación realizadas con el sistema Wipfrag permitieron determinar las diferentes curvas de distribución granulométricas.

#### **4.1.1.8. Resultados de la fragmentación**

En muchos aspectos este debe ser uno de los índices principales del funcionamiento del explosivo, ya que directamente mejora uno de los objetivos principales de la voladura el requerimiento de fragmentar la roca para facilitar y mejorar el rendimiento de los equipos de carguío generando una excavación y remoción rápida.

Sin embargo, la medición de la fragmentación de la voladura es uno de los puntos más difíciles que encaran los técnicos en voladura. Los parámetros críticos de diseño, tales como el diámetro de taladro y la

separación de los taladros se pueden estimar usando un conjunto de modelos y ecuaciones simples, pero estos deben ser considerados como estimaciones iniciales. Este conocimiento más íntimo puede venir solo de mediciones cuantitativas y monitoreo de los resultados de la voladura.

Durante el 2016 se estuvo trabajando con HA 37 Y HA 46 y una malla que no ayudaba a realizar bien la fragmentación de la roca lo que ocasiona que no se llegue a obtener los resultados deseados como se puede apreciar en los cuadros siguientes.

Tabla N°27

*Indicadores mensuales de producción en el año 2016*

PRODUCCION MINA 2016									
MES	TM Mineral			TM Desmonte			Striping		
	Plan	Real	Var. %	Plan	Real	Var. %	Plan	Real	Var. %
Ene-16	625,000	501,109	-20%	642,500	434,604	-6%	0.74	0.87	17%
Feb-16	775,000	754,371	-3%	573,500	367,564	-36%	0.74	0.49	-34%
Mar-16	725,000	739,775	2%	536,500	329,324	-39%	0.74	0.45	40%
Abr-16	852,500	747,081	-12%	664,950	356,235	-46%	0.78	0.48	-39%
May-16	825,000	667,254	-19%	453,750	471,299	4%	0.55	0.71	28%
Jun-16	728,500	690,610	-5%	558,000	573,570	3%	0.77	0.83	8%
Jul-16	675,000	679,650	1%	534,000	535,220	0%	0.79	0.79	0%
Ago-16	709,900	704,624	-1%	435,240	524,581	21%	0.61	0.74	21%
Set-16	709,900	743,444	5%	257,300	448,431	74%	0.36	0.6	66%
Oct-16	559,500	703,152	26%	195,000	340,695	75%	0.35	0.48	39%
Nov-16	558,000	690,673	24%	128,340	351,620	174%	0.23	0.51	121%
Dic-16	809,400	777,796	4%	486,148	404,078	-17%	0.60	0.52	-14%
Acum Año	8,552,700	8,399,539	-2%	5,285,228	5,137,220	-3%	0.62	0.61	-1%

Fuente: elaboración del área de planeamiento mina de la empresa Aruntani S.A.C.

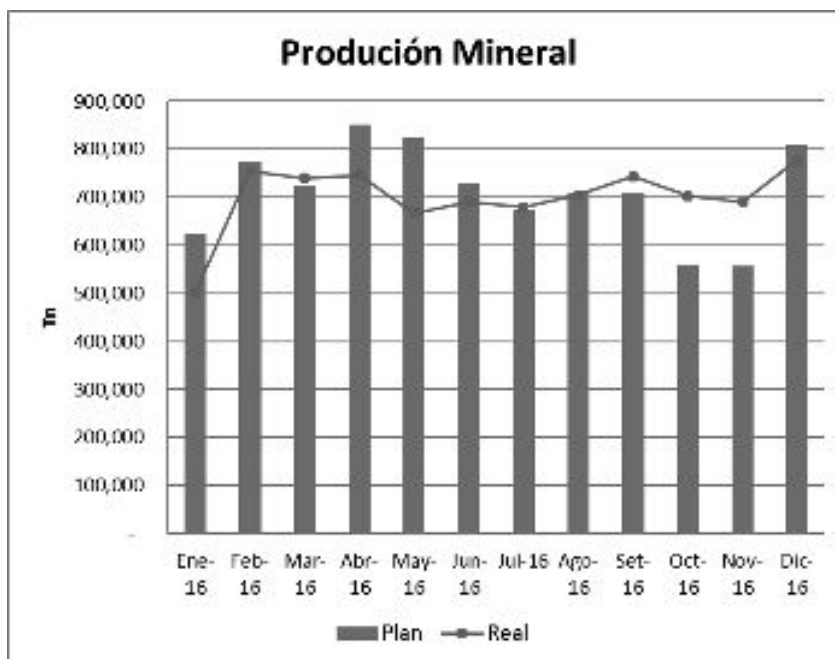


Figura N° 20

*Estadísticas de producción del año 2016.*

*Fuente: Elaboración propia del área de planeamiento de la empresa Aruntani S.A.C.*

Resultados de las voladuras realizadas durante los primeros meses del año 2016 a comparación de los meses de septiembre a diciembre se realizó la reducción de la malla y cambio de explosivo a HA 46, se procedió al carguío y amarre de los siguientes proyectos, en el cual se obtuvo los siguientes resultados:

Tabla N°28

Resultado de los pasantes de las mallas en pad antes y después de los cambios efectuados en la malla de perforación.

AÑO	MESES	BANCO	PROYECTO	MALLA +	MALLA +	MALLA +	MALLA + 1	MALLA - 1 1/2"	
				6"	4"	2"	1/2"		
				% EN PESO	% EN PESO	% EN PESO	% EN PESO	% EN PESO	
2016	ENERO	4864	5	11.84	9.93	8.13	6.05	64.06	
		4880	30	13.16	10.53	8.93	4.94	62.44	
	FEBRERO	4872	7	12	10.48	7.15	5.45	64.93	
		4824	6	15.2	10.2	7	5.2	62.4	
	MARZO	4824	7	16.02	13.02	10.73	6.39	53.84	
		4832	9	13.69	11.62	9.34	6.58	58.76	
	ABRIL	4840	18	11.21	9.44	7.46	6.6	65.29	
		4848	22	12.2	10.2	8.6	7.8	61.2	
	MAYO	4880	35	0	0	6.5	7.73	83.58	
		4880		16.51	11.54	6.71	6.82	58.43	
	JUNIO	4872	32	12.59	9.52	11.34	5.96	60.59	
		4848	22	12.6	11.28	7.86	5.04	63.23	
	JULIO	5080	35	10.94	9.47	7.46	6.30	65.83	
		5080	40	10.46	8.14	8.11	4.74	68.54	
	AGOSTO	5088	104	11.49	7.73	8.12	4.69	67.98	
		5088	90	12.44	8.85	6.59	5.51	66.62	
	PROMEDIO DE LOS PASANTES HASTA AGOSTO				12.02	9.49	8.12	5.98	64.23
	SEPTIEMBRE	5032	38	0.00	0.00	6.88	8.04	85.08	
		5032	20	0.00	0.00	6.28	8.15	85.57	
	OCTUBRE	5040	75	0.00	0.00	6.61	8.06	85.33	
		5040	72	0.00	0.00	5.25	7.83	86.93	
	NOVIEMBRE	4864	8	0.00	0.00	5.31	7.59	87.11	
		4864	10	0.00	0.00	4.79	6.39	88.82	
	DICIEMBRE	4872	40	0.00	0.00	4.26	6.38	89.37	
		4872	52	1.46	1.23	6.28	7.55	83.48	
	PROMEDIO DE LOS PASANTES DE SEPTIEMBRE - DICIEMBRE				0.18	0.15	5.71	7.50	86.46

Fuente elaboración propia de la empresa Aruntani

Como se puede apreciar los resultados que se obtuvo en los diferentes procesos de voladura no cumplen como objetivo de malla pasante de - 1 ½ pulg de 6.23 %, en todos los tipos rocas existentes en el Tajo

Jéssica ,Durante los meses septiembre del 2016 y los meses del 2017 se estuvo trabajando con HA 46 lo que se llegó a obtener los resultados deseados como se puede apreciar en los cuadros siguientes

Tabla N° 29  
Indicador de producción 2017

MES	TM Mineral			TM Desmonte			Striping		
	Plan	Real	Var. %	Plan	Real	Var. %	Plan	Real	Var. %
Ene-17	350,177	350,177	0%	457,531	457,531	0%	1.31	1.31	0%
Feb-17	549,514	549,514	0%	345,247	345,247	0%	0.63	0.63	0%
Mar-17	440,993	440,993	0%	335,207	335,207	0%	0.76	0.76	0%
Abr-17	583,755	583,755	0%	302,166	302,166	0%	0.52	0.52	0%
May-17	514,017	514,017	0%	400,280	400,280	0%	0.78	0.78	0%
Jun-17	428,859	428,859	0%	457,679	457,679	0%	1.07	1.07	0%
Jul-17	408,248	408,248	0%	458,359	458,359	0%	1.12	1.12	0%
Ago-17	349,887	349,887	0%	478,085	478,085	0%	1.37	1.37	0%
Set-17	293,347	279,560	-5%	434,177	484,435	12%	1.48	1.73	17%
Oct-17	322,719	294,971	-9%	378,732	424,281	12%	1.17	1.44	23%
Nov-17	276,500	276,097	0%	254,000	357,981	41%	0.92	1.30	41%
Dic-17	360,280	348,423	-3%	155,000	104,758	-32%	0.43	0.3	-30%
Acum Año	4,878,297	4,824,502	-1%	4,456,461	4,606,007	3%	0.91	0.95	5%

Fuente: Elaboración propia de la Empresa Aruntani S.A.C.

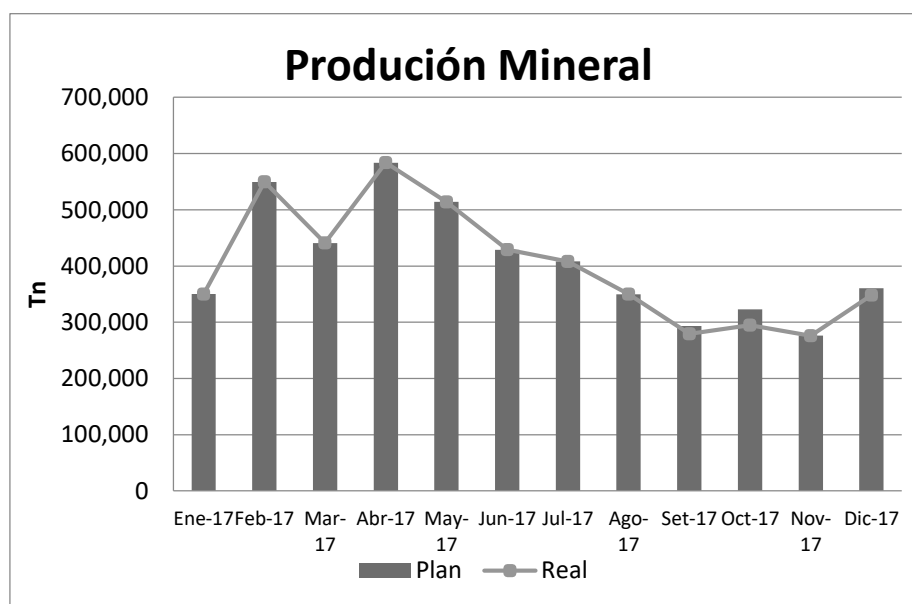


Figura N° 21  
Estadísticas de producción del minera 2017

Fuente: Elaboración propia de la Empresa Aruntani S.A.C.

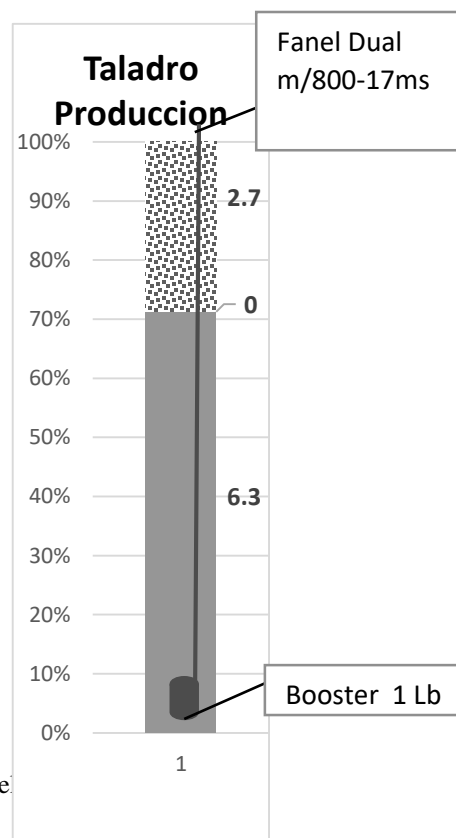
Tabla N°30  
Resultado de los pasantes durante el 2017

AÑO	MES	MALLA + 6"	MALLA + 4"	MALLA + 2"	MALLA + 1 1/2"	MALLA - 1 1/2"
		% EN PESO	% EN PESO	% EN PESO	% EN PESO	% EN PESO
2017	MARZO	0.00	0.00	4.00	6.80	89.20
	ABRIL	0.00	0.00	8.80	5.20	86.00
	MAYO	1.46	1.23	6.28	7.55	83.48
	JUNIO	0.19	0.16	6.22	7.52	85.91
	JULIO	0.00	0.00	6.39	7.64	85.96
	AGOSTO	0.55	0.38	6.76	7.58	84.72
	SEPTIEMBRE	7.99	6.04	9.84	6.55	69.57
	OCTUBRE	3.10	2.78	6.99	7.03	80.10
	<b>PROMEDIO</b>	1.66	1.32	6.91	6.98	83.12

Fuente: elaboración propia.

Tabla N°31  
Reporte del disparo.

<b>TALADROS DE PRODUCCION</b>		
PARAMETROS DE DISEÑO		
Descripcion	Unid	Medida
Ø Taladro	pulgada	6.75
Tipo malla		4x4.6
Burden	m	4
Espaciam	m	4.6
H. Banco	m	8
Sobre.perf	m	1
Long. Taladro	m	9
Volumen	m3	165.6
Roca		sulfuro/oxi
Densidad	ton/m3	2.3
Tonelaje	ton	380.88
DISEÑO DE CARGA		
Explosivo	Kg	176.16
Fact. Lineal	Kg/m	28.18
<b>Altura de carga</b>	m	6.3
<b>Cámara de aire</b>	m	0
<b>Altura taco</b>	m	2.7
Fact. Potencia	Kg/Tn	0.41
<b>ANFO</b>		104.83789



Fuente: e

Tabla N°32  
costo de voladura por taladro

<b>COSTO DISEÑO DE VOLADURA PRIMARIA</b>				
Descripción	Unid	Cantidad/tal	P.U \$	\$ /tal
Petróleo	gls	1.95	2.6	5.08
Nitrato	kg	105.7	0.55	58.14
Emulsión	kg	70.46	0.49	34.53
Booster	pza.	1	3.1	3.10
Fanel Dual	pza.	1	2.48	2.48
Cordón detonante	mt	0	0.2	0.00
Fulminante N° 8	pza.	0.03	0.24	0.01
Guía seguridad	mt	0	0.12	0.00
Fanel CTD	pza.	0.1	1.7	0.17
Total costo por taladro =			\$/tal	104
Total costo por tonelada rota =			\$/ton	0.31

Fuente: Elaboración propia

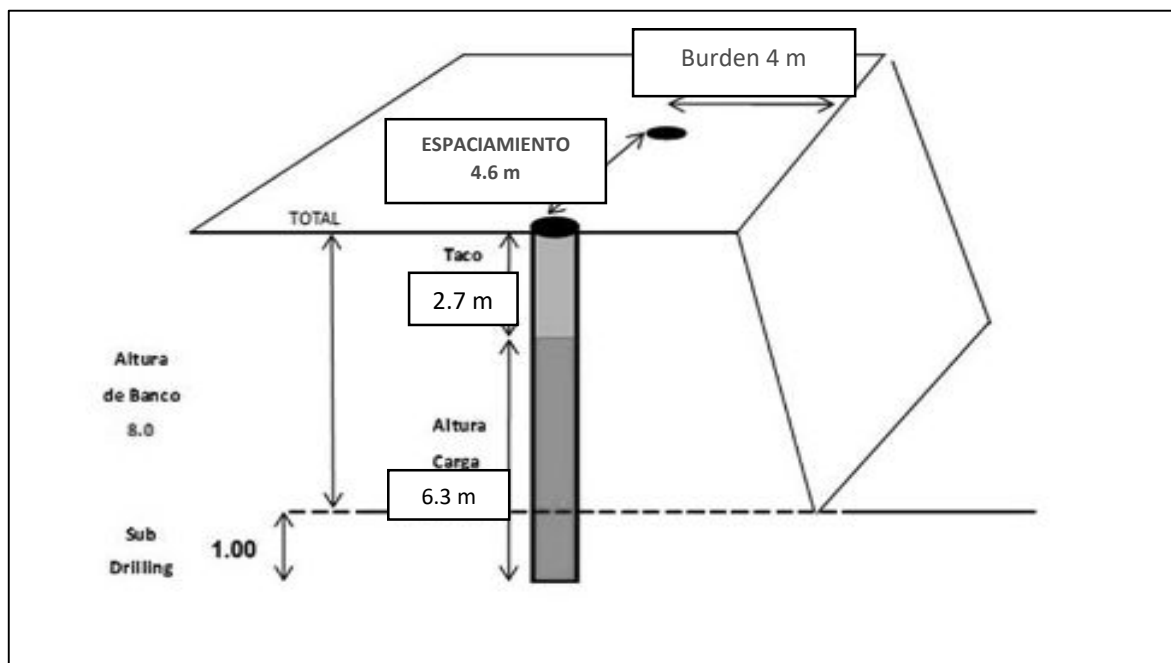


Figura N° 22

Esquema de carguio de taladro

Fuente: Elaboración propia de la Empresa Aruntani S.A.C

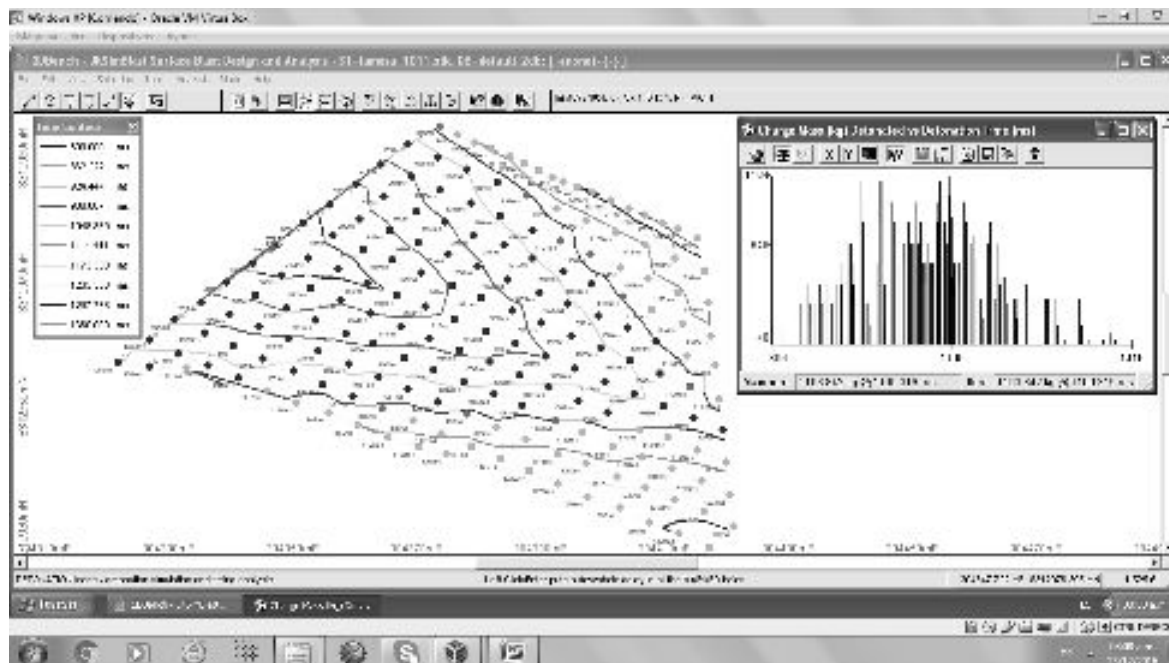


Figura N° 23

*Diseño de amarre de voladura*

Fuente: Elaboración propia de la Empresa Aruntani S.A.C.

Para cuantificar y analizar la granulometría de los frentes de minado se usó el software de foto análisis WipFrag, como escalador o patrón de medida se empleó una regla de madera de 1.0 m (39.37 pulgadas).



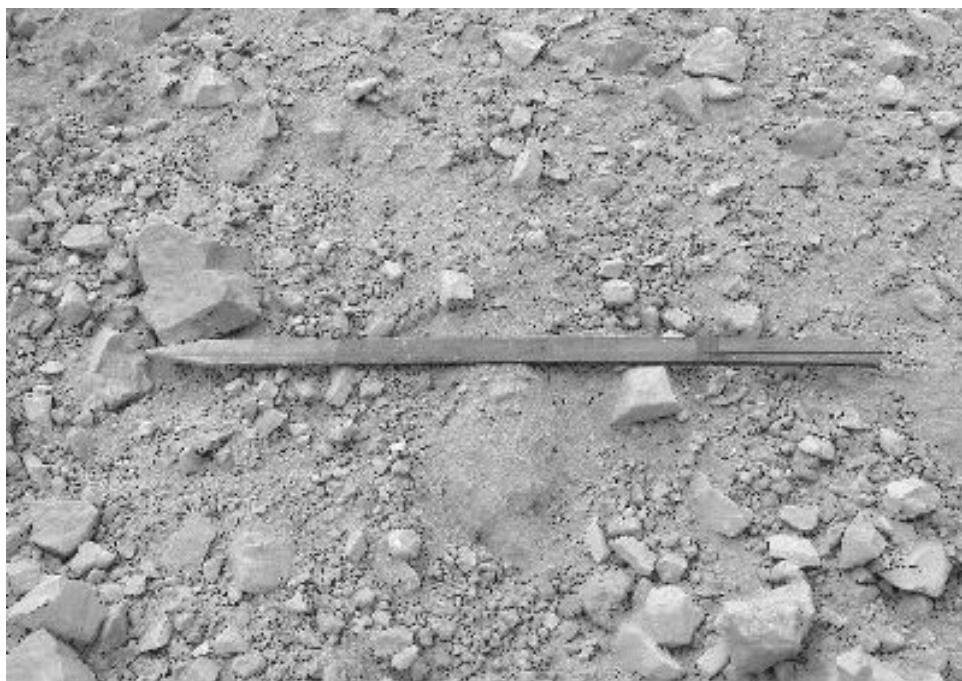
Fotografía N° 5

*material mineral disparado exc- 365 realizando carguio*

Fuente: Elaboración propia de la Empresa Aruntani S.A.C



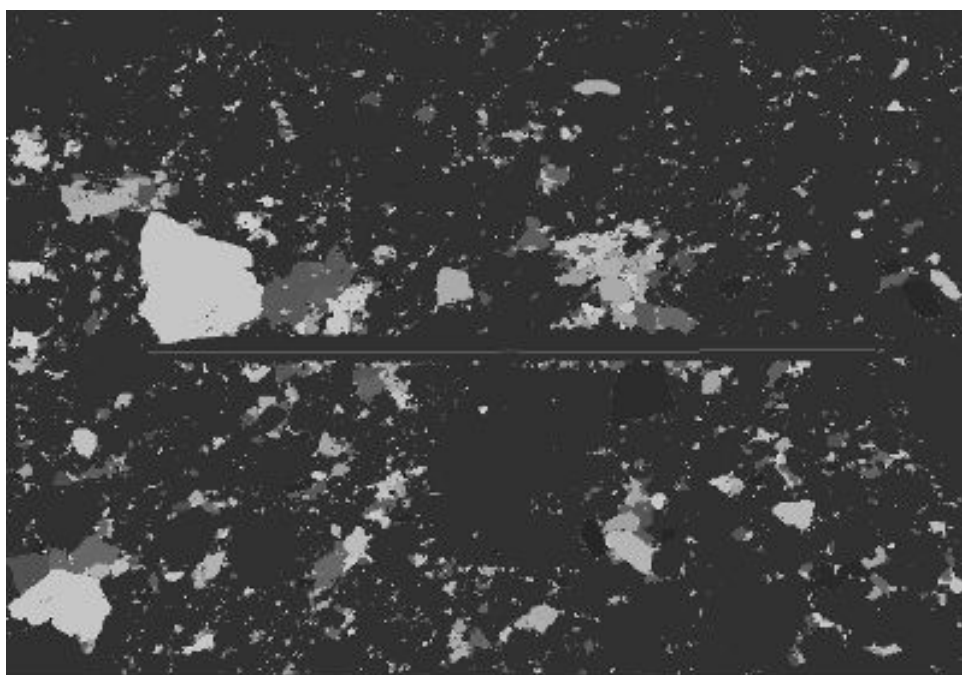
*Fotografía N° 6*  
*Zonificación del material volado mineral desmonte.*  
Fuente: Elaboración propia.



*Fotografía N° 7*  
*Material disparado con la madera de 1 m de largo para la escala*  
Fuente: elaboración propia



Fotografía N° 8  
*Procesando con el wipfrag.*  
*Fuente: elaboración propia*



Fotografía N° 9  
*Digitaliacion de la fragmentacion*  
*Fuente: Elaboración propia.*

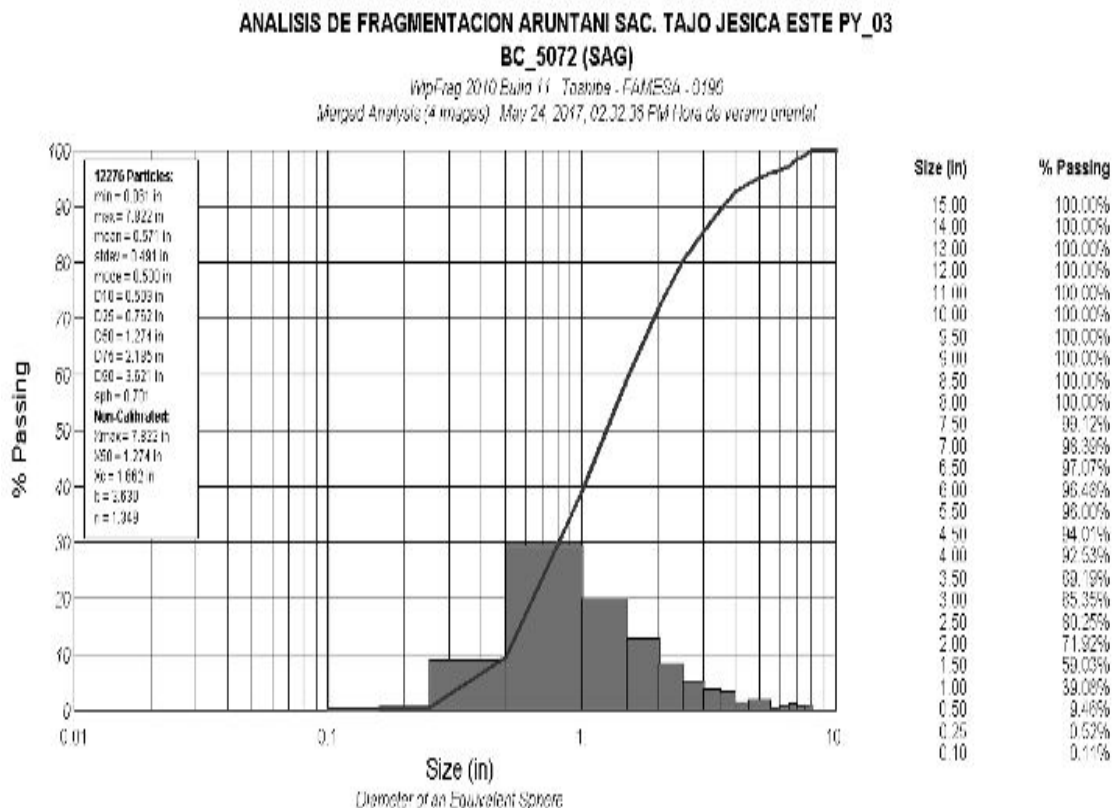


Figura N°24

Cuadro acumulativo de análisis granulométrico

Fuente: elaboración propia.

- 2.4.15. El Comportamiento De La Curva Acumulativa Indica El **96.48 %** Del Material Analizado Pasa Por Un “Tamiz” De **6.0 Pulg.** De Igual Manera El Valor “N” De Cunningham Es De 1.349
- 2.4.16. P80: 2.48 Pulg.
- 2.4.17. Tamaño máximo de fragmentos 7.822 pulg. Y mínimo 0.061 pulg.
- 2.4.18. PORCENTAJE DE GRUESOS: El 3.52 % de la carga corresponden a tamaños mayores a 6.0 pulg. de diámetro.
- 2.4.19. PORCENTAJE DE FINOS: El 59.03% corresponden a tamaños menores a 1.5 pulg.
- 2.4.20. Explosivo: HA 46

Tabla N° 33  
Cuadro resumen comparativo de resultados obtenidos

Fecha de Análisis	Fotos Analizadas	P80 Requerido pulg.	P8 Obtenido pulg.	Pasante Requerido 6 pulg. (%)	Pasante obtenido 6 pulg. (%)	Diferencia +- (%)	Exactitud + - %	Desviación estándar	Precisión %
18/12/20	1	6	3	8	10	15.0	17.6		
18/12/20	2	6	3	8	9	10.9	12.8		
18/12/20	3	6	3	8	9	11.8	13.9		
18/12/20	4	6	3	8	9	13.3	15.6		
18/12/20	5	6	3	8	9	8	10.2		
18/12/20	6	6	3	8	9	6	7		
18/12/20	7	6	5	8	8	2	2		
18/12/20	8	6	5	8	8	3	3		
19/12/20	9	6	4	8	10	15.0	17.6		
19/12/20	1	6	4	8	9	9	11.3	4.79	5.12
19/12/20	1	6	5	8	8	2	3		
19/12/20	1	6	4	8	8	4	5		
<b>Promedio</b>		<b>6</b>	<b>4.21</b>	<b>8</b>	<b>9</b>	<b>8</b>	<b>10.1</b>		

Fuente: Elaboración propia

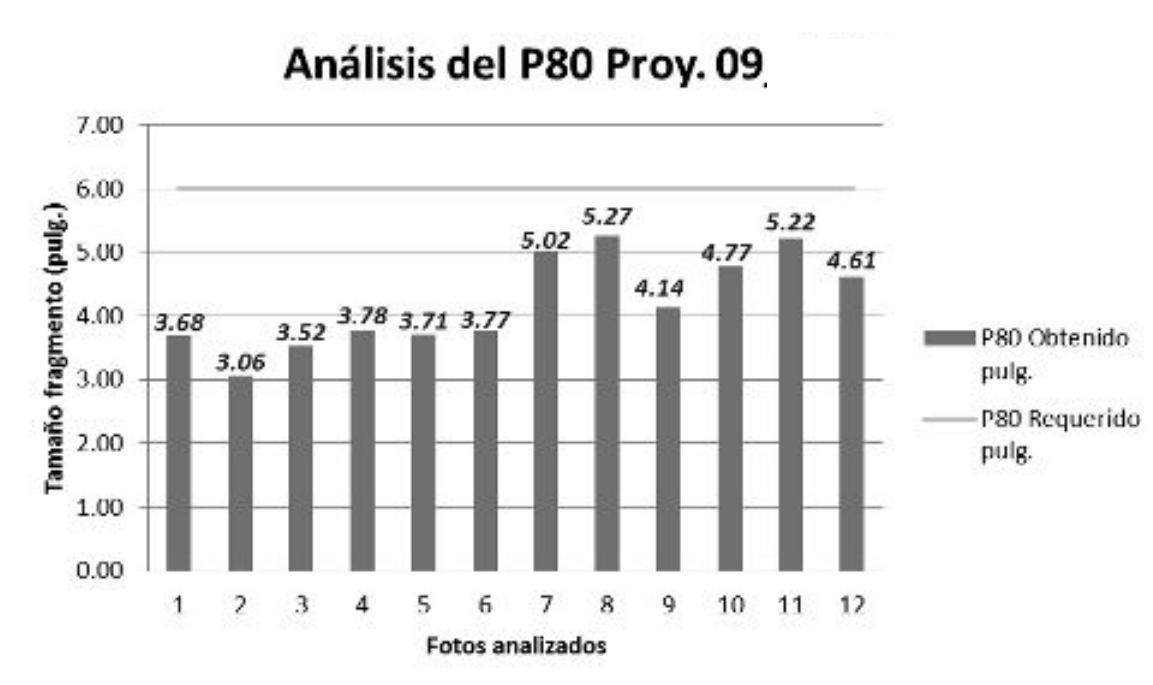


Figura N° 25  
cuadro con el resultado obtenido en el análisis de p80.  
Fuente: elaboración propia.

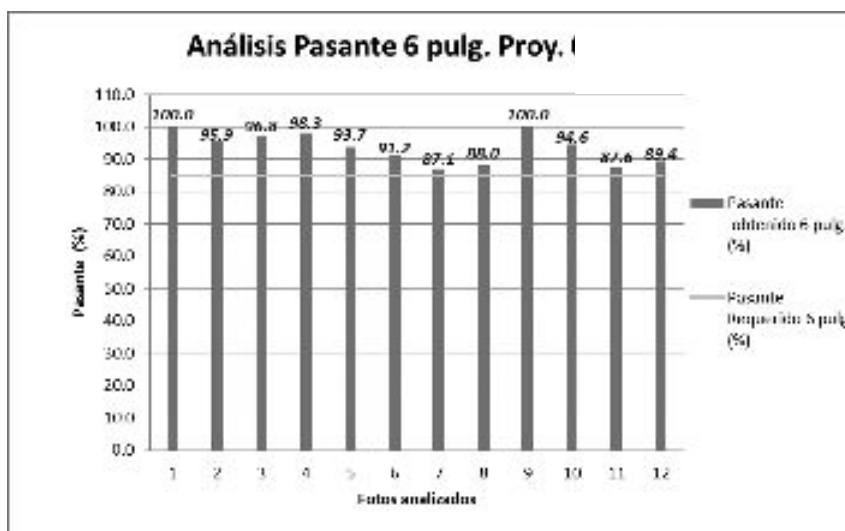


Figura N° 26

Cuadro con el resultado obtenido de los pasantes

Fuente: elaboración propia.

### Tiempo de carguío proyecto 09

Se llevó el control de ciclo de minado de este proyecto dando un promedio de **1:35:08 minutos** en diez ciclos controlados, esto va relacionado a la granulometría obtenida en la voladura y plasmada en el análisis de fragmentación.

Tabla N°34

tiempo de ciclo de carguío promedio

PROYECTO 09: Tiempo de Carguío Promedio (Minutos)											
FECHA:	19/12/2016										
TURNO:	DIA										
Camión N°	166	190	194	106	284	107	185	187	181	104	<b>PROM</b>
<b>EXCAVADO</b>	1:29	01:37	01:39	01:38	01:35	01:32	1:39	1:34	1:40	1:24	<b>1:35</b>

\* Cuatro pases por ciclo.

Fuente: elaboración propia.

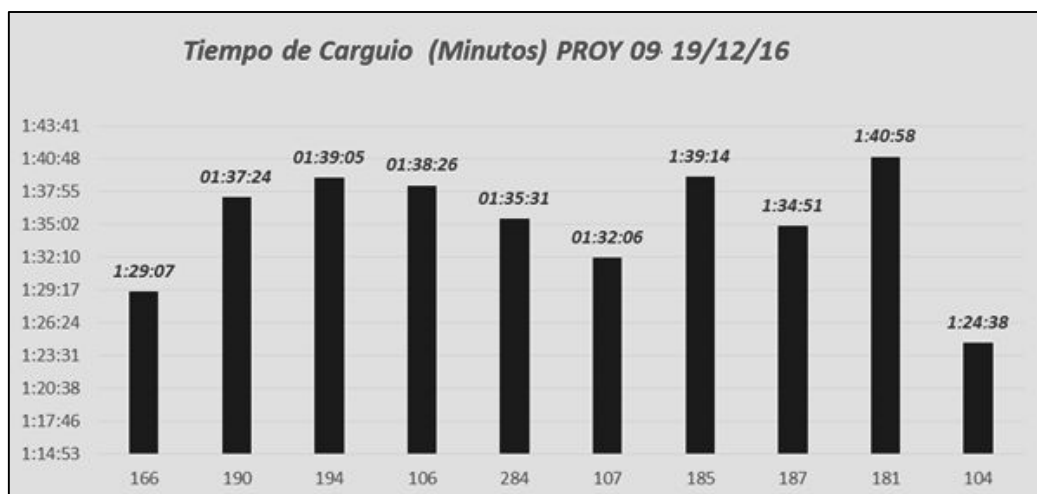


Figura N° 27

*Histograma de tiempo de carguío minutos*

Fuente: elaboración propia.

#### 4.1.2. Análisis del segundo objetivo específico

¿Cuánto sería la reducción de los costos en el tajo Jesica en la mina Aruntani s.a.c. – 2016?

Si consideramos los costos el 2016 se dividirá en dos tiempos uno sin el modelo que será hasta septiembre que ya se aplica el modelo matemático y mejorar la granulometría de la voladura partir del mes de septiembre ocasionando en -22% entre el costo sin aplicar el modelo y el costo obtenido con el modelo de predicción granulométrica.

Tabla N°35

*Diferencia de costos utilizando el modelo matemático*

MES	TM Mineral			COSTO EN VOLADURA	COSTO EN PERFORACION	COSTO EN CARGUIO	COSTO EN TRANSPORTE DE MINERAL	COSTO POR CHANCADO	TOTAL DE COSOTOS
	Plan	Real	Var. %						
Ene-16	625,000	501,109	-20%	206,301.47	156,346.89	199,981.80	418,833.62	95371.34	1,076,835.12
Feb-16	775,000	754,371	-3%	216,744.04	198,687.11	249,949.15	662,660.07	205323.49	1,533,363.86
Mar-16	725,000	739,775	2%	222,655.43	218,426.44	261,196.86	687,640.09	216954.83	1,606,873.65
Abr-16	852,500	747,081	-12%	236,024.19	216,712.62	274,443.14	710,303.81	216735.82	1,654,219.58
May-16	825,000	667,254	-19%	233,503.71	216,995.13	288,361.21	646,490.74	198616.21	1,583,967.00
Jun-16	728,500	690,610	-5%	250,290.39	203,660.34	300,276.65	658,401.03	206280.63	1,618,909.04
Jul-16	675,000	679,650	1%	288,097.06	217,326.24	286,704.41	614,177.51	164165.16	1,570,470.38
Ago-16	709,900	704,624	-1%	246,309.94	215,536.45	272,692.58	662,059.12	<b>188,639</b>	1,585,237.24
Set-16	709,900	743,444	5%	226,709.37	207,883.05	262,151.15	662,255.51	153779.8	1,512,778.88
Oct-16	559,500	703,152	26%	231,682.60	222,006.10	254,242.99	637,579.59	165574.38	1,511,085.66
Nov-16	558,000	690,673	24%	212,599.65	231,683.46	251,574.48	678,264.51	178449.51	1,552,571.61
Dic-16	329,000	805,398	145%	252,232.80	252,690.00	274,557.90	755,343.24	108108.46	1,642,932.40
<b>Acum. Año</b>	<b>8,072,300</b>	<b>8,427,141</b>	<b>4%</b>	<b>2,823,151</b>	<b>2,557,954</b>	<b>3,176,132</b>	<b>7,794,009</b>	<b>2,097,999</b>	<b>18,449,244</b>

Fuente: Elaboración propia

En el cuadro adjunto se observa que la diferencia que existe en los costos aplicando el modelo y reduciendo la granulometría son:

- En chancadora se reduce en 22% el cual hace un ahorro de \$ 464,777.55.
- En transporte se incrementó en 1% el costo debido a que se realizó un mayor tonelaje en promedio el cual hace un gasto de \$ 7 9218,55.
- En voladura se redujo un 10 % debido al modelo matemático el cual fue de \$ 293,096,66.
- En el carguío se realizó un menor -9% debido al mejor rendimiento de los equipos de carguío el cual fe de \$ 292,534.
- En perforación se incrementó 3% debido a la reducción de la malla el cual genera un incremento de \$ 87,807.57.

La reducción de costos de acuerdo al modelo matemático es de 883382.09 \$ en el 2016.

Tabla N°36  
costo de dólares por tonelada de la producción del 2016

Costo chancado \$/ton	Promedio de chancado \$/ton	costo transporte \$/ton	Promedio de transporte \$/ton	Costo de voladura \$/ton	Promedio de voladura \$/ton	Costo de carguío \$/ton	Promedio de carguío \$/ton	Costo de perforación \$/ton	Promedio de perforación \$/ton
0.19		0.84		0.41		0.40		0.31	
0.27		0.88		0.29		0.33		0.26	
0.29		0.93		0.30		0.35		0.30	
0.29	0.27	0.95	0.92	0.32	0.35	0.37	0.39	0.29	0.30
0.30		0.97		0.35		0.43		0.33	
0.30		0.95		0.36		0.43		0.29	
0.24		0.90		0.42		0.42		0.32	
0.27		0.94		0.35		0.39		0.31	
0.21		0.89		0.30		0.35		0.28	
0.24	0.21	0.91	0.93	0.33	0.31	0.36	0.35	0.32	0.31
0.26		0.98		0.31		0.36		0.34	
0.13		0.94		0.31		0.34		0.31	

Fuente: Elaboración propia.

En el 2017 se eliminó la chancadora debido a la mejor fragmentación del macizo rocoso

El cual se tuvo un ahorro de 2,097,999 \$. Y se cumplió con lo planeado teniendo mejores ganancias.

Tabla N°37  
Producción de los primeros meses del año 2017

MES	TM Mineral			COSTO \$					total
	Plan	Real	Var. %	Voladura	perforación	carguío	transporte mineral	Chan- cadora	
Ene-17	350,177	350,177	0%	150,772.14	153,213.44	191,065.93	335,858.02	0.00	830,909.53
Feb-17	549,514	549,514	0%	198,023.72	177,488.61	197,884.49	421,284.29	0.00	994,681.11
Mar-17	440,993	440,993	0%	179,913.71	150,481.40	178,636.76	343,116.38	0.00	852,148.25
Abr-17	583,755	583,755	0%	182,187.23	172,418.63	193,666.94	395,162.23	0.00	943,435.03
May-17	514,017	514,017	0%	184,849.00	177,710.68	194,217.92	343,196.30	0.00	899,973.90
Jun-17	428,859	428,859	0%	184,548.22	138,502.05	204,661.60	229,190.75	0.00	756,902.62
Jul-17	408,248	408,248	0%	130,832.99	132,657.75	200,202.48	225,024.10	0.00	688,717.32
Ago-17	349,887	349,887	0%	141,889.10	157,373.70	203,393.80	199,485.81	0.00	702,142.41
<b>Acum. Año</b>	<b>3,625,451</b>	<b>3,625,451</b>	<b>0%</b>	<b>1,353,016</b>	<b>1,259,846</b>	<b>1,563,730</b>	<b>2,492,318</b>	<b>0</b>	<b>6,668,910</b>

Fuente: Elaboración propia

#### 4.1.3. Análisis del tercer objetivo específico

¿Qué relación existe entre las operaciones unitarias de perforación y voladura, y las propiedades geomecánicas y geológicas en el proceso de fragmentación en el tajo Jesica, mina Aruntani S.A.C.-2016?

La geotecnia y la geología son muy importantes en la perforación y voladura ya que gracias a los alcances de estas dos áreas se determina el tipo de malla a utilizar y cantidad de explosivo ya que nos indicaran el tipo de roca y dureza las fallas y discontinuidades del terreno que a continuación se demostrara.

##### 4.1.3.1. Mapeo de Taludes

El Mapeo de Taludes se realizó con la finalidad de caracterizar el macizo rocoso, utilizando el método de celda de detalle.

##### 4.1.3.1.1. Registro de datos

Para la caracterización de la masa rocosa del área de estudio, se registraron datos a partir del mapeo geotécnico de taludes.

Las alteraciones predominantes de la zona analizada son Sílice Granular (SG), Sílice Masiva (SM), Sílice Alunita (SA), Clay) y Sílice Clay (SC) en algunos casos con presencia de pirita, la cual le da mayor resistencia.

#### 4.1.3.1.2. Clasificación del Macizo Rocosó

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocosó – 1989).

**Densidad:** El dato de densidad por tipo de alteración, fue proporcionado por Geología Mina.

**Resistencia a la Compresión Uniaxial:** Este parámetro se obtuvo utilizando el Martillo de Geólogo y también a partir de resultados de rebote del Martillo Schmidt, según normas ISRM (International Society for Rock Mechanics).

**Índice de Calidad de la Roca (RQD, por sus siglas en inglés):** Fue determinado mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

El espaciamiento de las discontinuidades, condición de juntas y condición de agua subterránea fue clasificado según la valoración establecida por Bieniawski (1989).

El criterio utilizado para clasificar a la masa rocosa se presenta en el siguiente cuadro:

Tabla N°38  
*criterio para la clasificación de la masa rocosa*

Tipo de roca	Rango RMR	Calidad según RMR
I	81 – 100	Muy Buena
II	61 – 80	Buena
IIIA	51 – 60	Regular A
IIIB	41 – 50	Regular B
IVA	31 – 40	Mala A
IVB	21 – 30	Mala B
V	<21	Muy Mala

Fuente: Elaboración propia del área de geotecnia mina Aruntani S.A.C.

La siguiente tabla muestra el resumen de clasificación de macizo rocoso obtenido para el Tajo Jésica.

Tabla N°39  
Resumen de clasificación de la masa rocosa en el Tajo Jésica

Estación	Dip Direction Talud (°)	Alteración	Densidad (gr/cm <sup>3</sup> )	Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)	RM R	Tipo de Roc a	Calidad
EG-01	18 6	SG	2.29	95	71	II	Buena
EG-02	10	SA	2.39	65	60	IIIA	Regular A
EG-03	17 9	SG	2.29	165	65	II	Buena
EG-04	18 3	SG	2.29	95	58	IIIA	Regular A
EG-05	17 2	SA-SG	2.41	65	53	IIIA	Regular A
EG-06	17 0	SM	2.41	80	59	IIIA	Regular A
EG-07	12 5	SCP	2.41	112	60	IIIA	Regular A
EG-08	17 0	CP	2.39	80	47	IIIB	Regular B
EG-09	12 5	SG	2.29	86	61	II	Buena
EG-10	19 6	SM	2.41	175	66	II	Buena
EG-11	14 7	SM	2.41	150	63	II	Buena
EG-12	17 2	SM	2.41	99	71	II	Buena
EG-13	19 2	C	2.39	27	40	IVA	Mala

Fuente: Elaboración propia del área de geotecnia mina Aruntani S.A.C.

La mayor parte del Tajo Jésica, en la zona actual de operación, está conformada por rocas Tipo II y IIIA, que corresponde a rocas con alteración Sílice Masiva y Sílice Granular moderadamente fracturas.

**TIPO II:** sílice masiva (SM) y sílice granular (SG).

**TIPO IIIA:** sílice alunita (SA), sílice clay pirita (SCP), sílice granular fracturada y sílice masiva muy fracturada.

**TIPO IIIB:** Formado por rocas con alteración clay-pirita (CP).

**TIPO IVA:** Formado por rocas con alteración clay. De la información (Plano de alteraciones y secciones por tipo de alteración) proporcionada por Geología Mina, se identifica que la mayor parte de lo que queda por minar es alteración SG y SM (70% aproximadamente). Ver plano EGT-020.

En el Sector Oeste sobre la cota 4864, se encontrará C.

En el sector Oeste, las paredes finales del tajo estarán dominadas por SC y SA.

De lo anterior, se concluye que se tendrá rocas de Tipo IIIA y II, esta condición es favorable para la estabilidad del talud general del Tajo Jérica, sin embargo, la estabilidad de talud de banco se puede ver afectada por la voladura, por lo que es necesario utilizar parámetros adecuados de perforación y voladura

### **Índice de Volabilidad**

Para obtener el Índice de Volabilidad, se utilizó el criterio de Lilly (1986,1982), donde ha definido que el Índice Volabilidad “BI” (Blastability Index) se obtiene de la suma de cinco parámetros geomecánicos representativos.

$$BI= 0.5(RMD+JPS+JPO+SIG+RSI)$$

Las rocas extremadamente blandas pueden tener un IB=20, mientras que las rocas masivas resistentes tienen un BI=100, estas pueden tener una densidad de 4ton/m<sup>3</sup>.

Tabla N°40

Parámetros geomecánicos para obtener el índice de volabilidad

PARAMETROS GEOMECANICOS	CALIFICACIÓN
1.- Descripción del macizo rocoso (RMD)	
* Friable / poco consolidado.	10
* Diaclasado en bloques.	20
* Poco masivo.	50
2.- Espaciamiento entre planos de juntas (JPS)	
* Pequeño (< 0,1 m)	10
* Medio (0,1 a 1 m)	20
* Grande (> 1 m)	50
3.- Orientación de los planos de juntas (JPO)	
* Horizontal.	10
* Buzamiento normal al frente.	20
* Dirección normal al frente.	30
* Buzamiento coincidente con el frente.	40
4.- Influencia del peso específico (SGI)	
(SG es el peso específico en t/m <sup>3</sup> )	SGI = 25 * SG - 50
5.-RSI: 0.05*Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa).	1-20

Fuente: Elaboración propia del área de geotecnia mina Aruntani S.A.

Tabla N°41

Índice de volabilidad por estación de mapeo

Estación	Dirección de						
	Buzamiento Talud (°)	RMD	JPS	JPO	SGI	RSI	BI
EG-01	186	20	13	13	7.25	4.75	29
EG-02	10						
EG-03	179	20	15	28	7.25	8.25	39.3
EG-04	183	15	12	12	7.25	4.75	25.5
EG-05	172	20	12	18	10.25	3.25	31.8
EG-06	170	20	13	22	10.25	4	34.6
EG-07	125	20	15	15	10.25	5.6	32.9
EG-08	170	15	10	22	9.75	4	30.4
EG-09	125	20	20	25	7.25	4.3	38.3
EG-10	196	20	13	22	10.25	8.75	37.0
EG-11	147	20	18	22	10.25	7.5	38.9
EG-12	172	30	18	22	10.25	4.95	42.6
EG-13	192	15	13	32	9.75	1.35	35.6
Promedio		20	16	24	9.17	5.12	34.66

Fuente: Elaboración propia del área de geotecnia mina Aruntani S.A.C.

Nota: El parámetro JPO (orientación de plano de juntas), se tomó en referencia al talud de mapeo.



## TECNOLOGIA DE VOLADURA GEOTECNICA PARA DETERMINAR EL CONSUMO ESPECIFICO DE EXPLOSIVOS

Con respecto a la determinación de un factor de evaluación de rendimiento de voladuras, se tiene en cuenta por ejemplo el consumo específico de explosivo (CE). Para tal caso también se cuenta con diversos criterios geotécnicos:

- a) Criterio del Índice de Frecuencia de Fracturas de Ashby
- b) Criterio del Índice de Volabilidad (BI: Blasting Index, Lilly (1), Bickers (2), Ghose (3), Gupta (4), JKMRC (5), etc.)
- c) Criterio Geotécnico del RQI (RQI: Rock Quality Index, Mathis (1), Leighton (2))
- d) Clasificación Geomecánica Q (Sistema RMR= 44 + 9 Log Q)

Desde un punto de vista específico, si se desea evaluar el parámetro (CE) de acuerdo al Índice de volubilidad (BI, entonces su determinación tanto del consumo específico de explosivo, (CE) así como otros factores, tales como el factor de carga (FC), factor de energía, (FE), etc., estarán directamente relacionados con este índice, mediante las siguientes relaciones:

$$C.E. = 0,004 \times BI, \quad (\text{kg Anfo/TM})$$

$$F.E. = 0,015 \times BI \quad (\text{MJ/TM})$$

### Criterio de Lilly

De acuerdo con Lilly modificado (1986), el Índice de Volabilidad (BI: Blasting Index ), se define como la facilidad con la que un macizo rocoso puede ser excavado mediante el uso de explosivos; y su formulación es la siguiente:

$$BI = 0,5 (RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

Para un caso práctico emplearemos el criterio de Lilly, es decir el Índice de Voladura para determinar el Consumo Específico de Explosivos. Para tal efecto haremos uso de los valores relacionado a cada uno de los parámetros que demanda dicha formulación:

Comprobando el índice de volabilidad

$$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

$$BI = 0.5(19.58 + 14.33 + 21.08 + 9.17 + 5.12)$$

$$BI = 0.5(69.28) \longrightarrow BI = 34.6$$

$$C.E. = 0,004 \times BI,$$

$$C.E. = 0,004 \times 34.6$$

$$C.E. = 0.14$$

Es conocido que cuando no se efectúan buenas voladuras, se producen daños a la masa rocosa de los taludes, pudiendo provocar su inestabilidad. Particularmente en el caso de los taludes finales es importante cuidar la estabilidad de éstos; para ello, será necesario utilizar técnicas de voladura controlada a fin de minimizar el daño a las paredes de los taludes finales.

Una voladura en Tajo abierto, puede ocasionar inestabilidades, generalmente de 5 a 10 m por detrás de la cara del talud, a medida que intervienen los agentes físicos como el agua, hielo, vibraciones por voladura, puede provocar caída de rocas.

En caso de que las discontinuidades sean persistentes podría ocasionar deslizamientos a gran escala. Para rocas débiles se podría producir fallas circulares.

#### 4.1.4. Análisis del cuarto objetivo específico

- e) ¿Cómo influyen los costos en la evaluación económica en la fragmentación en el tajo Jesica en la mina Aruntani S.A.C. - 2016?

Tabla N°42  
Costo de actividades por tonelada

Costo chancado \$/ton	Promedio de chancado \$/ton	costo transpote \$/ton	Promedio de transporte \$/ton	Costo de voladura \$/ton	Promedio de voladura \$/ton	Costo de carguio \$/ton	Promedio de carguio \$/ton	Costo de perforacion \$/ton	Promedio de perforacion \$/ton
0.19		0.84		0.41		0.40		0.31	
0.27		0.88		0.29		0.33		0.26	
0.29		0.93		0.30		0.35		0.30	
0.29	0.27	0.95	0.92	0.32	0.35	0.37	0.39	0.29	0.30
0.30		0.97		0.35		0.43		0.33	
0.30		0.95		0.36		0.43		0.29	
0.24		0.90		0.42		0.42		0.32	
0.27		0.94		0.35		0.39		0.31	
0.21		0.89		0.30		0.35		0.28	
0.24	0.21	0.91	0.93	0.33	0.31	0.36	0.35	0.32	0.31
0.26		0.98		0.31		0.36		0.34	
0.13		0.94		0.31		0.34		0.31	

Fuente: Elaboración propia

En la tabla anterior se puede observar que los costos disminuyen, del cuadro la parte amarilla es utilizando el burden y espaciamento ya cambiado el cual es de 4x4.6 m y se puede observar y con una mejora en la fragmentación los costos disminuyeron considerablemente en el caso de chancado el costo bajo en 6 puntos lo que simboliza un ahorro de \$ 464,777.55.

En el transporte se incrementó el costo debido a que hubo un mejor rendimiento en los equipos de carguío y por ende se tuvo una mejor producción aumentando en 01 punto más lo que simboliza un gasto mayor en \$ 79,218,055.

En voladura se redujo un 10 % debido al modelo matemático el cual fue de 293096.66 \$

En el carguío se realizó un menos de 9% debido al mejor rendimiento de los equipos de carguío el cual fe de \$ 292,534.

En perforación se incrementó 3% debido a la reducción de la malla el cual genera un incremento de \$ 87,807.57.

La reducción de costos de acuerdo al modelo matemático es de \$ 883,382.09 en el 2016.

## 4.2. Contrastación de hipótesis

### 4.2.3. Hipótesis estadísticas

#### a. Hipótesis estadísticas (nulas y alternativas)

##### Hipótesis nulas

Sin implementar la malla de perforación se obtiene mayor granulometría del material a cargar, ocasionando una demora mayor y un rendimiento muy bajo a comparación de la capacidad de carguío de los equipos (excavadora, cargador frontal), y este material tendrá que pasar por la chancadora para disminuir la granulometría y obtener una mejor recuperación.

##### Hipótesis alterna

Aplicando los criterios de implementación de malla de perforación utilizando los distintos modelos matemáticos se obtiene una mejor granulometría optimizando el rendimiento de los equipos de carguío disminuyendo el costo operacional en general y evitando el costo adicional de la chancadora (eliminación de chancadora)

#### a. Estadístico

La prueba estadística para el desarrollo de este proyecto de investigación es por la aplicación de métodos matemáticos de fragmentación en etapas de perforación y voladura y haciendo varias comparaciones respectivas con los datos puestos en práctica en el tajo este de Jesica, Aruntani S.A.C.

## 4.3. Discusión de resultados

Con los resultados obtenidos en las voladuras después de implementar la malla de voladura de 6,0 m x 6.90 m y utilizando el explosivo HA 46 se logra reducir el tamaño de fragmentación reduciendo la presencia de bolonería y por consecuencia mejorando Los resultados de nuestro estudio indican que se encontró una reducción de costos significativo entre los costos de operaciones antes y después de implementar la malla que se obtuvo como resultado de los datos que se necesitaba en el pad y aplicando los modelos matemáticos para obtener que fue de 4 m x 4.6 m. Se encontró un cambio significativo en la reducción de costos, ya que con la malla implementada el costo disminuye en un 22 % en el 2016 y en el año 2017 se llega a eliminar la chancadora

minimizando un costo de \$ 2,097,999, el rendimiento de los equipos de carguío y posteriormente el resto de los procesos.

La geología y geotecnia es muy importante en la reducción de la malla de perforación ya que si no se supiera los distintos tipos de alteraciones y dureza del material a disparar y dividir el material mineral con el de desmonte se generaría una dilución mayor generando una pérdida o baja ley en el material enviado al pad, generando una baja en los costos y aumentando mayor costo al resto de operaciones.

## CAPÍTULO V

### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

#### 5.1. Conclusiones

- El modelo matemático de fragmentación de KUZ-RAM descrito en el trabajo de investigación presente indica que se encontró una reducción de costos significativo entre los costos de operaciones antes y después de implementar la malla que se obtuvo como resultado de los datos que se necesitaba en el pad y aplicando los modelos matemáticos para obtener fue de 4 m x 4.6 m. Se encontró un cambio significativo en la reducción de costos, disminuyendo en un 22 % en el 2016 y en el año 2017 se llega a eliminar la chancadora minimizando un costo de \$ 2,097,999.
- Para el caso estudiado la granulometría óptima para reducir los costos en los distintos procesos de la operación es de 30 cm y la piedra puede variar entre 4 m a 4.6 m utilizado el modelo matemático de KUZ RAM, para valores mayores a estos el índice de uniformidad (n) descende, lo que significaría una granulometría es muy variable.
- Es conocido que cuando no se efectúan buenas voladuras, se producen daños a la masa rocosa de los taludes, pudiendo provocar su inestabilidad. Particularmente en el caso de los taludes finales es importante cuidar la estabilidad de éstos; para ello, será necesario utilizar técnicas de voladura controlada a fin de minimizar el daño a las paredes de los taludes finales.
- Con el uso del modelo de fragmentación de KUZ RAM no solo permite reducir costos en voladura, sino también en los siguientes procesos productivos que son carguío, transporte y chancado.
- Al mejorar la granulometría en el proceso de voladura también mejoramos la recuperación del mineral en el pad y una mejor percolación minimizando los costos de los químicos.

## 5.2. Recomendaciones

- Realizar la limpieza de la cara libre, para evitar el contacto y la dilución del mineral, generando una salida al material de volado.
- Realizar un mejor control y zonificación geomecánica en el tajo Jesica caracterizando los diferentes tipos de rocas existentes en los proyectos de voladura.
- Utilizar el equipo adecuado (excavadora) para realizar el perfilado de taludes, para así no generar crestas colgadas y llegar al diseño de talud final, no dejar bancos colgados que pueden ser un peligro para plataformas inferiores
- Generar plataformas uniformes para el armado de la malla de perforación para poder realizar una mejor distribución de los taladros, y evitar la presencia de pechones durante el proceso de voladura.
- Es muy importante tener una base datos del conjunto de parámetros geotécnicos y geomecánicos para su aplicabilidad de un modo sistemático y que pueda desarrollarse una tecnología de acuerdo a características reales del terreno.

## BIBLIOGRAFÍA

- ADUVIRE, O. (1994). Aplicación de un modelo de fragmentación de rocas en la reducción de los costos de voladura en minería. España.
- ADUVIRE, H: (1992): Determinación de un modelo de predicción granulométrica de voladura de rocas en mina, Tesis UNTAC – Facultad de Ingeniería de Minas, Tacna-Perú.
- ARTIGAS, Z.M. T. (2011). Diseño de patrones de perforacion y voladura, para normalizar la fregmentacion del material resultante de la mina Choco 10 empresa PMG S.S. El callao, Eestado Bolivar.
- BERTA, G. (1985). L'Explosivo strumento di lavoro. italexposivi.
- BAUER, A. et al. (1983). Principles and Applications of Displacing Over in Strip Mines by Explosives Casting. SME-AIME, October.
- CUNNINGHAM, C. (1983). The model for production of fragmentation from Blasting. Lulea.
- CARRASCO S. (2006). Metodología de la investigacion científica, Primer reimpression, Editorial San Marcos, Lima – Peru.
- CARDENAS J. (2013), publica un Informe de: Perforación y voladura en minería Yanacocha, en el cual se evidencia resultados de costo total de perforación y velocidades de penetración por guardias en el año 2009
- EXSA, (edición especial. Peru. 2001): Manual práctico de Voladura;
- FERNANDEZ, L. et al. (1993). Prediccion de la fragmentación de Rocas. Rev.INGEOPRES NQS.
- FARJE VERGARAY ITALO (2006). Tesis perforacion y voladura a cielo abierto de la univercidad de San Marcos
- HINOSTROZA, S. J. (2014). Optimización de la fragmentación en las rocas con la aplicacion de la doble iniciacion electronica en la explotacion de cobre porfirítico a cielo abierto.
- HUSTRULID, W. (1999): Blasting principles for open pit mining, vol. Nro 02, Bakema, Rotterdam.
- JIMENO, C. L. (1987). Manual de perforación y voladura de rocas .Passe III, Vol. Nro. 7.
- KARLINSKI , (2009). La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura.
- LOPEZ, J.E.Implantación de un Método de Cálculo y Diseño de Voladuras en Banco. E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid. Tesis doctoral,1986.
- LOPEZ, J.C. y FERNANDEZ, L. (1989): Optimización de los Costes Mineros a través del Control de las voladuras. Programa OPTIVOL". Canteras y Explotaciones.
- LOPEZ, J. C. y FERNANDEZ, L. (1989): La predicción de la fragmentación en voladuras. El modelo KUZ-RAM y sus Aplicaciones. canteras y explotaciones.
- MUCHO, R. (1985). Perforación y voladura en una mina a cielo abierto: Fundamentos y aplicaciones en Tintaya. Universidad Nacional del Altiplano - Puno.

NGUYEN (1996) ( Afrrev Stech. Revista internacional de ciencias y tecnología, pp. 179). en sus investigaciones, formuló la ecuación para determinar el costo de un metro perforado para perforaciones petroleras

PALOMINO, V. (2013). Diseño de mallas de perforacion y voladura para optimizar la fragmentacion en el tajo jessica - cia minera Arasi sac. Puno.

ROJAS, C. (2009). Descripcion cuantitativa de los procesos de extraccion y reduccion de mineral en la mineria en la mineria de cobre a cielo abierto. Chile: Universidad de Chile.

RIVERA P. J. (2009), realizó la investigación: Percusión asistida en la perforación rotativa en minería a tajo abierto

TICLAVILCA PAREDES EFRAIN A. año 2010. Diseño de perforación y voladura en el tajo Susan en la unidad Corihuarmi compañía minera I.R.L. Puno.

#### PAGINAS WEB

- ✓ [www.exa.com.pe/accesorios-de-voladura/cordon-detonante](http://www.exa.com.pe/accesorios-de-voladura/cordon-detonante).
- ✓ [www.famesa.com.pe](http://www.famesa.com.pe)
- ✓ [www.idealblasting.com](http://www.idealblasting.com) (Accesorios de voladura)
- ✓ [www.instantel.com](http://www.instantel.com) (Accesorios de Voladura. Sismógrafos)
- ✓ [www.exsa.net](http://www.exsa.net) (Explosivos)
- ✓ [www.enaex.cl](http://www.enaex.cl) (Explosivos)
- ✓ [www.explocen.com.ec](http://www.explocen.com.ec) (Explosivos)

## Anexos

### Anexo N° 1 Matriz de Consistencia

#### MATRIZ DE CONSISTENCIA DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

#### APLICACIÓN DE MODELOS MATEMÁTICOS DE FRAGMENTACIÓN EN EL TAJO JESICA, PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LA PERFORACION Y VOLADURA, MINA ARUNTANI S.A.C. – 2016

FUNDAMENTACIÓN DEL PROBLEMA	PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES	POBLACIÓN Y MUESTRA	DISEÑO Y MÉTODO	INSTRUMENTOS Y TÉCNICAS
<b>SÍNTOMAS:</b> - Variación granulométrica. - Incremento de costos	<b>Problema General.</b> ¿Qué modelos matemáticos de fragmentación se usará para la reducción de costos en perforación y voladura en el tajo Jesica, mina	<b>Objetivo general</b> Identificar el modelo matemático apropiado para la fragmentación que influiría en la reducción de costos en la perforación en el	<b>Hipótesis General</b> El modelo matemático seleccionado a seleccionar será el adecuado, para la fragmentación en el tajo Jesica e influiría en la reducción de costos en la perforación y voladura, en la mina Aruntani S.A.C. 2016.		1.1. Modelos matemáticos que predicen la	<b>Población</b> Mina Aruntani-Tajo Jesica	<b>Tipo y nivel</b>	<b>INSTRUMENTOS</b> - topográficos. - Instrumentos de laboratorio. - Envases de muestreo. - Software. Volcán y Excel avanzado - Cronometro. - Cinta métrica. - Sismógrafo.



<p>- implicancias del cambio brusco de plan de minado</p> <p><b>CAUSAS:</b></p> <p>- Variación de carga de minerales.</p> <p>- Cambio</p>	<p>Aruntani S.A.C. 2016?</p> <p><b>Problemas específicos</b></p> <p>a) ¿Qué modelo matemático de fragmentación se aplicaría en el tajo Jesica, para la reducción de costos en la perforación y voladura, en la mina Aruntani S.A.C. 2016?</p> <p>b) ¿Cuánto sería la reducción de los costos de perforación y voladura en el</p>	<p>tajo Jesica, mina Aruntani S.A.C. 2016.</p> <p><b>Objetivos específicos</b></p> <p>a) Determinar el modelo matemático de fragmentación que se aplicará en el tajo Jesica, para la reducción de costos en la perforación y voladura, en la mina Aruntani S.A.C.-2016.</p> <p>b) Determinar la reducción de los costos debido a la</p>	<p><b>Hipótesis Específicos</b></p> <p>a) El modelo matemático de fragmentación que se aplicará en tajo Jesica, reduce los costos perforación y voladura en la mina Aruntani S.A.C. 2016.</p> <p>b) El resultado de fragmentación reduce en 15% de los costos de perforación y voladura en el tajo Jesica en la mina Aruntani S.A.C. – 2016.</p> <p>c) El proceso de fragmentación está relacionado directamente con las</p>	<p><b>Variable independiente (Vi)</b></p> <p>Modelos Matemáticos</p>	<p>fragmentación</p> <p>2.1. Geología</p> <p>2.2. Geomecánica</p> <p>2.3. Perforación</p> <p>2.4. Explosivos</p> <p>2.5. Voladura</p> <p>2.6. Costos</p>	<p><b>Muestra</b></p> <p>Bancos 5032 y 5024</p>	<p>Correlacional Aplicativa.</p> <p><b>Método y diseño</b></p> <p>Comparativo e inductivo.</p> <p>Datos estadísticos para lograr el objetivo del</p>	<p>- Cámaras fotográficas digitales.</p> <p><b>TÉCNICAS.</b></p> <p>- Levantamiento topográfico.</p> <p>- Ubicación e identificación de las zonas fallas</p> <p>- Monitoreo constante de las zonas de trabajo</p> <p>- Identificación de las zonas vulnerables.</p> <p>- Monitoreo constante de áreas de perforación y voladura</p> <p>- Toma de muestras después de haber volado</p> <p>- Estudios geomecánicos</p>
-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----------------------------------------------------------------------	----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-------------------------------------------------	------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------



<p>económico</p> <p>- Aumento de tiempo de trabajo.</p> <p><b>EFFECTO S:</b></p> <p>- Variación de control de operación</p> <p>- Defectos en las chancadoras.</p>	<p>tajo Jesica en la Mina Aruntani S.A.C. 2016?</p> <p>c) ¿Qué relación existe entre las operaciones unitarias de perforación y voladura, y las propiedades geomecánicas y geológicas en el proceso de fragmentación en el tajo Jesica, mina Aruntani S.A.C. 2016?</p> <p>d) ¿Cómo influyen los costos en la evaluación económica en la fragmentación</p>	<p>fragmentación óptima en tajo Jesica en la mina Aruntani S.A.C. – 2016.</p> <p>c) Determinar la relación que existe entre las operaciones unitarias de perforación y voladura, y las propiedades geomecánicas y geológicas en el proceso de fragmentación en el tajo Jesica, mina Aruntani S.A.C.-2016.</p> <p>d) Determinar la influencia de los costos en la</p>	<p>propiedades geomecánicas y geológicas en el proceso de fragmentación en el tajo Jesica, mina Aruntani S.A.C.- 2016.</p> <p>d) Los costos influyen directamente en la evaluación económica de la fragmentación en el tajo Jesica en la mina Aruntani S.A.C. – 2016</p>	<p><b>Variables dependientes (Vd)</b></p> <p>Fragmentación de rocas y costos</p>			<p>trabajo de investigación</p>	<p>Utilización de Wilfrac para identificar las distintas granulometrías de la voladura y obtener el porcentaje granulométrico de la voladura.</p>
-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----------------------------------------------------------------------------------	--	--	---------------------------------	---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------



<p>- Desequilibrio operacional</p> <p>- Variación de tiempo</p>	<p>en el tajo Jesica en la mina Aruntani S.A.C. 2016?</p>	<p>evaluación económica de la fragmentación en el tajo Jesica en la mina Aruntani S.A.C. – 2016.</p>						
-----------------------------------------------------------------	-----------------------------------------------------------	------------------------------------------------------------------------------------------------------	--	--	--	--	--	--

**Anexo N° 2 Plano de tajo Jesica**

**Anexo N° 3 Plano de pad de lixiviación**

**Anexo N° 4 Plano de secciones transversales del pad de lixiviación**

