UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

"DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN BASADO EN LA ENERGÍA DE MEZCLAS EXPLOSIVAS, PARA OPTIMIZAR COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN ARUNTANI SAC 2015"

TESIS

PRESENTADO POR:

BACH. WILBER FREDY GOMEZ MAMANI

Para optar por el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

MOQUEGUA – PERU

2016

003

UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA FEDATARIO

FOLIO N° .....

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

Según Resolución...PRESIDENCIAL...Nº...0977 - 2016 - UNAM.....

El Jurado Dictaminador ha calificado la defensa de la tesis:

TITULADA:

"DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN BASADO EN LA ENERGÍA DE MEZCLAS EXPLOSIVAS, PARA OPTIMIZAR COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN ARUNTANI SAC 2015"

Asesor:...ING. ARQUIMEDES VARGAS LUQUE.....

Asesor Externo:.....

Tesista: ...BACH. WILBER FREDY GOMEZ MAMANI.....

Dictamina como...APROBADO.....por.....UNANIMIDAD.....

La defensa del tema de investigación con la nota: .....CATORCE..... (14)

Por lo que.....SI.....opta el Grado de Ingeniero de Minas.

Siendo las..19:45...horas, del....12.....de....DICIEMBRE.....del año....2016.....

se procede a firmar la presente.

Presidente del Jurado

Primer Miembro

Segundo Miembro

Tesista

DEDICATORIA

A Dios por haberme dado salud para lograr mis objetivos, además de su infinita bondad y amor.

A mis padres: Nicasio y Lucia, a las personas que hicieron posible mi formación y desarrollo como Profesional, que me han acompañado a los largo de este camino, que ha sido tan difícil y tan gratificante a la vez.

Y a todos mis hermanos, por ser el ejemplo de los cuales aprendí a crecer y ser una familia unida.

AGRADECIMIENTOS

Mi gratitud, principalmente está dirigida a Dios Todopoderoso, por haberme dado la existencia y permitido llegar al término de mi carrera universitaria.

A mi familia por apoyarme en este importante camino profesional, y estar conmigo en todo momento. A mis docentes de I.E. Los Ángeles y en especial a Prof. Marcelo Roque Laque, que supieron inculcarme conocimientos y valores a seguir.

A mi Universidad por haberme acogido en sus aulas, a todos mis catedráticos por compartir sus conocimientos y enseñanzas, y en especial a mis Asesores Ing. Jesús Cruces Herrera e Ing. Arquímedes Vargas Luque, por la paciencia, apoyo, amistad y dedicación que me brindó al revisar cada capítulo de la presente Investigación Profesional.

A la Compañía Minera ARUNTANI S.A.C. A las grandiosas personas que lo conforman, por el apoyo brindado para realizar este presente trabajo de investigación, a Ing. Edwin Rosas Cruz que de alguna manera me otorgó facilidades del caso y por su apoyo desinteresado que influyeron en mi crecimiento profesional.

RESUMEN

La presente tesis es de tipo aplicativo con diseño pre experimental con pre test y post test, describe y analiza el trabajo de investigación realizado en la mina Tucari, perteneciente al grupo Aruntani S.A.C. debido a la problemática actual sobre la variabilidad en el precio de los commodities por lo que se busca minimizar el costo de las operaciones.

En la investigación el objetivo es demostrar que con el diseño de mallas de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas se optimiza costos en perforación y voladura. Por lo que en este trabajo se da a conocer la utilización de la potencia relativa por volumen, para el diseño de mallas de perforación.

La potencia relativa por volumen permite modificar rápidamente las dimensiones originales del burden y espaciamiento, de esta manera nos permite ahorrar tiempo y costo en los ensayos de prueba y error para la implementación de nuevas dimensiones. Debido a que esta teoría tiene como sustento en que la energía de un explosivo comparado con la de otro explosivo es muy distinto, en el volumen de un taladro.

En el trabajo se hace un cambio de Anfo a Anfo pesado 50/50 y se comprobó que con un explosivo de mayor energía se puede reducir los costos de perforación y voladura en 0.012 US$/tn, así también se logró una buena fragmentación acorde a la necesidad de planta.

Palabras clave: Diseño, malla, perforación, burden, espaciamiento y anfo.

ABSTRACT

This thesis is application type with pre experimental design with pretest and posttest, describes and analyzes the research work done in the Tucari mine, belonging to the group Aruntani S.A.C. due to the current problems of variability in commodity prices, so it aims to maximize production and minimize the cost of operations.

The goal of this research work is demonstrating that the drilling mesh design, based on the energy of explosive mixtures is optimized in costs of drilling and blasting. So in this research we show the use of power relative volume for drilling mesh design.

The relative power per volume allows you to quickly change the original dimensions of burden and spacing, in this way it allows us to save time and cost in tests of proof and error to implement new dimensions. Because this theory has as support that the energy of an explosive compared to other explosive energy is very different, in the volume of a drill.

In this research work it was made a change from ANFO to heavy ANFO to 50/50 and it is also found that with greater explosive power costs of drilling and blasting can be reduced in 0.012 US$/ton, so a good fragmentation was also achieved according to the need of the plant

Key words: Design, meshes, drilling, burden, spacing and ANFO.

CONTENIDO

DEDICATORIA iii
AGRADECIMIENTOS iv
RESUMEN v
ABSTRACT vi
INTRODUCCIÓN 1
CAPÍTULO I 3
GENERALIDADES 3
1.1. UBICACIÓN DE PROYECTO. 3
1.2. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN. 5
CAPÍTULO II 6
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA 6
2.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA. 6
2.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA. 7
2.2.1. Interrogante General. 7
2.2.2. Interrogantes Secundarias. 7
2.3. JUSTIFICACIÓN. 8
2.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS. 9
2.4.1. Objetivo General. 9
2.4.2. Objetivo Específicos. 9
2.5. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS. 9
2.5.1. Hipótesis General. 9
2.5.2. Hipótesis Específicas. 10
CAPÍTULO III 11
MARCO TEÓRICO 11
3.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO. 11
3.1.1. A nivel internacional: 11

3.1.2. A nivel Nacional: 13
3.2. BASES TEÓRICAS 16
3.3. Energía de explosivos. 17
3.3.1. Energía de burbuja. 18
3.3.2. Medición de la energía. 18
3.3.4. Potencia de los explosivos 19
3.3.5. Eficiencia de los explosivos. 21
3.3.6. Factor de energía. 21
3.3.7. Distribución de energía. 22
3.4. Caracterización matemática del modelo de la potencia relativa por volumen (RBS) 26
3.4.1. Modelo de Crosby & Pinco. 26
3.4.2. Cálculo de Factor de Energía. 27
3.5. Geología de la zona de estudio 27
3.5.1. Tipo de yacimiento 27
3.5.2. Estratigrafía mina Tucari. 29
3.5.3. Litología. 30
3.5.4. Alteración. 31
3.6. Geomecánica de la zona de estudio. 33
3.6.1. Clasificación del macizo rocoso. 34
3.6.2. Distribución de discontinuidades 35
3.6.3. Zonificación geomecánica. 38
3.7. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS 38
CAPÍTULO IV 42
MARCO METODOLÓGICO 42
4.1. TIPO Y DISEÑO. 42
4.1.1. Tipo. 42
4.1.2. Diseño. 42
4.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN. 43
4.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES. 43
4.3.1. Variable Independiente: Indicadores. 43
4.3.2. Variable Dependiente: Indicadores. 43
4.4. POBLACIÓN Y MUESTRA. 44

4.4.1. La Población. 44
4.4.2. Muestra. 44
4.5. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos. 44
4.6. Validación y confiabilidad de los instrumentos. 45
4.7. Métodos y técnicas para la presentación y análisis de datos. 45
4.7.1. Análisis Descriptivo. 45
4.7.2. Presentación. 45
4.7.3. Prueba Estadística. 46
CAPÍTULO V 47
PRESENTACIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS 47
5.1. Aplicación del Modelo Matemático que utiliza la Potencia Relativa por Volumen (RBS). 47
5.2. Costos Perforación y Voladura antes del uso de la RBS. 47
5.3. Diseño de mallas de Perforación y Voladura con criterio RBS. 48
5.3.1. Cálculo de nuevas dimensiones. 48
5.3.2. Características de las voladuras de prueba utilizando ANFO pesado 50/50. 51
5.4. RESULTADOS. 52
5.4.1. Análisis de resultados económicos. 52
5.4.2. Análisis de resultados de fragmentación. 53
5.4.3. Análisis de velocidad de excavabilidad. 54
5.4.4. Análisis de niveles de piso. 55
5.5. CONTRASTE DE HIPÓTESIS. 56
CAPÍTULO VI 59
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES 59
RECOMENDACIONES 61
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS 62
ANEXOS 64
ANEXO 1 65
ANEXO 2 66
ANEXO 3 72
ANEXO 4 78
ANEXO 5 84
ANEXO 6 90

ANEXO 7 96
ANEXO 8 97
ANEXO 9 98
ANEXO 10 99

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación de la Unidad minera Tucari – Aruntani S.A.C. 3
Figura 2: Diagrama de Flujo de la Operación Aruntani..... 5
Figura 3: Esquema para la medición de la energía del explosivo..... 19
Figura 4: Domo dacítico Tucari. 28
Figura 5: Sección Litológica del yacimiento Tucari..... 31
Figura 6: Sección de Alteraciones del yacimiento Tucari. 33
Figura 7: Estereograma del compósito de estructuras menores principales del tajo Tucari, el talud incluido es el que predomina..... 37
Figura 8: Roseta del compósito de estructuras menores principales del tajo Tucari. 37
Figura 11: Secuencia de salida del disparo..... 67
Figura 12: Curvas Isotiempo. 68
Figura 13: Fotografía de Disparo. 69
Figura 14: Análisis de Fragmentación. 70
Figura 15: Secuencia de salida del disparo..... 73
Figura 16: Curvas Isotiempo. 74
Figura 17: Fotografía de Disparo. 75
Figura 18: Análisis de Fragmentación. 76
Figura 19: Secuencia de salida del disparo..... 79
Figura 20: Curvas Isotiempo. 80
Figura 21: Fotografía de Disparo. 81
Figura 22: Análisis de Fragmentación. 82
Figura 23: Secuencia de salida del disparo..... 85
Figura 24: Curvas Isotiempo. 86
Figura 25: Fotografía de Disparo. 87
Figura 26: Análisis de Fragmentación. 88
Figura 27: Secuencia de salida del disparo..... 91
Figura 28: Curvas Isotiempo. 92
Figura 29: Fotografía de Disparo. 93
Figura 30: Análisis de Fragmentación. 94
Figura 31: Plano de zonificación geomecánica de Tucari. 97

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Ruta de acceso a la Unidad Minera Tucari. 4
Tabla 2: Grado de aprovechamiento de la energía. 21
Tabla 3: Valores para parámetros del índice de volabilidad. 24
Tabla 4: Propiedades Geoestructurales de la Roca. 25
Tabla 5: Parámetros de índice de volabilidad. 25
Tabla 6: Criterio para la clasificación de la masa rocosa. 34
Tabla 7: Resumen de clasificación de la masa rocosa en Tucari. 34
Tabla 8: Principales orientaciones de discontinuidades en Tucari. 36
Tabla 9: Costos de perforación y voladura antes del uso de la RBS. 47
Tabla 10: Energía de mezclas a granel del Anfo pesado. 48
Tabla 11: Resumen de nuevas dimensiones de espaciamiento y burden. 50
Tabla 13: Diseño de carga de taladros primarios en mineral - Pre test. 66
Tabla 14: Cálculo de costos de perforación y voladura. 71
Tabla 15: Diseño de carga de taladros primarios en Desmonte - Pre test. 72
Tabla 16: Cálculo de costos de perforación y voladura. 77
Tabla 17: Diseño de carga de taladros primarios en mineral. 78
Tabla 18: Cálculo de costos de perforación y voladura. 83
Tabla 19: Diseño de carga de taladros primarios en desmonte. 84
Tabla 20: Cálculo de costos de perforación y voladura. 89
Tabla 21: Diseño de carga de taladros primarios en desmonte. 90
Tabla 22: Cálculo de costos de perforación y voladura. 95
Tabla 23: Cálculo margen operativo y evaluación de cash cost. 96
Tabla 24: Cálculo del Factor de Energía. 98
Tabla 25: Cuadro de t-student con grados de libertad. 99

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro 1: Población. 44
Cuadro 2: Esquema de comparación, Pre-test y Post-test. 46
Cuadro 3: Comparativo Anfo vs Anfo Pesado 53
Cuadro 4: Velocidad de Excavabilidad 55
Cuadro 5: Esquema de comparación, Pre-test y Post-test. 56
Cuadro 6: Prueba de Hipótesis 58

LISTA DE ABREVIATURAS

$/TM	: Dólares por tonelada.
TDC	: Costo total de perforación.
m/h	: Velocidad de penetración.
RBS	: Potencia relativa por volumen.
ABS	: Potencia absoluta por volumen.
AWS	: Potencia absoluta por peso.
RWS	: Potencia relativa por peso.
BI	: Incide de volabilidad.
$ - US$	: Dólares.
gr/tn	: gramos por tonelada.
MPBEME	: Diseño de malla de perforación basado en la energía de mezclas explosivas.
g/cc	: Gramos por centímetro cúbico.
PETS	: Procedimiento escrito de trabajo seguro.

INTRODUCCIÓN

La Unidad minera a tajo abierto Tucari realiza la actividad de extracción de mineral con el fin de maximizar la creación de valor para sus accionistas, a través de la minimización de los costos operativos y la maximización de la producción de mina. En la actualidad para las empresas mineras el control de costos operativos ha cobrado mayor relevancia por la presencia de variables externas que repercuten en dichos costos, como lo son por ejemplo los precios de los metales y de los insumos que han presentan una gran variabilidad últimamente.

En la actualidad los costos operativos dependen directamente del precio de los insumos en el mercado, lo cual obliga a la empresa minera a buscar métodos de reducción y optimización de costos. Los más representativos corresponden al consumo de combustible, nitrato, emulsión, energía y llantas. Al presentar los precios de los insumos una alta variabilidad se busca contrarrestar con el incremento de las toneladas, reduciendo los costos de producción y con ello ampliando el margen de utilidad para la empresa.

Entonces es en el área de perforación y voladura donde deben realizarse los ajustes necesarios que permitan en el corto plazo reducir el costo de la operación.

El capítulo I, Describe la problemática actual de la crisis internacional sobre la baja de los precios de los commodities, así también en la mina Aruntani SAC, en cuanto a la reducción y optimización de los costos operativos.

El capítulo II, detalla todas las base teóricas necesarias para que el lector complemente su conocimiento en referencia al diseño de mallas en base al modelo matemático propuesto por Crosby & Pinco y optimización de costos en perforación y voladura.

El capítulo III, muestra el marco metodológico utilizado en el trabajo de investigación, basado en la metodología de investigación propuesta según Fernández, Hernández y Baptista.

El capítulo IV, muestra la presentación y análisis de resultados obtenidos luego de haber realizado pruebas para contrastar las hipótesis planteadas inicialmente.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN DE PROYECTO.

La Unidad Minera Tucari, de ARUNTANI SAC; se encuentra ubicada en el flanco Este de la Cordillera de los Andes del Sur del Perú. Políticamente pertenece al Distrito de Carumas, Provincia de Mariscal Nieto, Departamento de Moquegua.

A una altitud que varía entre 4600 a 5250 m.s.n.m. Las labores mineras se encuentran ubicadas específicamente en el cerro Tucarirani, el cual se encuentra ubicado entre las quebradas de Margaritani y Apostoloni.

Figura 1: Ubicación de la Unidad minera Tucari – Aruntani S.A.C.



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura Mina Tucari.

1.1.1. Accesibilidad.

Llegar al proyecto es posible desde Lima, principalmente por Juliaca hasta donde se llega por vía terrestre o aérea y desde ahí por vía terrestre a través de la carretera asfaltada Juliaca - Puno, pasando por Laraqueri a 135 km. de la ciudad de Puno como se muestra en el tabla 1.

Tabla 1: Ruta de acceso a la Unidad Minera Tucari.

Recorrido	Distancia	Transporte
Lima - Juliaca	900 km.	Via aérea - Terrestre
Juliaca - Puno - Laraqueri - Tucari	160 km.	Via Terrestre
Moquegua - Torata - Tucari	195 km.	Via Terrestre

Fuente: Departamento de Perforación y Voladura Mina Tucari

1.1.2. Clima.

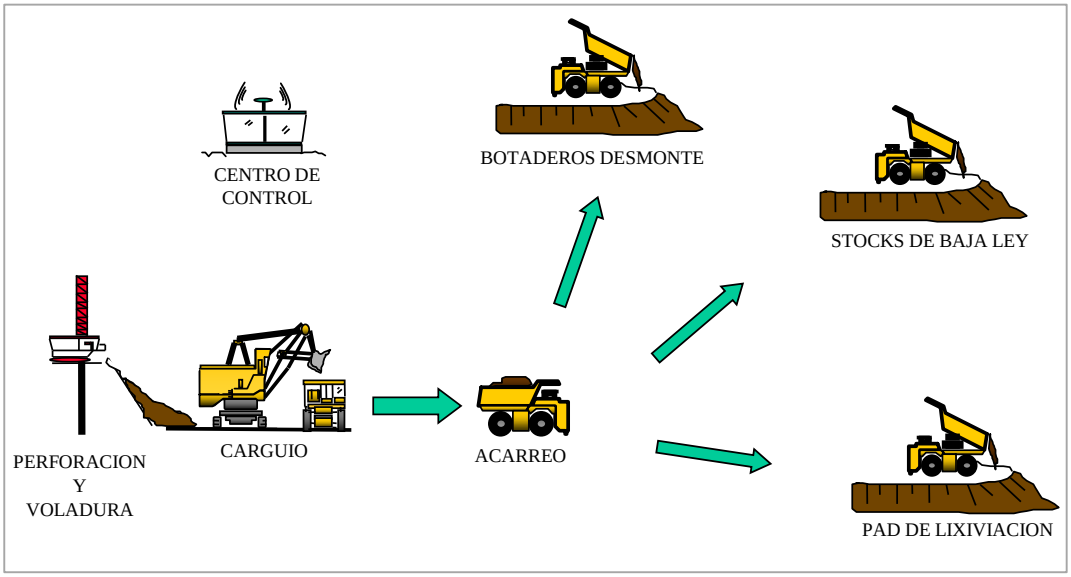
Las temperaturas oscilan entre – 15°C y 12°C durante la mayor parte del año ya que el clima es típico de las zonas alto andinas, seco y frío. Excepto en los meses de fuertes lluvias con tormentas, Diciembre a Marzo donde se presentan las mayores temperaturas.

1.2. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

Las operaciones en la mina Aruntani Unidad Tucari realiza un método de explotación a Cielo Abierto (Open Pit). En dos turnos de 12 horas por día, con un área de explotación aproximadamente de 1 400 metros de longitud y 500 metros de ancho, con una profundidad de 448 metros.

El tajo contara de 56 niveles de bancos operacionales de 8 m. de altura cada una, siendo el nivel superior de 5 248 y el nivel inferior de 4 800 m.s.n.m. El diseño de rampas y accesos tienen un ancho promedio de 12 metros y una gradiente de 9 - 10%, el ángulo de talud operacional es de 65º.

Figura 2: Diagrama de Flujo de la Operación Aruntani.



Fuente: Departamento de Perforación y Voladura Mina Tucari.

CAPÍTULO II

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.

Cuando se produce una variabilidad en el precio del oro producto de crisis internacionales las empresas mineras buscan minimizar el costo global de sus operaciones, entonces, es en el área de perforación y voladura donde deben realizarse los ajustes necesarios que permitan en el corto plazo reducir este costo.

La alternativa de bajar el consumo de explosivo por pozo es la primera medida que el área de perforación y voladura piensa en realizar, lo anterior se traduce a reducir en forma significativa los factores de carga, pero no es la más recomendada por el efecto que esta reducción podría tener en los índices operacionales de los equipos de carguío y transporte.

Actualmente existen alternativas que permiten reducir los costos del área de perforación y voladura sin tener que considerar esta primera medida, tal es el caso de la determinación de un nuevo diseño de malla de perforación basado en modelos matemáticos que toman en cuenta la energía de un explosivo.

En minería metálica la aplicación de este modelo matemático es importante, porque permite aprovechar al máximo la energía de cada explosivo, y así poder usar el factor de energía como una herramienta para medir el rendimiento de los explosivos.

En la mina Aruntani SAC ubicada en Moquegua no es la excepción del conjunto de empresas mineras, es decir que también busca minimizar el costo global de sus operaciones como problemática a solucionar, en tal sentido y en base al análisis de antecedentes se evaluó la factibilidad técnica de la utilización del modelo matemático propuesto por Crosby & Pinco, en la Unidad Tucari, en rocas cuya resistencia a la compresión promedió los 141 Mpa.

2.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

2.2.1. Interrogante General.

¿Con la aplicación de mallas de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas se optimizará costos en perforación y voladura, en la mina Aruntani, Moquegua, 2015?

2.2.2. Interrogantes Secundarias.

a. ¿Cuál es el Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, antes de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas?

b. ¿Cuál es el Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, después de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas?

2.3. JUSTIFICACIÓN.

El desarrollo de este trabajo expone la situación de la mina Tucari, donde no se utiliza un diseño de mallas de perforación y voladura utilizando la energía de las mezclas explosivas, para maximizar la rentabilidad de la producción en las operaciones de la mina. Es más la actividad de perforación y voladura es el primer trabajo en la operación de la cual dependen muchos trabajos que se derivan de ella. La implementación y aplicación del diseño de mallas de perforación y voladura basado en la energía del explosivo, tiene como objetivo exponer la factibilidad de la reducción de los costos operativos en la empresa minera Aruntani S.A.C., aplicando para ello el reemplazo del explosivo Anfo por otro explosivo de mayor energía (Anfo Pesado 50/50), para lograr de esta manera que la empresa minera obtenga una mayor utilidad bruta.

2.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS.

2.4.1. Objetivo General.

Demostrar que con la aplicación de mallas de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas se optimiza costos en perforación y voladura, en la mina Aruntani, Moquegua, 2015.

2.4.2. Objetivo Específicos.

a. Determinar el Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, antes de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas.
b. Determinar el Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, después de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas.

2.5. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.

2.5.1. Hipótesis General.

La aplicación de mallas de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas optimiza significativamente los costos en perforación y voladura, en la mina Aruntani, Moquegua, 2015.

2.5.2. Hipótesis Específicas.

a. El Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, antes de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas, es deficiente

b. El Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, después de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas, es óptimo.

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO

3.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO.

3.1.1. A nivel internacional:

Realizado por López Sánchez L, (2003), *Evaluación de la energía de los explosivos mediante modelos termodinámicos de detonación*. Universidad Politécnica de Madrid, p 124-125. Donde Obtiene los siguientes resultados; Los códigos termodinámicos son de gran utilidad a la hora de evaluar la energía de los explosivos. A pesar de que las propiedades de los explosivos quedan sobrestimadas al emplear modelos ideales en el caso de modelos industriales, es muy valioso tener una herramienta que permite comparar las propiedades energéticas y de detonación de diferentes mezclas con tan solo conocer la composición y la densidad. Cuantificar la energía disponible en un explosivo es una tarea de gran dificultad, ya que ella no solo depende del explosivo en si sino de las circunstancias y condiciones de disparo.

Los balances de energía que se establecen en el proceso de la voladura muestran que el calor de explosión es un parámetro que no describe correctamente la energía disponible del explosivo. El

concepto de trabajo útil, cada vez más empleado en la industria del explosivo, cobra por ello gran importancia a la hora de establecer la cantidad de energía que se dispone para poder fragmentar y lanzar la roca.

Realizado por Garrido, A. (2007), en su tesis doctoral "*Diagnostico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente*", en la Universidad de Chile. El objetivo general de este estudio fue efectuar un diagnóstico técnico de las operaciones de Perforación y Tronadura de desarrollo horizontal en la "Mina Reservas Norte" de Codelco Chile División el Teniente, específicamente en el Nivel de Producción (Teniente Sub-6). Como instrumento de investigación se utilizó las fotografías de los disparos antes y después de cada tronadura, para posterior digitalización en software 2DFace y el monitoreo de las vibraciones producto de la tronadura. Sus conclusiones fueron los siguientes.

Reducción del número de perforaciones por disparo un 10%, reducción de la sobre excavación de un 24% a un 6%, menor exposición al riesgo por desprendimientos y caídas de rocas, disminución de los tiempos de trabajo y disminución de los costos directos de perforación y tronadura.

3.1.2. A nivel Nacional:

Realizado por Ames, V. (2008), en su tesis *Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas*; Universidad Nacional de Ingeniería. p 51; en la que obtiene los siguientes resultados: el cambio del ANFO PESADO por el ANFO ha llevado a obtener resultados satisfactorios en el aspecto técnico porque se puede apreciar que en la primera prueba el 69% de los fragmentos tenían dimensiones menores a 0,15 m y en la segunda prueba el 90,7% de los fragmentos eran menores que dicha tamaño, los cuales son adecuado para el tratamiento por lixiviación del mineral fragmentado.

Realizado por Jáuregui Aquino, O. (2009). *Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura.* Empresa Minera Sur del Perú. p 94; en la que obtiene la siguiente conclusión; a través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logró la reducción del Costo unitario total de Mina en 1.51 $/TM es decir un reducción del 7% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de Mina de 1 359 000 $ al año. La Reducción total en costos operativos por

la optimización de las operaciones unitarias de minado y por los ahorros en la eliminación de la voladura secundaria y el incremento en la vida de los aceros de perforación ascienden a un monto de 1 488 000 $ al año.

Realizado por Echegaray Palma, F, & De la Cruz Carrasco, E. (2015). *Estudio de costos operacionales en la U.E.A. Recuperada – Huancavelica*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos, p 159; en la que obtiene los siguientes resultados: En la evaluación de los costos operaciones existentes, se detectó que la estimación de los mismos no ha sido la idónea debido a que los costos unitarios existentes son más elevados que los costos unitarios propuestos, lo cual se puede observar en los apartados 6.6 y 6.8 respectivamente. Esto se debe a un mal cálculo de incidencia para cada actividad, la cual se ve mejorada por un estudio de tiempo que reduce los tiempos muertos. Observándose en este caso que los costos de operación antes de la implementación del plan de reducción de costos fueron de 248 $/TM y posterior a la aplicación del plan antes mencionado, el costo de producción llegó a 218 $/TM. Se encuentra, a manera de conclusión que el contraste entre los precios unitarios de operaciones propuestos son menores que los costos unitarios iniciales.

Realizado por Mendieta Britto, L, & Vilela Acosta, E. (2014). *Optimización de los costos operativos en la unidad Cerro Chico*, p 75; donde obtiene las siguientes conclusiones; Se concluye que es posible optimizar los costos de minado dentro de una operación, realizando estudios técnicos y orientados al constante análisis de las oportunidades de mejora.

Realizado por Llaique, A. & Sánchez, W. (2015). *Determinación del costo total de perforación para optimizar esta operación unitaria en mina tajo abierto*. Mina modelo en Cajamarca - Perú. p 118. Donde obtienen las siguientes conclusiones; Los factores que intervienen en el Costo Total de Perforación (TDC) son: precio de la broca (US$), metros perforados (m), costo horario de la perforadora (US$) y la velocidad de penetración (m/h); según los resultados obtenidos en el estudio, de los cuatro factores que intervienen en la determinación del TDC, el factor de mayor incidencia es el ROP (velocidad de penetración), porque tanto el TDC y ROP son magnitudes inversamente proporcionales. Además de los resultados de la investigación se obtuvieron porcentajes significativos de reducción del TDC en comparación de los valores históricos del TDC. Para optimizar la operación unitaria, es necesario observar todo el sistema de perforación rotativa como un conjunto, es decir, realizar las mediciones de los factores que

intervienen en la fórmula del TDC y llevar un control de los parámetros de perforación, los cuales conllevan a la determinación y reducción del TDC. Esto significa, que según estimaciones, por determinados periodos y cantidades de taladros, podemos obtener un ahorro mensual estimado de 48 000 US$ para terrenos duros y 34 000 US$ para terrenos medios, trabajando 40 000 metros perforados al mes según lo planificado en la Mina Modelo.

3.2. BASES TEÓRICAS.

La tendencia a utilizar explosivos de gran potencia hace que también sea una necesidad la aplicación de nuevas técnicas para el diseño de mallas de perforación y voladura, por lo que en este trabajo se da a conocer la utilización de la potencia relativa por volumen (RBS). Esta teoría tiene el sustento en que la energía de un explosivo comparado al de otro es muy diferente, en el mismo volumen de taladro, por lo que al cambiar, en una mina en operación, de explosivo se tiene que tener en cuenta la cantidad de energía del explosivo en uso y los que se van usar.

La potencia relativa por volumen (RBS) permite modificar rápidamente las dimensiones originales del burden y espaciamiento y de esta manera nos permite ahorrar tiempo y costos en las operaciones de perforación y voladura. Esto también implica que el uso del factor de energía debe ser una herramienta cotidiana para

medir el rendimiento de los explosivos en vez del uso del factor de carga o factor de potencia, el cual a la fecha es utilizada en todas las unidades mineras de la empresa Aruntani SAC a pesar que el factor de energía tiene vigencia hace muchos años en los países desarrollados porque permite cuantificar correctamente el rendimiento de la energía del explosivo.

Esto significa que la RBS permite diseñar las mallas de perforación y voladura mientras que el factor de energía no permite medir el rendimiento de energía de los explosivos. (*Ames*, 2008, p.3).

Empleando esta nueva malla de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas optimiza los costos unitarios en el área perforación y voladura en la mina Aruntani S.A.C.

3.3. Energía de explosivos.

Expresada en calorías por gramo de explosivo, se calcula a partir de la ecuación de reacción química, suponiendo principalmente la producción de agua, nitrógeno, gas carbónico y alúmina en cuanto el explosivo tuviera aluminio.

Es un valor teórico, el cual da una indicación sobre el potencial energético de un explosivo, siendo claramente entendido que sólo una parte de este potencial sirve durante la voladura; el resto se pierde.

3.3.1. Energía de burbuja.

O energía de levantamiento, definición que se da al trabajo útil realizado por un explosivo después que la roca ha estado sujeta a la energía de choque inicial. A la energía de burbuja se le atribuye el desplazamiento de la roca después de fracturarse. Se mide en la prueba submarina de energía y se calcula de acuerdo a la ecuación:

$$E_b = 0.684 \ x \ P_h^{2.5} \ x \ t^3 \ x \ \rho_w^{-1.5} \qquad \ldots (1)$$

Donde:

E_b = Energía de burbuja.

P_h = Presión hidrostática.

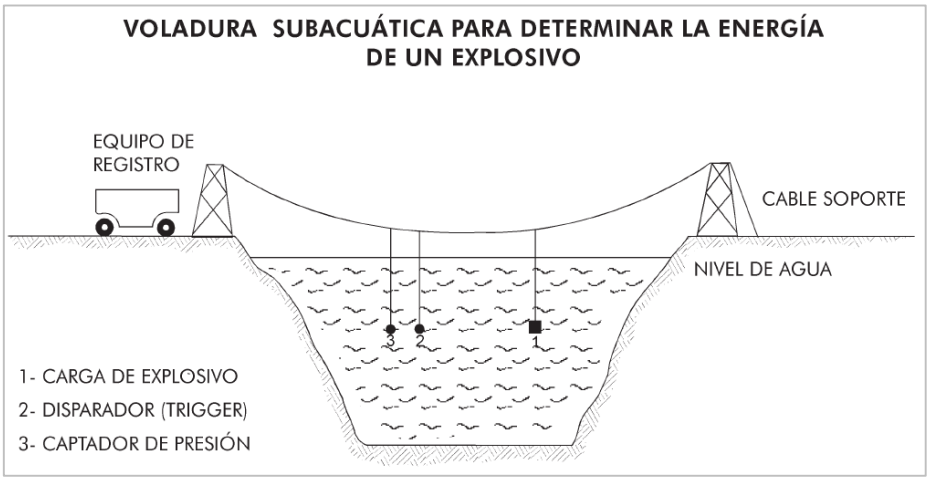
t = periodo de tiempo entre la pulsación de choque y la primera implosión de la burbuja.

ρ_w = densidad del agua.

3.3.2. Medición de la energía.

La medición de la energía de una mezcla explosiva, generalmente, se realiza por comprobación a otra de características ya conocidas. Para esta medición el método más usado es el ensayo de energía de burbuja bajo el agua; éste es el más recomendable.

Figura 3: Esquema para la medición de la energía del explosivo.



Fuente: EXSA, (2008) Manual práctico de voladura.

3.3.3. Potencia de los explosivos.

La potencia es la medida de la cantidad de energía de un explosivo. Se expresa como potencia absoluta por peso (AWS) y potencia absoluta por volumen (ABS). También se puede expresar como una comparación de la energía de un explosivo respecto al del ANFO, el cual es tomado como el 100%, obteniéndose la potencia relativa por peso o la potencia relativa por volumen.

3.3.3.1. Potencia absoluta por peso (AWS).

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

3.3.3.2. Potencia absoluta por volumen (ABS).

Esta es le medida de la cantidad de energía disponible (en calorías) en cada centímetro cúbico de explosivo. Esto se obtiene multiplicando la AWS por la densidad del explosivo.

$$ABS = AWS\ x\ \delta\ explosivo \quad \ldots(2)$$

3.3.3.3. Potencia relativa por peso (RWS).

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

$$RWS = \frac{AWS\ explosivo}{AWS\ anfo}\ x\ 100 \quad \ldots(3)$$

3.3.3.4. Potencia relativa por volumen (RBS).

Esta es la energía disponible por volumen de explosivo comparado a igual volumen de ANFO, con una densidad de 0,82 g/cc. Esto se calcula dividiendo la ABS de un explosivo por la ABS del ANFO y multiplicado por 100.

$$RBS = \frac{ABS\ explosivo}{ABS\ anfo} x\ 100 \quad \ldots(4)$$

3.3.4. Eficiencia de los explosivos.

Este factor es un índice del grado de aprovechamiento práctico de la energía liberada por una mezcla explosiva, en relación a los parámetros termodinámicos calculados en forma teórica.

La eficiencia total es una función de muchas variables, algunas de las cuales son internas e inherentes dentro del explosivo por la virtud de su formulación química y algunas de las cuales son externas y parte del diseño de la voladura o condiciones encontradas en el lugar. Las variables externas que pueden afectar la eficiencia total de un explosivo incluyen, a la eficiencia de la iniciación, condiciones de agua, diámetro de carga, longitud de carga, grado de confinamiento, temperatura, efectos de la detonación de cargas explosivas adyacentes, etc.

Tabla 2: Grado de aprovechamiento de la energía.

Grado de aprovechamiento de la energia de diversos explosivos	
Explosivos moleculares (Nitroglicerina, Pentrita, TNT y otros)	95 a 100%
Emulsiones	90 a 95%
ANFOs pesados bombeables (sobre 60% emulsión)	75 a 90%
ANFOs pesados vaceables (bajo 50 ó 60% emulsión)	65 a 85%
Hidrogeles	55 a 70%
ANFO	60 a 80%
SANFO	50 a 70%

Fuente: EXSA, (2008) Manual práctico de voladura

3.3.5. Factor de energía.

El factor de energía es un parámetro que nos permite determinar la cantidad de energía usada para fragmentar una tonelada de

mineral o un metro cúbico de material estéril (en el movimiento de tierras), y se puede usar la siguiente relación:

$$Factor\ de\ Energia = \frac{MJ\ de\ energía}{TM\ de\ material\ fragmetado} \quad \ldots(5)$$

3.3.6. Distribución de energía.

La distribución del explosivo dentro del macizo rocoso afecta el grado de fragmentación esperado, ya que la distribución de la energía desarrollada por el explosivo depende de la geométrica de este al interior del macizo.

Existen varias metodologías que permiten realizar un acercamiento a los requerimientos energéticos para fragmentar un macizo rocoso determinado. Entre los más conocidos están la metodología de Lilly, W. Hustrulid, y Bond. Las dos primeras están basadas en las propiedades geoestructurales de la roca y la última es una correlación efectuada a través del Work Index del material. En nuestro caso utilizaremos la metodología de Lilly para determinar el factor de energía necesario para fracturar la roca en el sector de Andesita Superior.

3.3.6.1. Índice de Volabilidad de LILLY.

Lilly (1986) desarrolló un índice de Volabilidad (BI) basado en una combinación de propiedades físicas y estructurales de la

masa rocosa a ser volada. Este índice tiene una base similar al sistema de clasificación de la roca desarrollado por Bieniawski, Barton y Hansagi, y que se usó con el modelo de Kuz-Ram desarrollado por Cunningham (1983). Estos factores, y su ranking. Se puede apreciar que los parámetros de mayor influencia en este índice, son la naturaleza y orientación de los planos de debilidad de la masa rocosa.

$$BI = 0.5\ x\ (RMD + JPS + JPO + GSI + H) \qquad \ldots(6)$$

El índice de volabilidad ha sido correlacionado con un factor de energía para determinar la cantidad y potencia del explosivo que mejor se adecue al tipo de roca que debe ser volado:

$$Factor\ de\ Energía = 0.015\ x\ BI \quad \ldots(MJ/Ton) \qquad \ldots(7)$$

También se puede expresar esta energía en términos de cantidad de explosivo, ANFO, que es necesaria para volar una tonelada de material.

$$Factor\ de\ Energía = 0.004\ x\ BI\ x\ 1000 \quad \ldots(kg.\ Anfo/Ton) \ldots(8)$$

Una vez calculado los requerimientos de energía apropiados, se seleccionan las longitudes de carga y las potencias de los

explosivos para proporcionar la máxima altura de columna de explosivo sujeta a la restricción de un mínimo largo de taco y un diámetro de pozo fijo.

En el tabla 3, indicada más abajo, podemos apreciar la baja importancia que se le da a la resistencia a la compresión de la roca, esto implica que, la resistencia a la compresión de la roca no juega un papel importante en determinar el índice de volabilidad. El valor del parámetro H, es un indicador de la influencia de la resistencia de la roca (RC).

Tabla 3: Valores para parámetros del índice de volabilidad.

PARAMETROS	RATING
Descripción del Macizo Rocoso (RMD)	
Friable y poco consolidado	10
Diaclasado en Bloques	20
Totalmente Masivo	50
Espaciamiento entre Planos de Diaclasas (JPS)	
cercano (< 0.1 m)	10
Intermedio (0.1 a 1m)	20
Amplio (>1m)	50
Orientación entre Planos de Diaclasas (JPO)	
Horizontal	10
Inclinacion hacia fuera de la cara del banco	20
Rumbo normal a la cara de banco	30
Inclinacion hacia dentro de la cara de banco	40
Influencia de la Gravedad Especifica (SGI)	SGI = 25 * SG - 50 Donde SG es la densidad del macizo y esta en (ton/m3)
Dureza (H = 0.05 * RC)	1-10

Fuente: Lilly, (1986) Índice de Tronabilidad.

3.3.6.2. Índice de Volabilidad de la zona de estudio.

Para determinar el índice de volabilidad, geología nos entregó los parámetros indicados en el Cuadro 4, los cuales fueron resumidos en el tabla 5, para determinar el BI.

Tabla 4: Propiedades Geoestructurales de la Roca.

PARAMETROS	RATING
Descripción del Macizo Rocoso (RMD)	
Friable y poco consolidado	10
Diaclasado en Bloques	20
Totalmente Masivo	50
Espaciamiento entre Planos de Diaclasas (JPS)	
cercano (< 0.1 m)	10
Intermedio (0.1 a 1m)	20
Amplio (>1m)	50
Orientación entre Planos de Diaclasas (JPO)	
Horizontal	10
Inclinacion hacia fuera de la cara del banco	20
Rumbo normal a la cara de banco	30
Inclinacion hacia dentro de la cara de banco	40
Influencia de la Gravedad Especifica (SGI)	SGI = 25 * SG - 50 Donde SG es la densidad del macizo y esta en (ton/m3)
Dureza (H = 0.05 * RC)	1-10

Fuente: Departamento de Geología Mina Tucari.

Tabla 5: Parámetros de índice de volabilidad.

PARAMETRO	VALOR
Descripcion de la masa rocosa RMD	20
Espaciamiento entre Planos de Diaclasas JPS	20
Orientación entre Planos de Diaclasas JPO	30
Influencia de la Gravedad Especifica SGI	7.5
Dureza (H)	6.850

Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

El requerimiento energético para Lava Andesítica será:

$$BI = 0.5\ x\ (20 + 20 + 30 + 7.5 + 6.85) = 42.175$$

$$FE = 0.015\ x\ 42.175 = 0.633\ (MJ/Ton)$$

$$FE = 0.633\ x\ 2.3 = 1.455\ (MJ/m_3)$$

$$FE = 0.004\ x\ 42.175 * 1000 = 168.7\ (kg.anfo/Ton)$$

3.4. Caracterización matemática del modelo de la potencia relativa por volumen (RBS).

3.4.1. Modelo de Crosby & Pinco.

En el artículo “More Power to the Pop” escrito por W. Crosby y M. Pinco, ambos científicos plantean un modelo matemático basado en la potencia relativa por volumen (RBS), que en el caso de no cambiar el diámetro del taladro, se puede determinar nuevas dimensiones del burden y el espaciamiento, utilizando un nuevo explosivo de una potencia relativa por volumen en particular en vez del explosivo en uso, pero en este caso es necesario mantener invariables las dimensiones del taco (el volumen de explosivo es invariable) y la sobre perforación, las nuevas dimensiones se pueden calcular con la ecuación siguiente:

$$\left[\frac{RBSa}{RBSu}\right]^{1/3}\ x\ Du = Da \qquad \ldots(9)$$

Donde:

RBSa = Explosivo a usar.

RBSu = Explosivo en uso.

Da = Dimensión a usar.

Du = Dimensión en uso.

3.4.2. Calculo de Factor de Energía.

Debemos tener en cuenta que el factor de energía es el mejor parámetro para cuantificar el rendimiento del explosivo porque la energía del explosivo es el que fragmenta al macizo rocoso.

El factor de energía se calcula de la siguiente manera:

Energía del explosivo.

$$Energia\ Total\ (MJ) = \frac{\left(\pi\ x\ \ diametro^2\ x\ LC\ x\ \rho_{exp}\ x\ E_{exp}\right)}{40} \quad \ldots(10)$$

Donde:

Diámetro = Diámetro del taladro (cm).

LC = Longitud de carga (m).

ρ_{exp} = Densidad del explosivo (gr/cc).

E_{exp} = Energía del explosivo (MJ).

Factor de Energía.

$$Factor\ de\ Energia = \frac{Energia\ Total\ (MJ)}{TM\ total\ fragmentado} \quad \ldots(11)$$

3.5. Geología de la zona de estudio.

3.5.1. Tipo de yacimiento.

Tukari es un Deposito Epitermal de alta Sulfuración desarrollado en un domo dacítico del Grupo Barroso, algunos estudios geo

cronológicos señalan una edad de 4 m.a. de años para la mineralización siendo uno de los yacimientos más jóvenes del país. El rasgo estructural más importante lo constituyen canales de brecha hidrotermal y feeders que atraviesan el domo de Norte a Sur a los cuales se asocian eventos polifásicos de alteración y mineralización. Ensambles sobreimpuestos sílice - alunita y sílice residual concentran el mayor volumen de reservas alcanzando valores de 80 g/t Au, debajo de la zona de óxidos se tiene una zona de transición poco desarrollada pasando en algunos casos directamente a sulfuros. Se reconocen minerales como pirita, enargita, esfalerita, galena, covelina y calcosina.

Las guías mineralógicas más importantes para identificar zonas de alta ley, son realizar el trabajo de Ore Control y planificar los proyectos de perforación son la escorodita, baritina, jarosita y los óxidos de Fierro. La geoquímica de rocas muestra valores altos en bario, arsénico, plomo y zinc alcanzando tenores de 4500 ppm.

Figura 4: Domo dacítico Tucari.



Fuente: Departamento de Geología mina Tucari.

3.5.2. Estratigrafía mina Tucari.

Las Unidades reconocidas de la Base al Tope son las siguientes:

3.5.2.1. Grupo Puno.

Secuencia vulcanoclástica de característico color rojo-violáceo la cual se expone rellenando depresiones y cubriendo las amplias penillanuras al Oeste del Proyecto.

Por lo general muestra conspicua estratificación donde resaltan las areniscas volcánicas con laminaciones de material muy fino producto de ambientes lagunares.

Eventos tectónicos han producido fuerte plegamiento y basculamiento notándose incluso contactos bruscos con el barroso (Hiatos).

Al Oeste y Norte de Tucari se aprecia intensa cloritización siendo la roca muy deleznable.

3.5.2.2. Volcánico Sencca.

Piroclástico de color blanco debido a su composición riolítica. Consta mayormente de tufos y lapillis moderadamente compactos fuertemente erosionados lo cual hace restringida su exposición. Cerca al yacimiento presentan alteración hidrotermal de bajo grado apareciendo solo a manera de relictos. La roca presenta cristales de cuarzo, ocasionalmente biotitas y asimila fragmentos pequeños de andesitas y dacitas

Infrayace a los volcánicos de Grupo Barroso cuando se aprecian cerca de las líneas de cumbre.

3.5.2.3. Grupo Barroso.

Secuencia conformada mayormente por lavas andesíticas que en ocasiones muestran disyunción columnar.

Al Sur de Tucari se aprecian aglomerados calcoalcalinos dentro del paquete efusivo. Dado la amplitud y prolongado volcanismo asociado a esta unidad litoestratigráfica, es común la presencia de intrusivos hipabisales andesita-dacita que forman parte del Arco Volcánico Cenozoico del Sur del país.

Los minerales que conforman la roca al intemperizarse originan amplias anomalías de color lo cual es típico en todo el distrito.

3.5.2.4. Material Cuaternario.

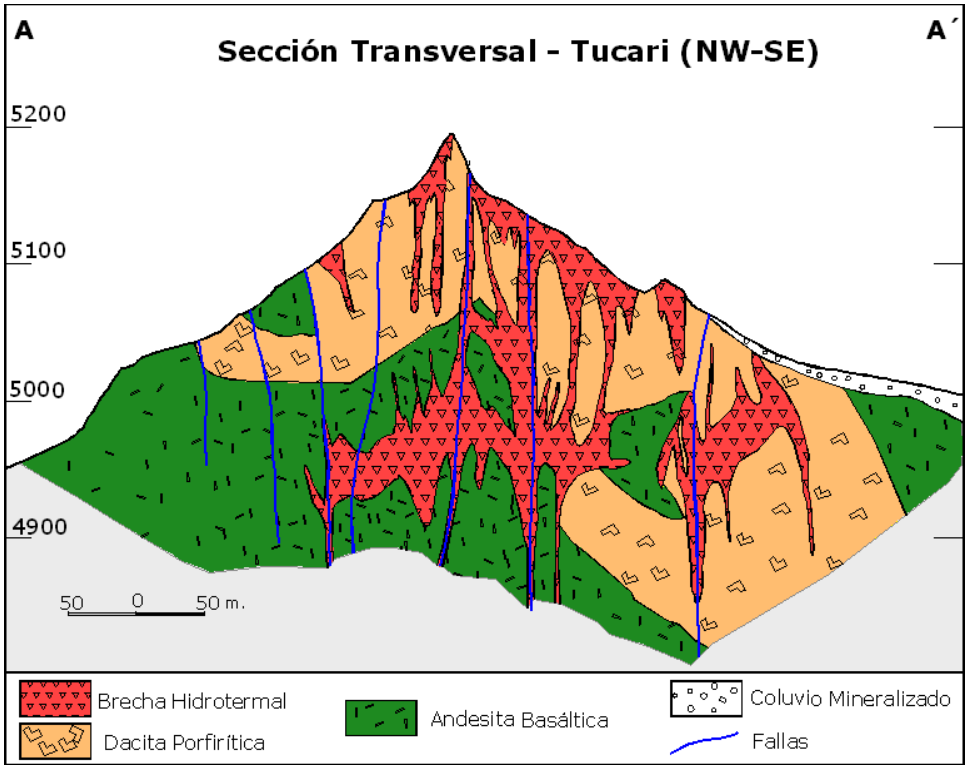
Constituido por coluvioglaciales y morrenas hacia las zonas dístales de los valles en “U”. Se observa material heterométrico que no llegan a conformar grandes depósitos.

3.5.3. Litología.

Tres unidades han sido registradas en Tucari. La base se asienta de una roca andesita con textura afanítica que envuelve gran parte de la zona. Seccionando esta secuencia lávica se reconoce un

intrusivo dacítico el cual compone la roca original sobre el cual se sucedieron múltiples eventos tectónicos, originando múltiples brechamientos freáticos hidrotermales que albergan el mineral. En el sector NE se presta atención secuencias laminares que cubren parcialmente rocas fragméntales interpretadas como tufos líticos probablemente de composición intermedia.

Figura 5: Sección Litológica del yacimiento Tucari.



Fuente: Departamento de Geología mina Tucari.

3.5.4. Alteración.

El depósito mineralizado Tucari es un típico diseminado de oro de alta Sulfuración por lo cual el oro se encuentra en diferentes

proporciones en las diferentes alteraciones derivadas de este tipo de depósito:

3.5.4.1. Sílice Granular Residual.

Intensa alteración destruyendo la textura original de la roca y está constituida de sílice. Generalmente su color es gris y es pulverulenta dependiendo de su compactación. La ley en estos casos puede ser muy alta (Tuca1 10 gr/Tn. Au), pero no es una regla. Para el caso de mapeo se le asigna el color magenta.

3.5.4.2. Sílice Masiva.

En este caso la roca es muy compacta y también está constituida completamente de sílice. Su aspecto es masivo y generalmente el Au. Se asocia al grado de fracturamiento y oxidación. Para el caso de mapeo se le asigna el color rojo.

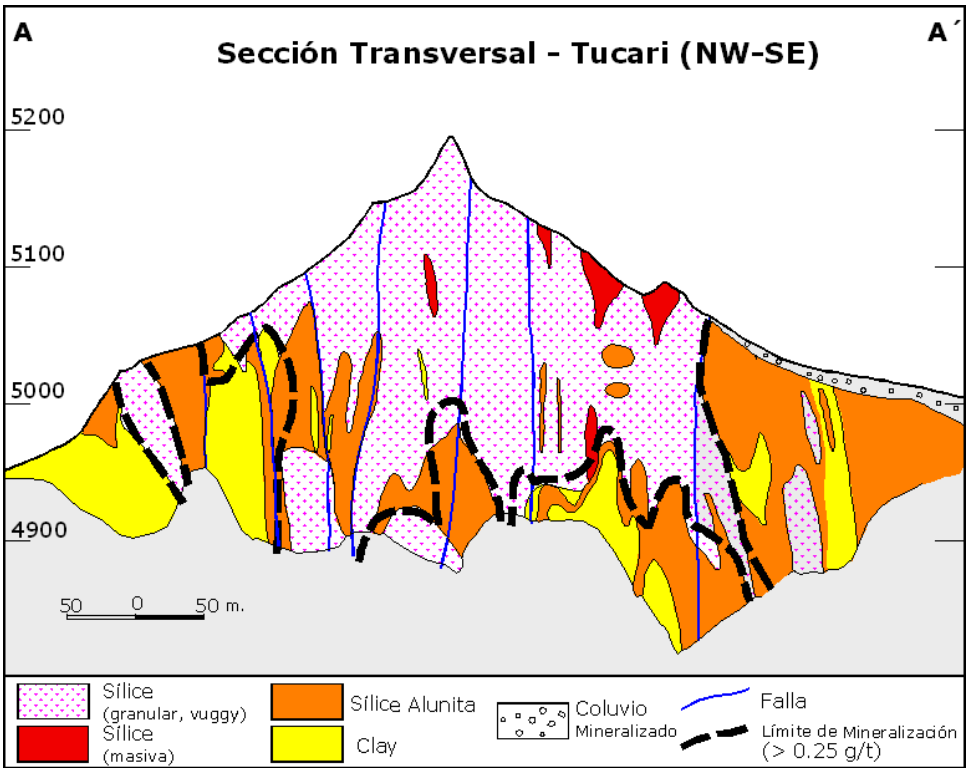
3.5.4.3. Sílice Alunita caolín.

En este caso la matriz está compuesta por sílice y se tiene la alunita en fracturas o reemplazando fenos. El caolín puede o no estar presente. El oro si bien es económico no vamos a encontrar valores altos o mayores a 1.0 Au g/Tn. El color que se le asigna es el anaranjado.

3.5.4.4. Sílice Caolín (Alunita).

La matriz de la roca es sílice y el caolín se encuentra reemplazando fenos o en fracturas, la alunita puede o no estar presente. La ley de oro en este caso generalmente es marginal. Se le asigna el color ocre.

Figura 6: Sección de Alteraciones del yacimiento Tucari.



Fuente: Departamento de Geología mina Tucari.

3.6. Geomecánica de la zona de estudio.

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 Clay (SC), Sílice Alunita (SA), Sílice Masiva (SM), en menor proporción Clay (C) y Sílice Granular (SG).

3.6.1. Clasificación del macizo rocoso.

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocoso – 1989).

El criterio utilizado para clasificar a la masa rocosa se presenta en el siguiente Cuadro 6:

Tabla 6: 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
III	41 - 60	Regular
IV	21 - 40	Mala
V	<21	Muy Mala

Fuente: Departamento de Geotecnia mina Tucari.

Tabla 7: Resumen de clasificación de la masa rocosa en Tucari.

Estación	Alteración	Densidad (gr/cm3)	Resistencia a la Compresion Uniaxial (Mpa)	Cohesión (kpa)	Friccion (*)	RMR	Tipo de Roca	Calidad
EG-01	SC	2.36	66	255	31	51	III	Regular
EG-02	SM	2.51	75	320	37	64	II	Buena
EG-03	SC	2.36	45	225	28	45	III	Regular
EG-04	SG	2.36	58	300	35	60	II	Buena
EG-05	SA	2.4	75	340	39	68	II	Buena
EG-06	SC	2.36	84	320	37	64	II	Buena
EG-07	SC	2.36	45	240	29	48	III	Regular
EG-08	SC	2.36	128	325	38	65	II	Buena
EG-09	SC	2.36	84	285	34	57	III	Regular
EG-10	SC	2.36	87	335	39	67	II	Buena
EG-11	SA	2.4	87	310	36	62	II	Buena
EG-12	SC	2.36	73	330	38	66	II	Buena

Fuente: Departamento de Geotecnia mina Tucari.

La mayor parte del Tajo Tucari, está conformada por rocas Tipo II y III, que corresponde a rocas con alteración Sílice Clay, Sílice Alunita, Sílice Masiva y en un menor porcentaje Sílice Granular.

En las partes distales del tajo se encuentra roca andesita con alteración Clay, la cual corresponde a una roca tipo IV, donde se observan rajaduras, las cuales se han producido por el ingreso de agua de lluvia y taludes inadecuados.

3.6.2. Distribución de discontinuidades.

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades menores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando programa de cómputo DIPS versión 5.1 elaborada por Rocscience Inc.

Por ser un yacimiento epitermal de alta sulfuración, el Tajo Tucari, presenta discontinuidades en diferentes orientaciones, sin embargo se han clasificado cuatro sistemas de discontinuidades principales:

- Sistema 1: Rumbo NS y buzamiento empinado al E, conformado por diaclasas.
- Sistema 2: Rumbo SWW - NEE y buzamiento empinado al SSE, conformado por diaclasas.

- Sistema 3: Rumbo NW-SE y buzamiento empinado al SW, conformado por diaclasas.
- Sistema 4: Rumbo SW-NE y buzamiento empinado al NW, conformado por diaclasas.

Tabla 8: Principales orientaciones de discontinuidades en Tucari.

Sistemas de discotinuidades principales	Orientacion	
	Dip °	Dip Direc. °
Sistema 1	80	91
Sistema 2	77	172
Sistema 3	87	213
Sistema 4	78	314

Fuente: Departamento de Geotecnia mina Tucari.

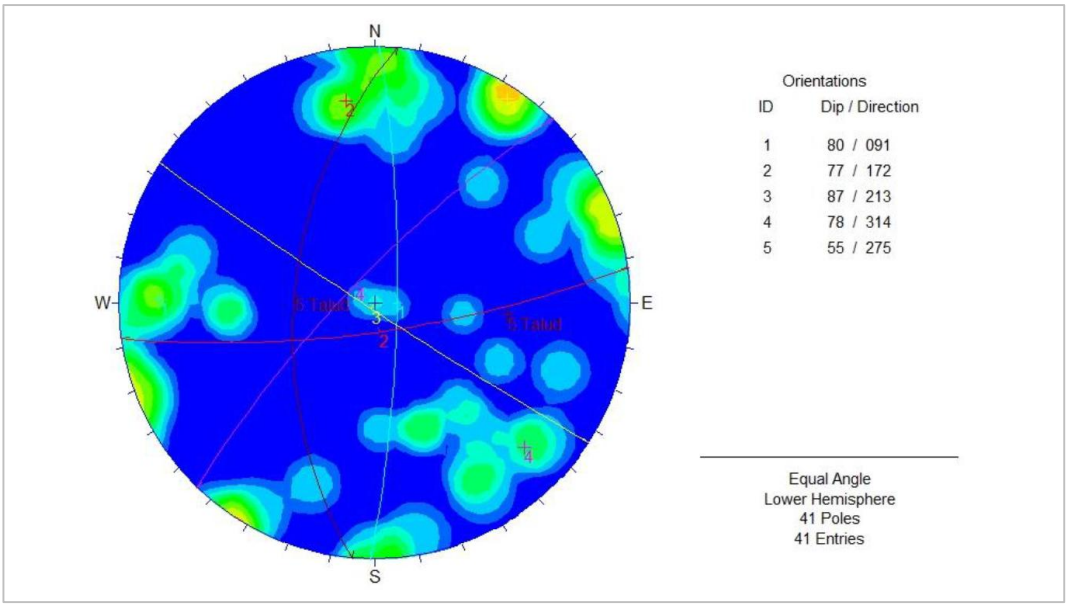
Se realizó el análisis cinemático por cada estación geomecánica, encontrando que en su mayoría no existe probabilidad de deslizamiento de tipo planar, en cuña o vuelco.

En las estaciones 3, 5 y 8, se identificó posible falla planar sin embargo se evaluó en el programa RocPlane y el factor de seguridad está por encima de 3.

En las estaciones 1,5 y 11 se identificó posible falla en cuña, se evaluó en el programa Swedge, donde se obtuvo factores de seguridad muy altos, no existiendo probabilidad de falla.

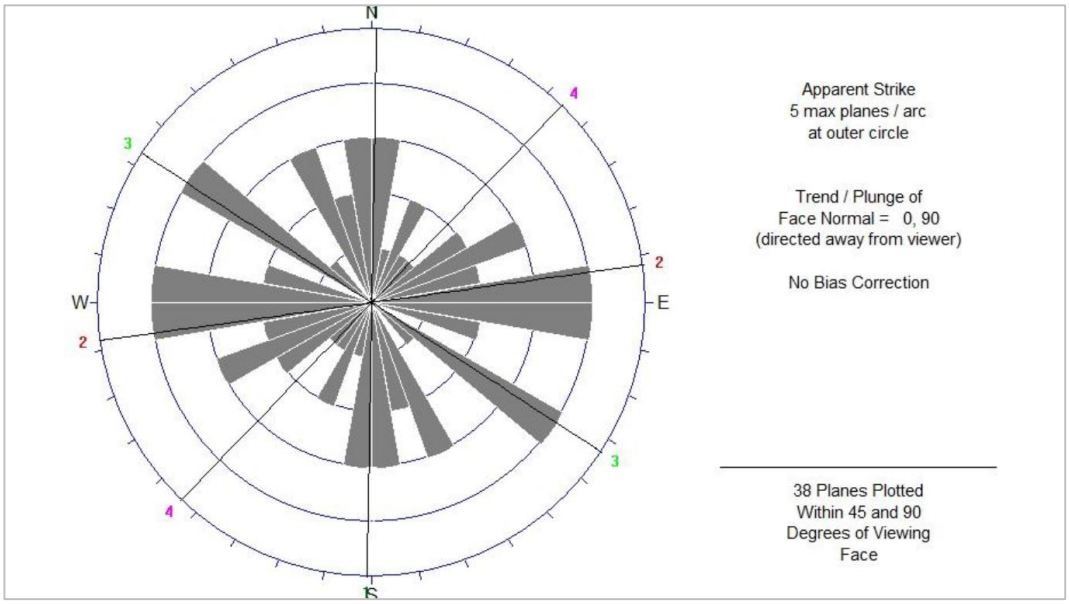
En las figuras 7 y 8 se muestran el compósito de la distribución de los sistemas de discontinuidades que conforman el arreglo estructural de la masa rocosa del yacimiento Tucari.

Figura 7: Estereograma del compósito de estructuras menores principales del tajo Tucari, el talud incluido es el que predomina.



Fuente: Departamento de Geotecnia mina Tucari.

Figura 8: Roseta del compósito de estructuras menores principales del tajo Tucari.



Fuente: Departamento de Geotecnia mina Tucari.

3.6.3. Zonificación geomecánica.

- Sector 1: conformado por rocas Tipo II, que corresponde a rocas andesitas con alteración Sílice Clay, Sílice Alunita, Sílice Masiva.
- Sector 2: conformado por rocas Tipo III, que corresponde a rocas andesitas con alteración Sílice Clay principalmente, con mayor grado de Fracturamiento que las rocas tipo II.
- Sector 3: roca andesita con alteración Clay, la cual corresponde a una roca tipo IV (Verificar plano geomecánico en Anexo 8).

3.7. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.

Para mejor comprensión de la presente investigación se consideró los términos más importantes.

- **Combustión.-** Puede definirse como tal a toda reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no, ser percibida por nuestros sentidos, y que presenta un tiempo de reacción bastante lento. (Exsa, 2008, p.9).
- **Deflagración.-** Es un proceso exotérmico en el que la transmisión de la reacción de descomposición se basa principalmente en la conductividad térmica. Es un fenómeno superficial en el que el frente de deflagración se propaga por el explosivo en capas paralelas, a una velocidad baja, que generalmente no supera los 1 000 m/s. (Exsa, 2008, p.9).

- **Acoplamiento.-** Se refiere al grado de contacto entre el explosivo en un pozo y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del pozo, se dice que la carga está desacoplada, y la razón de desacople definido como la relación entre el volumen de la carga al volumen del pozo. Los explosivos cargados a granel tienen un factor de acoplamiento igual a 1. (Enaex, 2007, p.1).
- **Espaciamiento y espaciamiento efectivo.-** El espaciamiento para un pozo de tronadura se refiere a la dimensión lineal entre pozos de tronadura adyacentes que forman una fila, y se mide usualmente paralelo a la cara libre. El término usualmente se refiere al espaciamiento de la perforación. El término espaciamiento efectivo se refiere a la dimensión lineal entre pozos que detonan sucesivamente, y toma en consideración la dirección de la cara libre. (Enaex, 2007, p.6).
- **Burden y burden efectivo.-** El burden de un pozo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la cara libre y se mide perpendicular a la dirección de la línea de pozos que constituyen una fila. El término burden generalmente se refiere al burden perforado, y la dimensión lineal se hace a la cara libre existente del banco. El término burden efectivo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la posición de la cara libre más cercana al tiempo de la detonación del pozo, y toma en consideración la

dirección de la iniciación. Para una malla equilátera de pozos, el burden es igual a 0.87 veces el espaciamiento. Para una malla equilátera con iniciación V1, el burden efectivo es igual a 0.29 veces el espaciamiento. (Enaex, 2007, p.3).

- **Energía de choque.-** Se define en tronadura como la energía usada para expandir un pozo. Se determina en la prueba de la energía submarina y a un equilibrio estable. Se calcula de los tiempos de pulso de presión inicial registrados por transductores de presión localizados en el agua cerca de las cargas detonantes. (Enaex, 2007, p.6).
- **Análisis granulométrico.-** Determinación de la distribución de tamaños de roca por diferentes mallas.
- **Anfo.-** Mezcla explosiva compuesta de Nitrato de Amonio (94%) y Diésel (6%).
- **Costos operativos o de producción mina.-** Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos.
- **Costos directos.-** Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y

actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos.

- **Costos indirectos.-** Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.
- Macizo rocoso: Es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades.
- **El Factor de Potencia y/o Factor de carga.-** Es la relación entre el número de kilogramos de explosivos empleados en una voladura determinada y el número de toneladas a romper producto de esa voladura o el volumen correspondiente en metros cúbicos a romper. Las unidades son kg/TM o kg/m3.
- **Utilidad bruta.-** Es la diferencia entre el precio de venta de un bien o servicio y los costos de producción de un producto.

CAPÍTULO IV

MARCO METODOLÓGICO

4.1. TIPO Y DISEÑO.

4.1.1. Tipo.

a. Investigación aplicada (Ander – Egg, 1990)

b. Investigación explicativa (Hernández y Fernández. 2014)

4.1.2. Diseño.

Diseño pre experimental. Un solo grupo con pre test y post test (Hernández y col. 2014)

GE = O1 X O2

Dónde:

GE: Grupo Experimental

O1: Pre test

X : Diseño de malla de perforación basado en la energía de mesclas explosivas.

O2: Post test

4.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN.

Experimental - Aplicativo

4.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.

4.3.1. Variable Independiente: Indicadores.

Malla de perforación basado en la energía de mezclas explosivas.

Definición operacional.- Situación de la mina respecto a la aplicación de mallas de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas.

Indicadores

a. Ausencia o presencia de mallas de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas como recurso de optimización.
b. Ausencia: no aplicación de MPBEME (pre test).
c. Presencia: aplicación del MPBEME (post test).

4.3.2. Variable Dependiente: Indicadores.

Costos en perforación y voladura.

Definición operacional.- Nivel de optimización de costos en el área de perforación y voladura, en la mina Aruntani.

Indicadores

Promedio de rendimiento en el área de perforación y voladura.

a. Maximización en función de las propiedades geo estructurales de la roca en el nivel de energía necesario para fracturar la roca.

b. Minimización de costos unitarios de perforación y voladura.

4.4. POBLACIÓN Y MUESTRA.

4.4.1. La Población.

Minas con áreas de perforación y voladura del grupo Aruntani SAC.

Cuadro 1. Población.

Minas	Frecuencia	%
Minas con áreas de perforación y voladura del grupo Aruntani S.A.C.	5	100
Total	5	100

Fuente: Elaboración Propia.

4.4.2. Muestra.

La muestra se obtuvo en base al tipo no probabilístico, Área de perforación de la Mina Tucari - Moquegua en el cual se aplicó el nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas.

4.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA LA RECOLECCIÓN DE DATOS.

La técnica empleada en la presente investigación es la del registro de la base de datos obtenidos por el sistema Open Mine, otra

herramienta a utilizar son las entrevistas realizadas a profesionales sobre el uso del nuevo diseño de malla de perforación y voladura.

Los principales instrumentos a utilizar son el software: SPSS V23, Split Demo, Jk Simblast.

4.6. VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS.

Los instrumentos son válidos y confiables, debido a que son software adquirido con licencia.

4.7. MÉTODOS Y TÉCNICAS PARA LA PRESENTACIÓN Y ANÁLISIS DE DATOS.

4.7.1. Análisis Descriptivo.

Se plasmará un análisis sobre el efecto que se tendrá en los parámetros de perforación y voladura (espaciamiento, burden, diseño de carga, etc.), sobre los costos de perforación y voladura.

Para lo cual se utilizará datos específicos, de algunas voladuras que se realiza en el tajo.

4.7.2. Presentación.

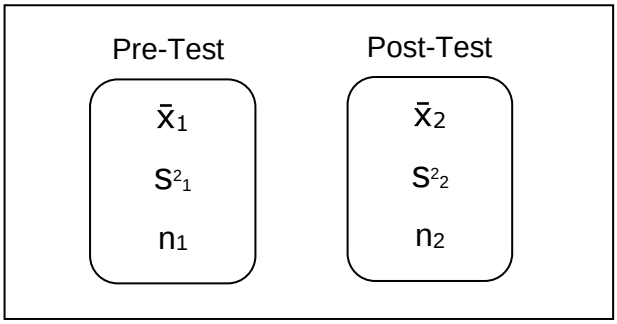
Se utilizará la base de datos de perforación y voladura, y se tomaran datos específicos, para realizar un análisis detallado, donde se presentarán cuadros de resumen.

Para la presentación de análisis de resultados se utilizara el software SPSS V23, Split Demo, JK Simblast y Office 2013.

4.7.3. Prueba Estadística.

Para el contraste de la hipótesis, se realizará una prueba estadística de comparación de medias, mediante la t-student.

Cuadro 2. Esquema de comparación, Pre-test y Post-test.



Fuente: Elaboración Propia.

Dónde:

$\bar{x}$: Media (Promedio).

s^2: Varianza.

n: Muestra.

CAPÍTULO V

PRESENTACIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

5.1. Aplicación del Modelo Matemático que utiliza la Potencia Relativa por Volumen (RBS).

5.2. Costos Perforación y Voladura antes del uso de la RBS.

La Unidad Minera Tucari, cuenta con 02 perforadoras marca Ingersoll Rand DM45E que se tienen en operación, el cual perfora taladros verticales de 9.2 m. con un diámetro de broca de 7 7/8" con altura de banco de 8 m. y con un sobre perforación de 1.2 m.

Tabla 9: Costos de perforación y voladura antes del uso de la RBS.

PERFORACIÓN	**Und**	**Desmonte**	**Mineral**
Diametro de Taladro	Pulg	7 7/8	7 7/8
Burden	m	5.5	5.2
Espaciamiento	m	6.3	6.0
Altura de banco	m	8	8
Longitud de taladro	m	9.2	9.2
Sobre perforación	m	1.2	1.2
Densidad de Roca	gr/cc	2.3	2.3
Costo por metro	$/m	9.86	9.86
Toneladas por taladro	t	637.6	574.1
Costo de Perforación	**$/t**	**0.142**	**0.158**

Explosivo (ANFO)	**Und**	**Desmonte**	**Mineral**
Explosivo	**$/kg**	**0.553**	**0.553**
Densidad	gr/cc	0.82	0.82
Densidad lineal	kg/m	25.78	25.78
Taco	m	4.5	4.5
Columna de carga	m	4.7	4.7
Explosivo por taladro	kg/tal	121	121
Factor de potencia	kg exp/tn	0.190	0.211
Costo	$/tal	67.01	67.01
Costo de Voladura	**$/tn**	**0.105**	**0.117**
Costo de Perforación y Voladura	**$/tn**	**0.247**	**0.275**

(Fuente: Elaboración propia)

Antes de la aplicación de trabajo de investigación en la mina Aruntani, se utilizaba de manera generalizada el ANFO, y solo en casos de presencia de taladros con agua se utilizaba el Anfo pesado.

5.3. Diseño de mallas de Perforación y Voladura con criterio RBS.

5.3.1. Cálculo de nuevas dimensiones.

Para el diseño de las nuevas dimensiones geométricas se tomará en cuenta el ANFO pesado 50/50 (emulsión/ANFO).

Las características de algunas combinaciones son mostradas en la siguiente tabla.

Tabla 10: Energía de mezclas a granel del Anfo pesado.

Características	Und.	ANFO	HA-28	HA-37	HA-46	HA-55
Densidad	gr/cc	0.82	0.94	1.03	1.19	1.26
AWS	cal/gr	900	852	840	815	791
ABS	cal/cc	738	801	865	970	997
RWS	%	1.00	0.95	0.93	0.91	0.88
RBS	%	1.00	1.09	1.17	1.31	1.35
Energia	MJ/kg	3.77	3.57	3.52	3.41	3.31

Fuente: Famesa

Haciendo uso de las consideraciones para la aplicación de la ecuación del modelo matemático de Crosby & Pinco, se puede calcular las nuevas medidas del burden y el espaciamiento. Se considera un ANFO de densidad 0,82 g/cc y energía de 3,77 MJ/kg.

En el presente trabajo se realizará el reemplazo del agente de voladura anfo con el anfo pesado, a granel, mezcla explosiva que nos permite obtener diferentes combinaciones (emulsión/anfo), estas combinaciones dependerán del tipo de material (desmonte y mineral,) en cual se utilizará el anfo pesado.

Como un ejemplo para el cálculo de un nuevo diseño de la malla de perforación voladura se utiliza el anfo pesado de relación emulsión/anfo igual a 30/70 cuyo RBS es 1,17, que es el explosivo a usar y el explosivo en uso es el anfo cuyo RBS es 1,00 por ser explosivo estándar. Los cálculos son los siguientes:

5.3.1.1. Desmonte.

Burden

$$\left[\frac{1.17}{1.00}\right]^{1/3} \; x \; 5.5m = 5.80\, m$$

Espaciamiento

$$\left[\frac{1.17}{1.00}\right]^{1/3} \; x \; 6.3\, m = 6.64\, m$$

5.3.1.2. Mineral.

Burden

$$\left[\frac{1.17}{1.00}\right]^{1/3} \; x \; 5.2\, m = 5.48\, m$$

Espaciamiento

$$\left[\frac{1.17}{1.00}\right]^{1/3} \; x \; 6.0\,m = 6.32\,m$$

5.3.1.3. Resumen de nuevas dimensiones.

Tomando en cuenta la misma fórmula podemos realizar los cálculos correspondientes de los demás explosivos a considerar.

Tabla 11: Resumen de nuevas dimensiones de espaciamiento y burden.

Material			ANFO	HA-28	HA-37	HA-46	HA-55
	RBS	%	1.00	1.09	1.17	1.31	1.35
Desmonte	Burden	m	5.50	5.66	5.80	6.02	6.08
	Espaciamiento	m	6.30	6.48	6.64	6.89	6.96
Mineral	Burden	m	5.20	5.35	5.48	5.69	5.75
	Espaciamiento	m	6.00	6.17	6.32	6.57	6.63

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla anterior podemos observar que se puede determinar las nuevas dimensiones de burden y espaciamiento para los materiales (mineral y desmonte), tomando en cuenta también diferentes tipos de mezclas explosivas, de los cuales se considera su potencia relativa por volumen (RBS), y esto tiene como ventaja evitar las pruebas de ensayo y error, porque los valores calculados por el modelo matemático nos dan la idea de las nuevas dimensiones de la malla de perforación, por el cambio de explosivos con mayor cantidad de energía.

5.3.2. Características de las voladuras de prueba utilizando ANFO pesado 50/50.

Para la evaluación técnica se realizó dos pruebas de voladura. Por razones prácticos redondeamos los valores de la malla teórica obtenida en el Cuadro 11, para un ANFO pesado cuyo RBS es 1,35 (5.75 m x 6.65 m) a los valores 5.80 m x 6.70 m. en el material de mineral y para el material desmonte (6.08 m x 6.96 m) a los valores 6.10 m x 7.00 m y se tuvo en cuenta las siguientes características.

Material Mineral

- Burden : 5.8 m.
- Espaciamiento : 6.7 m.
- Longitud del taladro : 9.2 m.
- Taco : 4.5 m.

Material Desmonte

- Burden : 6.1 m.
- Espaciamiento : 7.0 m.
- Longitud del taladro : 9.2 m.
- Taco : 4.5 m.

Explosivos y Accesorios.

- Anfo pesado : 50/50
- RBS : 1.35
- Fanel dual : 500/17 ms

- Booster HDP : 1 libra

Con estas consideraciones de los materiales se realizó dos pruebas en campo antes de la aplicación del nuevo diseño de mallas (Pre-test), así mismo se realizó tres pruebas con las nuevas dimensiones de la mallas de perforación (Post-test), en los materiales de mineral y desmonte (Ver Anexo 02, 03, 04, 05 y 06). Los resultados se analizan y se discuten en el siguiente punto.

5.4. RESULTADOS.

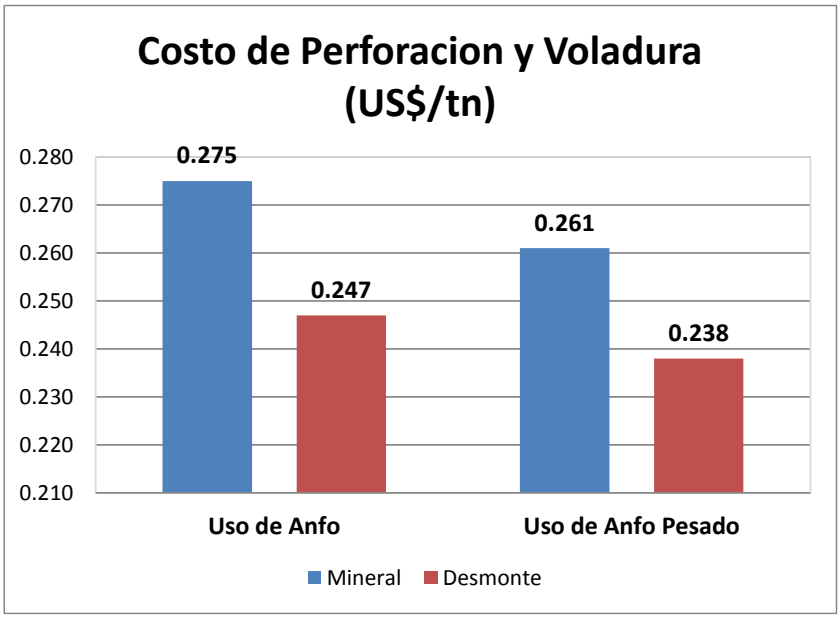
5.4.1. Análisis de resultados económicos.

El cálculo de costos de perforación y voladura se ha desarrollado en el programa Excel 2013, cuyos resultados tanto para el material de mineral y desmonte son los siguientes:

- Con el uso del Anfo el costo para mineral y desmonte es de 0.275 US$/tn y 0.247 US$/tn respectivamente.
- Con el uso del Anfo pesado 50/50, el costo para mineral y desmonte es de 0.261 US$/tn y 0.238 US$/tn respectivamente.

Podemos apreciar que la reducción de costos de perforación y voladura con el uso de un explosivo de mayor energía (anfo pesado 50/50), en material mineral tenemos un ahorro de 0.014 US$/tn y en el material de desmonte un ahorro de 0.009 US$/tn.

Cuadro 3: Comparativo Anfo vs Anfo Pesado.



Fuente: Elaboración propia.

5.4.2. Análisis de resultados de fragmentación.

Se tomaron fotografías de la pila de material volado con el objeto de poder determinar la curva granulométrica de cada una de las pruebas y comparar los tamaños d50, d80, estas fotografías fueron analizadas en el software Split Enginnering (ver anexos 02, 03, 04, 05 y 06), luego del análisis de fragmentación que produjo cada una de las pruebas realizadas se puede resumir en lo siguiente:

5.4.2.1. Análisis de fragmentación - Pre-Test (Anexo 02 y 03).

En la distribución de fragmentos del análisis con el software Split Enginnering nos resulta que el P80 en mineral es igual a 4.80 pulgadas y P80 en desmonte 6.6 pulgadas.

5.4.2.2. Análisis de fragmentación - Post-test (Anexo 04, 05 y 06).

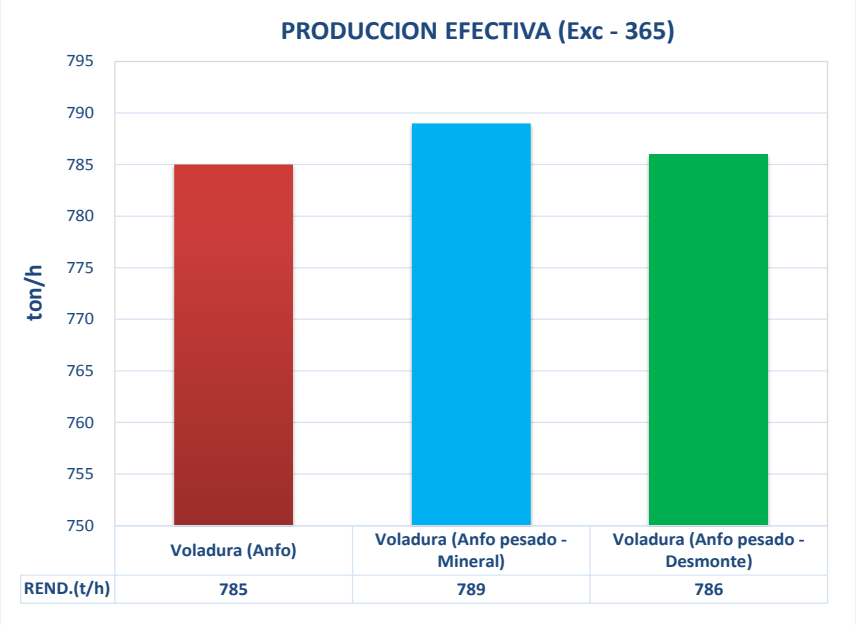
En la distribución de fragmentos del análisis con el software Split Enginnering nos resulta que el P80 en mineral es de 4.3 y 4.7 pulgadas, en cambio el P80 en material desmonte fue de 5.1 pulgadas.

Por lo tanto se considera que estos resultados de las pruebas realizadas con las nuevas dimensiones son satisfactorios ya que estos tamaños indicados son adecuados para el proceso de lixiviación en pilas. Anteriormente con el uso del Anfo se tenía tamaños de los fragmentos en P80 igual a 4.8 para mineral y 6.6 pulgadas para desmonte, por lo tanto en las pruebas realizadas la fragmentación no fue afectada negativamente, es decir, tuvo un comportamiento similar.

5.4.3. Análisis de velocidad de excavabilidad.

Se obtuvieron del centro de control (Dispatch – OX) los índices operacionales de las Excavadoras CAT 365 que participaron en la extracción del material de cada prueba, en función de estos índices se determinaron las velocidades de excavación promedio de cada prueba. Las velocidades de excavación se resumen en la gráfica siguiente**.**

Cuadro 4: Velocidad de Excavabilidad.



Fuente: Elaboración propia.

De las pruebas realizadas la que presentó mejores resultados en el ítem de velocidad de excavación fue la prueba 01, ya que aumentó la velocidad de excavación en 5% respecto a la histórica. Sin embargo la prueba 02 aumento solo el 1%, por lo tanto las pruebas realizadas la velocidad de excavación no fue afectada negativamente, es decir, tuvo un comportamiento similar.

5.4.4. Análisis de niveles de piso.

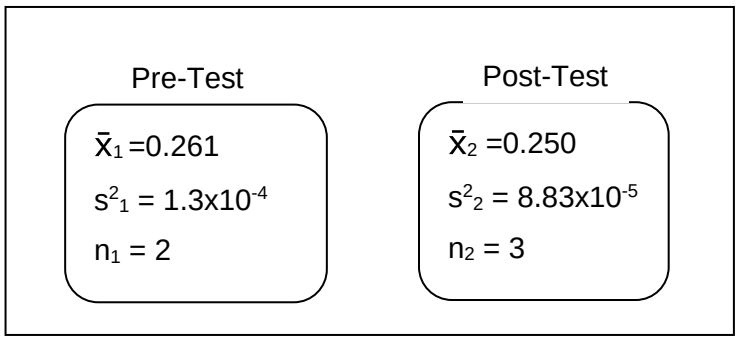
Con el apoyo de topografía se realizó un seguimiento a los pisos de los bancos con el objeto de poder determinar la diferencia operacional de estos respecto al de diseño. Visualmente no se apreciaron diferencias respecto al nivel de piso operacional, es

decir, estos niveles se encontraban dentro de los ± 0.3 metros que se manejan operacionalmente.

5.5. CONTRASTE DE HIPÓTESIS.

Para el contraste de la hipótesis, se realizó una prueba estadística de comparación de medias, mediante la t-student. Donde en el proyecto de investigación se tomó dos pruebas de voladura antes de la aplicación del nuevo diseño de mallas basado en la energía del explosivo (pre-test), y tres pruebas de voladura después de la aplicación de la nueva malla de perforación (post-test). El costo unitario promedio pre-test fue de 0.261 US$/tn y el promedio del post-test es de 0.250 US$/tn.

Cuadro 5. Esquema de comparación, Pre-test y Post-test.



Fuente: Elaboración Propia.

Dónde:

$\bar{x}$: Media (Promedio).

s^2: Varianza.

n: Muestra.

Formulación de Hipótesis.

Ho: $\bar{x}_1 - \bar{x}_2 = 0$

Ha: $\bar{x}_1 - \bar{x}_2 > 0$

Donde:

Ho = Hipótesis Nula.

Ha = Hipótesis Alterna.

Nivel de Significancia.

α = 0.25

Estadística de Prueba.

$$t_c = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_2}{\sqrt{(n_2 - 1)S_1^2 + ((n_1 - 1)S_2^2}} \sqrt{\frac{n_1 n_2 (n_1 + n_2 - 2)}{n_1 + n_2}} \quad \ldots (12)$$

Criterio.

Rechazo la Ho si $t_c > t_\alpha$ con $n_1 + n_2 - 2$ grados de libertad.

Donde:

t_c = t calculada.

t_α = t tabulada.

$T_{0.25\ (2+3-2)} = 0.7649$ (ver anexo 10).

Rechazo de la Ho si $t_c > 0.7649$

Cálculos.

$$t_c = \frac{0.261 - 0.250}{\sqrt{(3-1)1.3x10^{-4} + (2-1)8.83x10^{-5}}}\sqrt{\frac{2x3(2+3-2)}{2+3}} = 1.1164$$

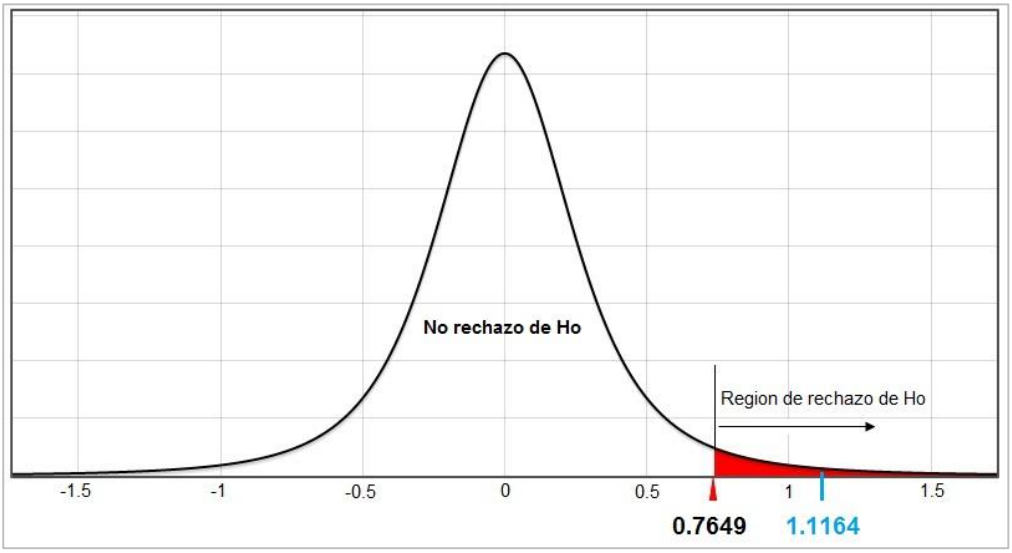
Decisión.

Rechazamos la Ho.

Conclusión.

Con la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación basado en la energía del explosivo, se optimiza los costos unitarios en el área de perforación y voladura.

Cuadro 6: Prueba de Hipótesis.



Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

- Con el diseño de mallas de perforación usando la potencia relativa por volumen y de los resultados presentados anteriormente se puede deducir que el cambio del ANFO por el ANFO PESADO ha llevado a obtener resultados satisfactorios, ya que se logró optimizar los costos de perforación y voladura, en mineral en 5.1% y en desmonte en 3.6% del costo mencionado.
- El nivel de optimización de costos de perforación y voladura antes de la aplicación de mallas basadas en la energía de mezclas explosivas es deficiente, debido al uso del ANFO (explosivo de menor cantidad de energía), que tiene un RBS = 1.00 y el ANFO PESADO 50/50 tiene un RBS = 1.35.
- El nivel de optimización de los costos de perforación y voladura después de la aplicación del uso de un explosivo de mayor cantidad de energía (ANFO PESADO 50/50) es óptimo para reducir el costo en el corto plazo, con dicha aplicación se estaría ahorrando dinero anualmente en US$ 160 200 aproximadamente. Cabe mencionar que el resultado del análisis de fragmentación de las pruebas están

dentro del estándar requerido por el área de planta, así mismo no se apreciaron diferencias respecto al nivel de piso operacional, es decir, estos niveles se encontraban dentro de los ± 0.3 metros que se manejan operacionalmente y la velocidad de excavación no fue afectada negativamente, es decir, tuvo un comportamiento similar.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda estandarizar en los PETS y estándares de perforación y voladura el uso permanente del ANFO PESADO para el carguío de taladros de producción, así mismo dar seguimiento a los informes de cada proceso de voladura con el fin de visualizar la fluctuación del P80 durante el año.
- Se debería realizar pruebas en las otras unidades del grupo Aruntani SAC analizando estudios de factibilidad, teniendo en cuenta la geología y geotecnia de cada zona, así poder reducir costos a nivel del grupo Aruntani SAC.
- Se recomienda realizar seguimiento al área de topografía para que lleven el control del nivel de los pisos y no excedan el estándar operacional. Así mismo analizar las velocidades de excavación de los diferentes equipos de carguío para que este no afecte la producción y el costo global de mina.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Ames Lara, V. A. (2008). *Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas.* Lima: Universidad Nacional de Ingenieria. p 1-30.

Ander-Egg, E. (1990). *Tecnicas de Investigación.* Buenos Aires: 21 ed. p 1-302.

Crosby, W., & Pinco, M. (1992). *More power to the pop-when to use aluminum in bulk explosives.* e&mj-engineering and mining journal, 193(ed.5), 28-31.

Echegaray Palma, F., & De la Cruz Carrasco, E. (2015). *Estudio de los costos operacionales en la UEA recuperada.* Huancavelica: Universidad Nacional Mayor de San Marcos. p 159.

ENAEX, S. (2007). *Manual de Tronadura Enaex SA Chile.* Santiago: 6 ed. p 1-205.

EXSA, S. (2008). *Manual Practico de Voladura.* Lima: 4 ed. 1-51.

Garrido, A. (2007). *Diagnostico y Optimización de Disparos en desarrollo horizontal Mina el Teniente.* Antofagasta: Universidad de Chile. p 89.

Hernández Sampieri, R. (2014). *Metodología de la Investigación.* Sexta Edición. p 1-634.

Herrera Carranza , E. (2015). *Caracterización Geomecánica Y Análisis De Estabilidad Tajo Tucari.* Moquegua. p 1-29.

Jáuregui Aquino, O. (2009). *Reduccion de costos operativos en mina, mediante la optimizacion de los estándares de las operaciones unitarias de perforacion y voladura.* Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú. p 94.

Johanson, C., & Persson, P. (1970). *Detonics of High Explosives Academic Press.* New York: 11ed.

Llaique , A., & Sánchez, W. (2015). *Determinación del costo total de perforación para optimizar esta operación unitaria en mina modelo a tajo abierto, Cajamarca.* Universidad Privada del Norte. p 118.

López Jimeno, E. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas.* Madrid. p 1-205.

López Sanchez , L. (2003). *Evaluación de la energía de los explosivos mediante modelos termodinámicos de detonación.* Madrid: Universidad Politecnica de Madrid. p 124-125.

Mendieta Britto, L., & Vilela Acosta, E. (2014). *Optimizacion de los costos operativos en la unidad Cerro Chilco.* Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú. p 75.

Mercado, L., Mercado, L., & Farias, L. (2010). *Taponex una alternativa para tronaduras de produccion.* Minera Mantos Blancos S.A.: Informe .

Morche, W., Velasco, C., Loayza, D., & Clark, A. (2008). *Late Miocene high-sulfidation epithermal gold deposits of the Aruntani district, southern Peru.* Moquegua. p 1-42.

Powder, A. (1987). *Explosives and rock blasting.* Atlas Powder, Dallas.

Takis Katsabanis, P. (2000). *Explosives Technology, Department of Mining Engineering, Queens University.* Canada.

ANEXOS

ANEXO 1

MATRIZ DE CONSISTENCIA LÓGICA DE LA INVESTIGACIÓN

TÍTULO : Diseño de malla de perforación basado en la energía de mezclas explosivas, para optimizar costos de perforación y voladura en Aruntani S.A.C.

	PREGUNTAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA
GENERAL	¿Con la aplicación de mallas de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas se optimizará costos en perforación y voladura, en la mina Aruntani, Moquegua, 2015?	Demostrar que con la aplicación de mallas de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas se optimiza costos en perforación y voladura, en la mina Aruntani, Moquegua, 2015.	La aplicación de mallas de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas optimiza significativamente los costos en perforación y voladura, en la mina Aruntani, Moquegua, 2015.	**VARIABLE INDEPENDIENTE:** Malla de perforación basado en la energía de mezclas explosivas. ***Definición operacional***: Situación de la mina respecto a la aplicación de mallas de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas. ***Indicador***: ✓ Ausencia o presencia de mallas de perforación, basado en la energía de mezclas explosivas como recurso de optimización. ✓ Ausencia: no aplicación de MPBEME (pre test). ✓ Presencia: aplicación del MPBEME (post test). **VARIABLE DEPENDIENTE:** costos en perforación y voladura ***Definición operacional:*** Nivel de optimización de costos en el área de perforación y voladura, en la mina Aruntani. ***Indicador:*** Promedio de rendimiento en el área de perforación y voladura. ✓ Maximización en función de las propiedades geo estructurales de la roca en el nivel de energía necesario para fracturar la roca. ✓ Minimización de costos unitarios de perforación y voladura.	***Tipo de investigación***: Investigación aplicada (Ander – Egg, 1990) Investigación explicativa (Hernández y Fernández. 2014) Investigación cuantitativa (Hernández Pina, 2004) ***Diseño de investigación***: Diseño pre experimental. Un solo grupo con pre test y post test (Hernández y col. 2014) G_E O_1 X O_2 Dónde: GE: Grupo Experimental O1: Pre test X : MPBEME O2: Post test ***Población***: Minas con áreas de perforación y voladura del grupo Aruntani SAC. Minas / frecuencia / % Minas con áreas de perforación y voladura del grupo Aruntani SAC. — 5 — 100 Total — 5 — 100 ***Muestra:*** La muestra se obtuvo en base al tipo no probabilístico, Área de perforación de la Mina Tucari- Moquegua en el cual se aplicó el nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas.
ESPECÍFICAS	1. ¿Cuál es el Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, antes de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas? 2. ¿Cuál es el Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, después de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas?	1. Determinar el Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, antes de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas. 2. Determinar el Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, después de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas.	1. El Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, antes de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas, es deficiente 2. El Nivel de optimización de costos en perforación y voladura en la mina Aruntani, después de la aplicación del nuevo diseño de mallas de perforación basado en la energía de mezclas explosivas, es óptimo.		

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO 2
PRUEBA PRE TEST
DISEÑO DE CARGA DE TALADROS

Tabla 12: Diseño de carga de taladros primarios en mineral - Pre test.

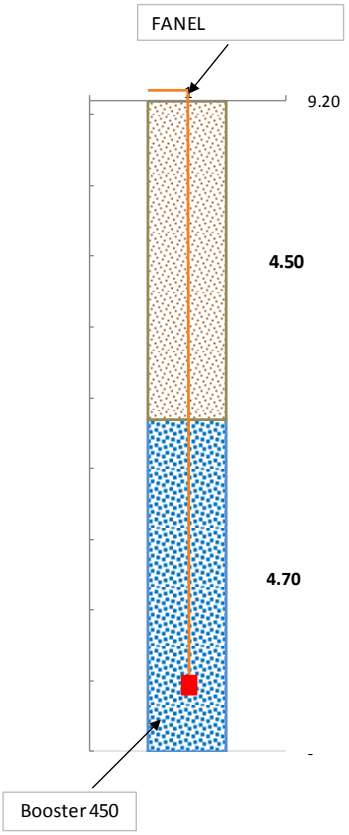
ARU ARUNTANI SAC

DISEÑOS DE CARGA DE TALADROS MINERAL

UNIDAD: TUCARI ***BANCO: 4928 PY- 10*** ***FECHA: 19/10/15***

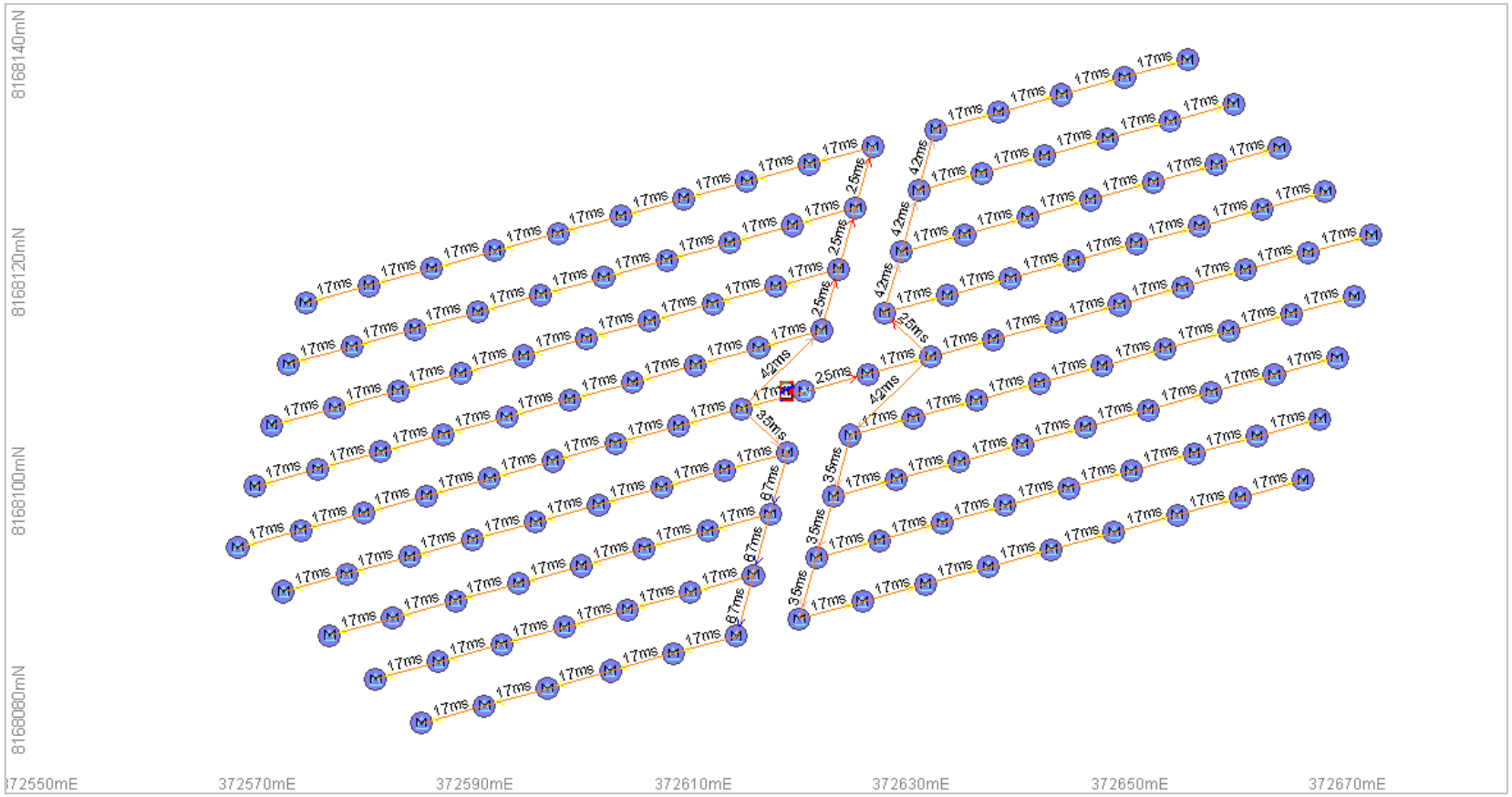
TALADROS DE PRODUCCION

1. PARAMETROS DE PERFORACION	
DIAMETRO TALADRO (pulg)	7.875
ESPACIAMIENTO (m):	6.00
BURDEN (m):	5.20
ALTURA DE BANCO	8.00
SOBREPERFORACION	1.20
PROFUNDIDAD DEL TALADRO	9.20
INCLINACION DE PERFORACION	90°
TOTAL DE TALADROS	151
2. PARAMETROS DE VOLADURA	
INICIADOR (Kg)	0.45
CARGA DE FONDO (m)	4.70
TACO INTERMEDIO (m):	-
CARGA INTERMEDIA (m)	-
TACO FINAL (m)	4.50
TIPO DE EXPLOSIVO POR TALADRO	ANFO
DENSIDAD DEL EXPLOSIVO	0.82
FACTOR DE LA ROCA (gr/cc):	2.30
CANTIDAD DE EXPLOSIVO POR METRO (kg/m)	25.78
CANTIDAD TOTAL DE EXPLOSIVO (kg)	121.18
VOLUMEN ROTO (BCM)	249.60
TONELAJE (Tn/M3)	574.08
FACTOR DE POTENCIA (Kg/Tn)	0.21
FACTOR DE CARGA (Kg/M3)	0.49



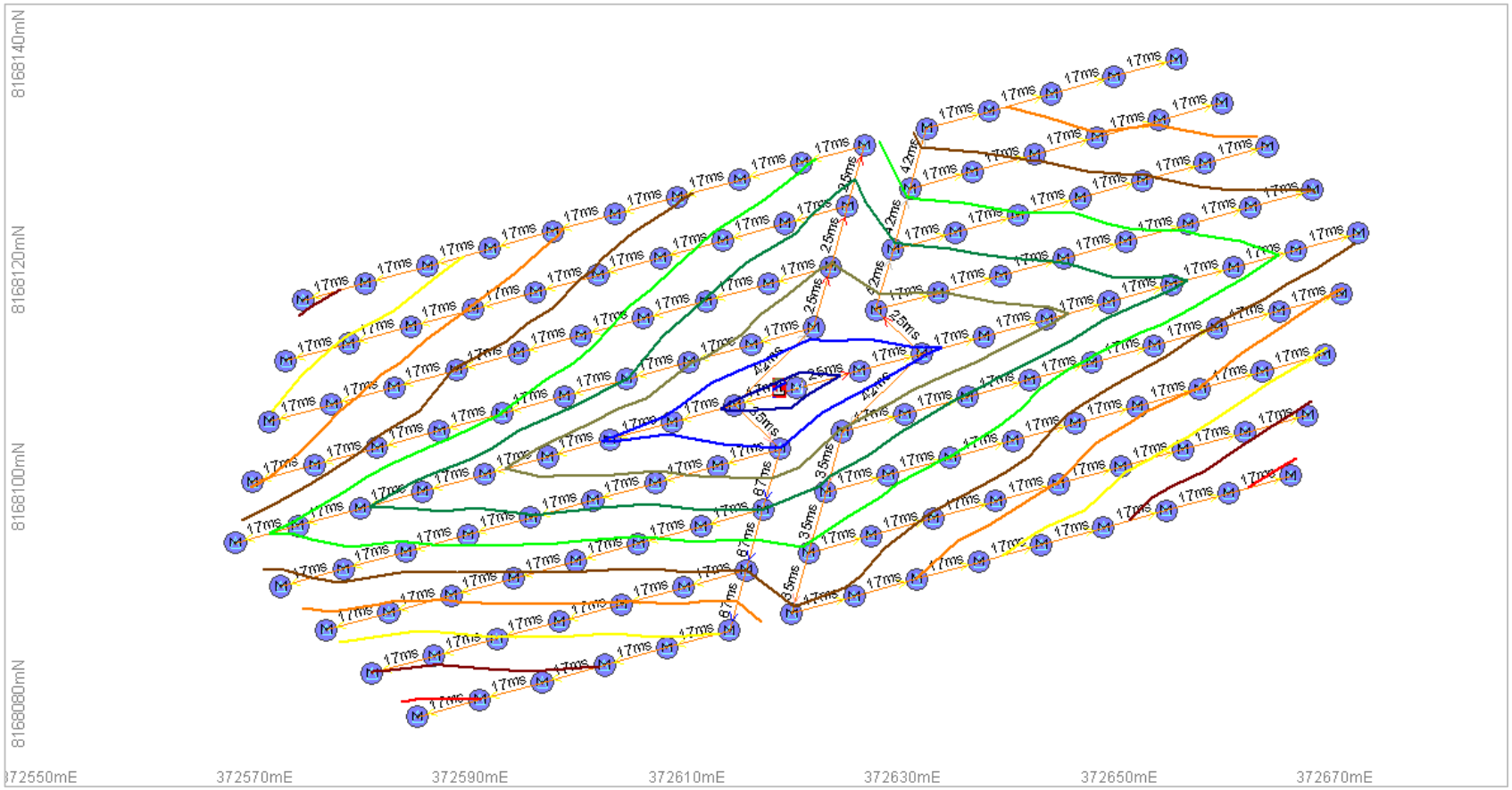
PRUEBA PRE TEST: SECUENCIA DE SALIDA DE DISPARO

Figura 9: Secuencia de salida del disparo.
(Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari)



PRUEBA PRE TEST: CURVAS DE ISOTIEMPOS

Figura 10: Curvas Isotiempo.



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari

PRUEBA PRE TEST: FOTO DE FRAGMENTACIÓN EMPLEADOS PARA EL ANÁLISIS GRANULOMETRICO CON EL SPLIT ENGINNERING

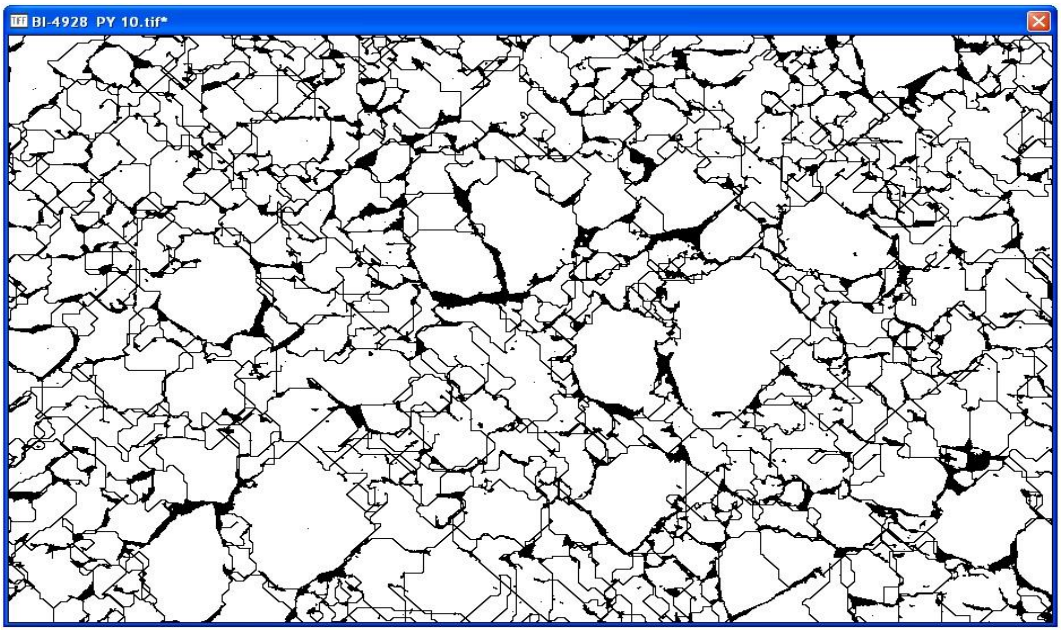
Figura 11: Fotografía de Disparo.

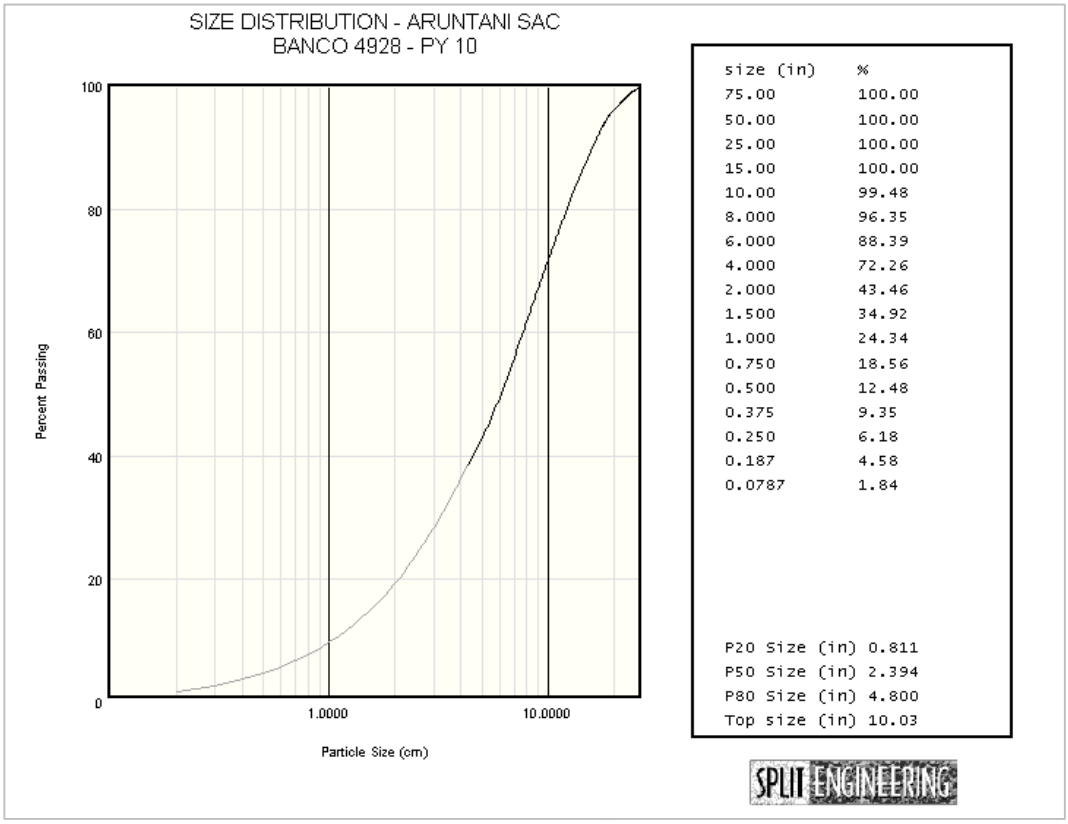


Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA PRE TEST: ANÁLISIS GRANULOMETRICO CON EL SPLIT ENGINNERING

Figura 12: Análisis de Fragmentación.





Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA PRE TEST: CÁLCULO DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Tabla 13: Cálculo de costos de perforación y voladura.

PERFORACION	Und	Mineral
Diametro de Taladro	Pulg	7 7/8
Burden	m	5.2
Espaciamiento	m	6.0
Altura de banco	m	8
Longitud de taladro	m	9.2
Sobre perforación	m	1.2
Densidad de Roca	gr/cc	2.3
Costo por metro	$/m	9.86
Toneladas por taladro	t	574.1
Costo de Perforacion	**$/t**	**0.158**

Explosivo (ANFO)	Und	Mineral
Explosivo	**$/kg**	**0.553**
Densidad	gr/cc	0.82
Densidad lineal	kg/m	25.78
Taco	m	4.5
Columna de carga	m	4.7
Explosivo por taladro	kg/tal	121
Factor de potencia	kg exp/tn	0.211
Costo	$/tal	67.01
Costo de Voladura	**$/tn**	**0.117**
Costo de Perforacion y Voladura	**$/tn**	**0.275**

Fuente: Elaboración Propia.

ANEXO 3
PRUEBA PRE TEST
DISEÑO DE CARGA DE TALADROS

Tabla 14: Diseño de carga de taladros primarios en Desmonte - Pre test.

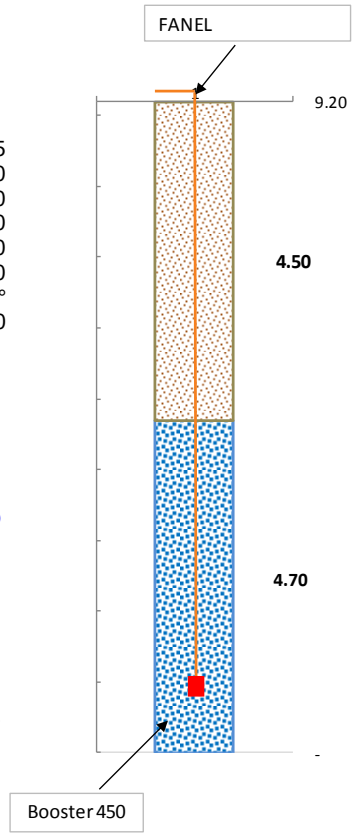
ARU ARUNTANI SAC

DISEÑOS DE CARGA DE TALADROS DESMONTE

UNIDAD: TUCARI ***BANCO: 4984 PY- 61*** ***FECHA: 25/10/15***

TALADROS DE PRODUCCION

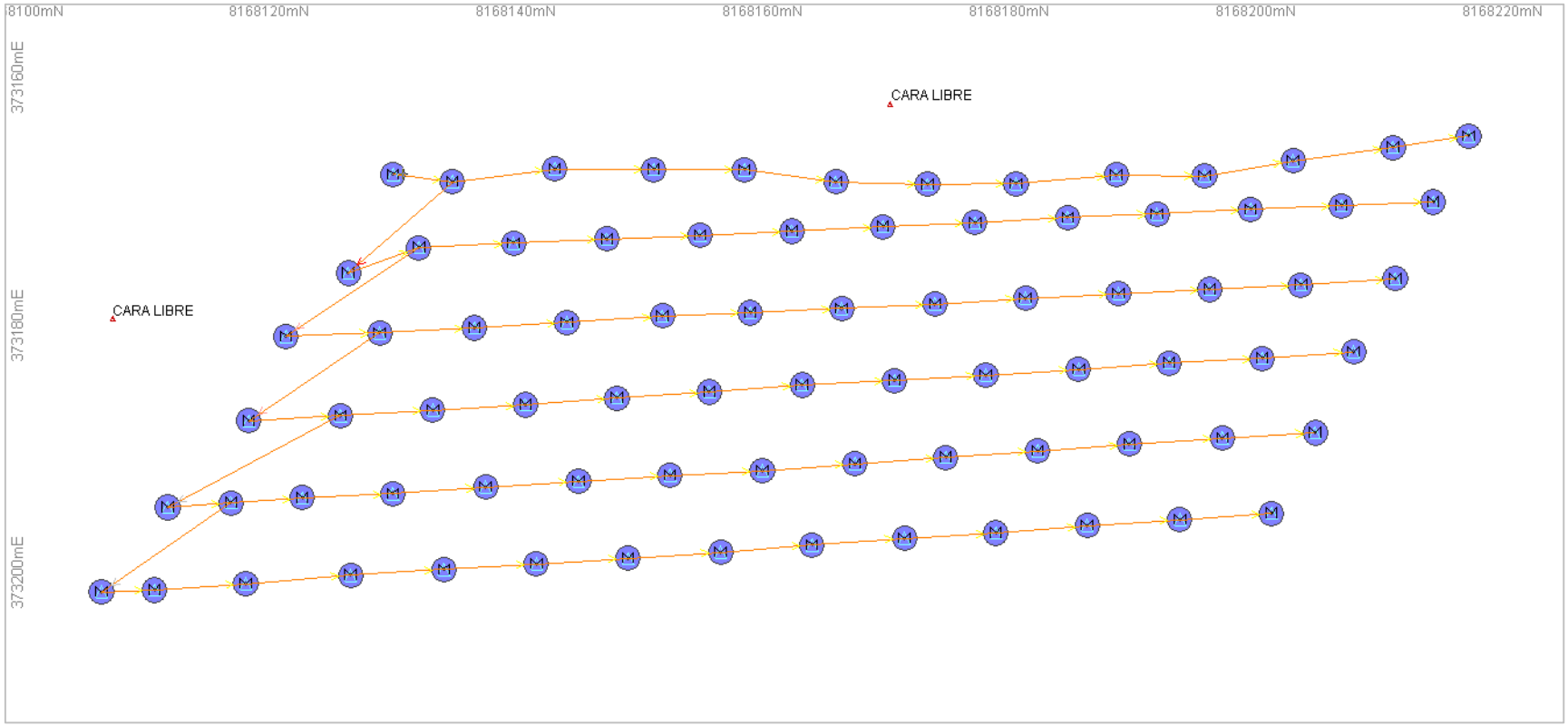
1. PARAMETROS DE PERFORACION	
DIAMETRO TALADRO (pulg)	7.875
ESPACIAMIENTO (m):	6.30
BURDEN (m):	5.50
ALTURA DE BANCO	8.00
SOBREPERFORACION	1.20
PROFUNDIDAD DEL TALADRO	9.20
INCLINACION DE PERFORACION	90°
TOTAL DE TALADROS	80
2. PARAMETROS DE VOLADURA	
INICIADOR (Kg)	0.45
CARGA DE FONDO (m)	4.70
TACO INTERMEDIO (m):	-
CARGA INTERMEDIA (m)	-
TACO FINAL (m)	4.50
TIPO DE EXPLOSIVO POR TALADRO	ANFO
DENSIDAD DEL EXPLOSIVO	0.82
FACTOR DE LA ROCA (gr/cc):	2.30
CANTIDAD DE EXPLOSIVO POR METRO (kg/m)	25.78
CANTIDAD TOTAL DE EXPLOSIVO (kg)	121.18
VOLUMEN ROTO (BCM)	277.20
TONELAJE (Tn/M3)	637.56
FACTOR DE POTENCIA (Kg/Tn)	0.19
FACTOR DE CARGA (Kg/M3)	0.44



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA PRE TEST: SECUENCIA DE SALIDA DE DISPARO

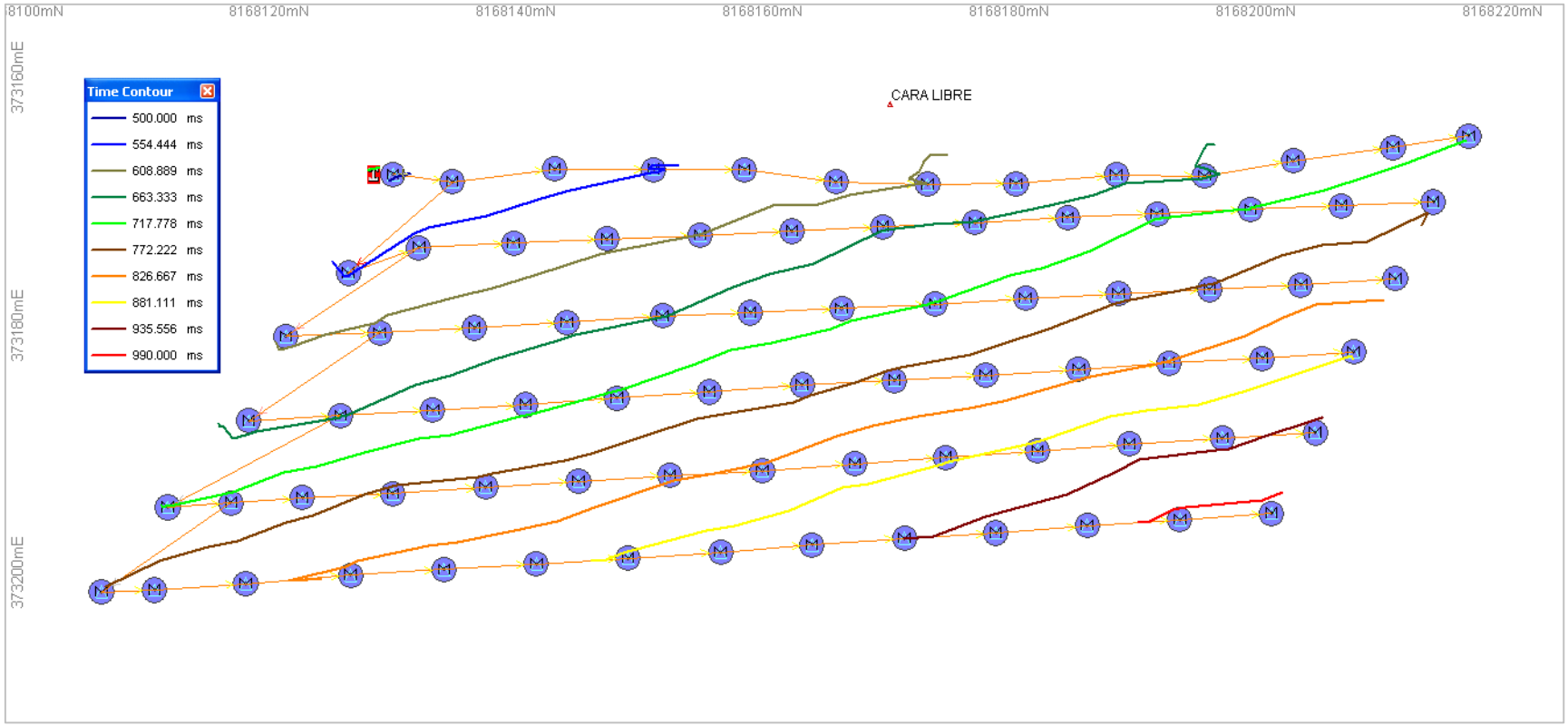
Figura 13: Secuencia de salida del disparo.



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA PRE TEST: CURVAS DE ISOTIEMPOS

Figura 14: Curvas Isotiempo.



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA PRE TEST: FOTO DE FRAGMENTACIÓN EMPLEADOS PARA EL ANÁLISIS GRANULOMETRICO CON EL SPLIT ENGINNERING

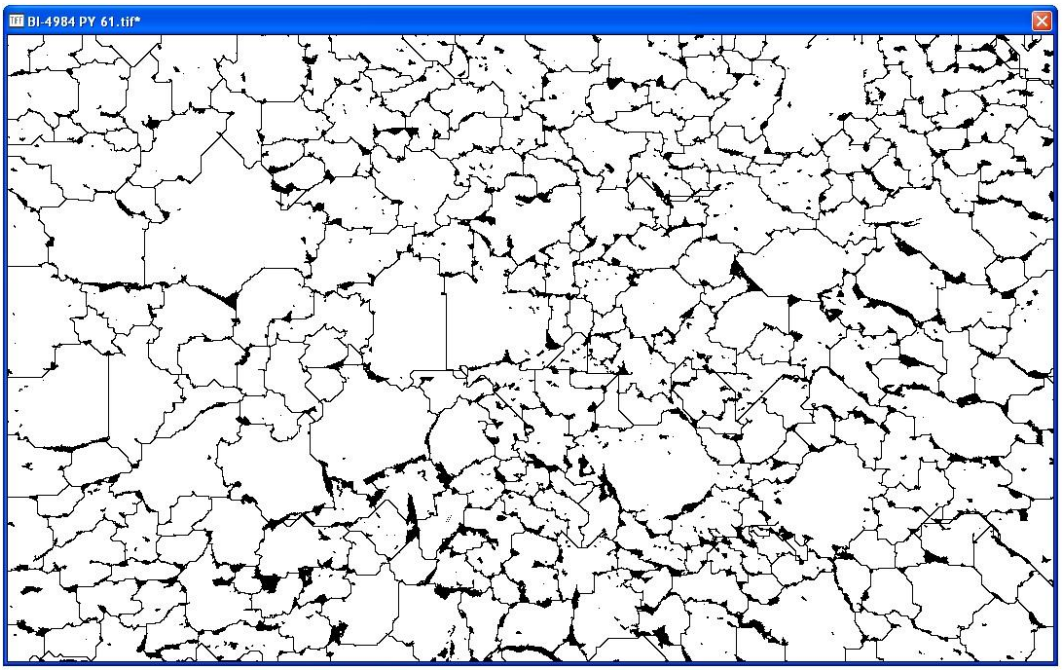
Figura 15: Fotografía de Disparo.

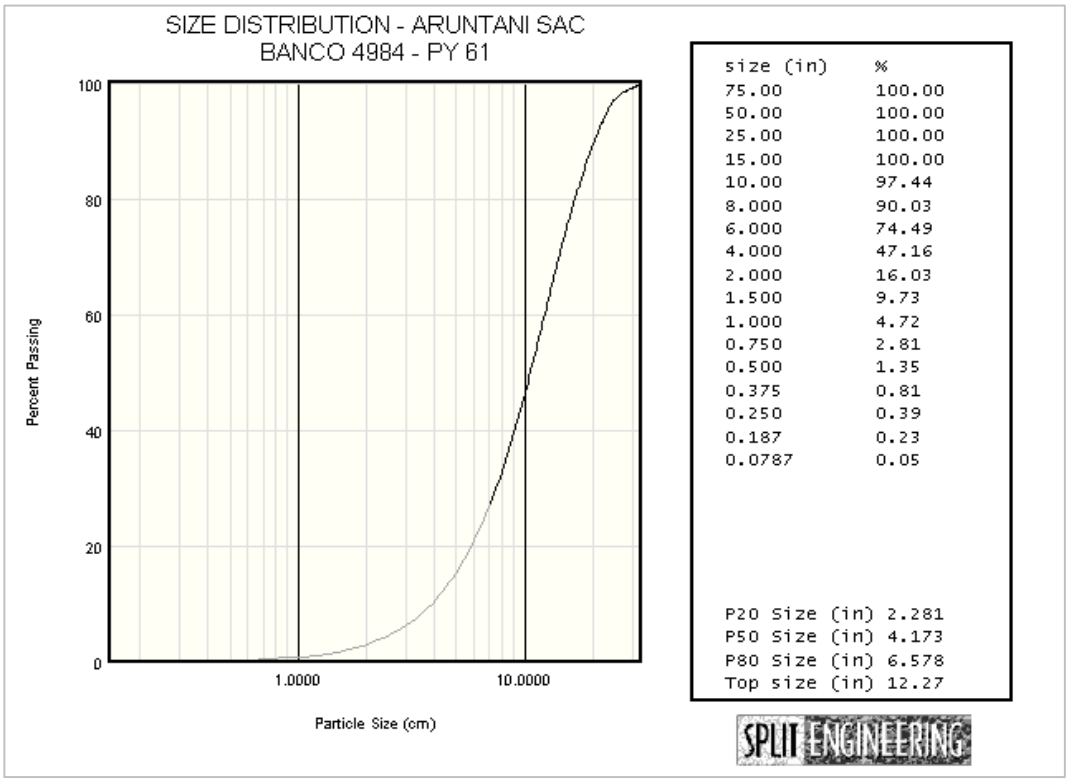


Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA PRE TEST: ANÁLISIS GRANULOMETRICO CON EL SPLIT ENGINNERING

Figura 16: Análisis de Fragmentación.





Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA PRE TEST: CÁLCULO DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Tabla 15: Cálculo de costos de perforación y voladura.

PERFORACION	Und	Desmonte
Diametro de Taladro	Pulg	7 7/8
Burden	m	5.5
Espaciamiento	m	6.3
Altura de banco	m	8
Longitud de taladro	m	9.2
Sobre perforación	m	1.2
Densidad de Roca	gr/cc	2.3
Costo por metro	$/m	9.86
Toneladas por taladro	t	637.6
Costo de Perforacion	**$/t**	**0.142**

Explosivo (ANFO)	Und	Desmonte
Explosivo	**$/kg**	**0.553**
Densidad	gr/cc	0.82
Densidad lineal	kg/m	25.78
Taco	m	4.5
Columna de carga	m	4.7
Explosivo por taladro	kg/tal	121
Factor de potencia	kg exp/tn	0.190
Costo	$/tal	67.01
Costo de Voladura	**$/tn**	**0.105**
Costo de Perforacion y Voladura	**$/tn**	**0.247**

Fuente: Elaboración Propia.

ANEXO 4
PRUEBA 01 POST TEST
DISEÑO DE CARGA DE TALADROS

Tabla 16: Diseño de carga de taladros primarios en mineral.

ARU ARUNTANI SAC

DISEÑOS DE CARGA DE TALADROS MINERAL

UNIDAD: TUCARI ***BANCO: 4960 PY- 04*** ***FECHA: 08/11/15***

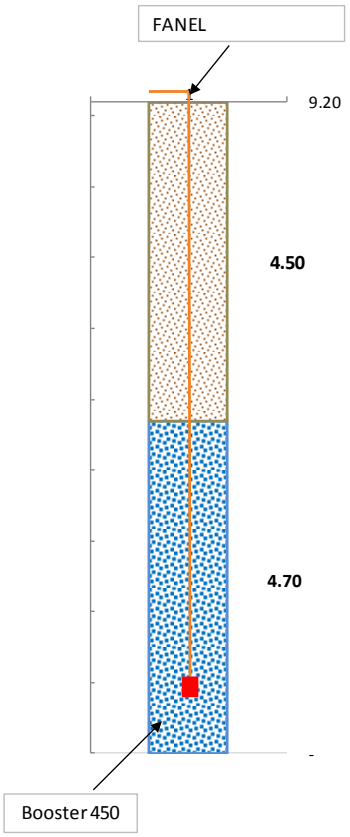
TALADROS DE PRODUCCION

1. PARAMETROS DE PERFORACION

DIAMETRO TALADRO (pulg)	7.875
ESPACIAMIENTO (m):	6.70
BURDEN (m):	5.80
ALTURA DE BANCO	8.00
SOBREPERFORACION	1.20
PROFUNDIDAD DEL TALADRO	9.20
INCLINACION DE PERFORACION	90°
TOTAL DE TALADROS	103

2. PARAMETROS DE VOLADURA

INICIADOR (Kg)	0.45
CARGA DE FONDO (m)	4.70
TACO INTERMEDIO (m):	-
CARGA INTERMEDIA (m)	-
TACO FINAL (m)	4.50
TIPO DE EXPLOSIVO POR TALADRO	HA 55
DENSIDAD DEL EXPLOSIVO	1.26
FACTOR DE LA ROCA (gr/cc):	2.30
CANTIDAD DE EXPLOSIVO POR METRO (kg/m)	39.62
CANTIDAD TOTAL DE EXPLOSIVO (kg)	186.20
VOLUMEN ROTO (BCM)	310.88
TONELAJE (Tn/M3)	715.02
FACTOR DE POTENCIA (Kg/Tn)	0.26
FACTOR DE CARGA (Kg/M3)	0.60



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 01: SECUENCIA DE SALIDA DE DISPARO

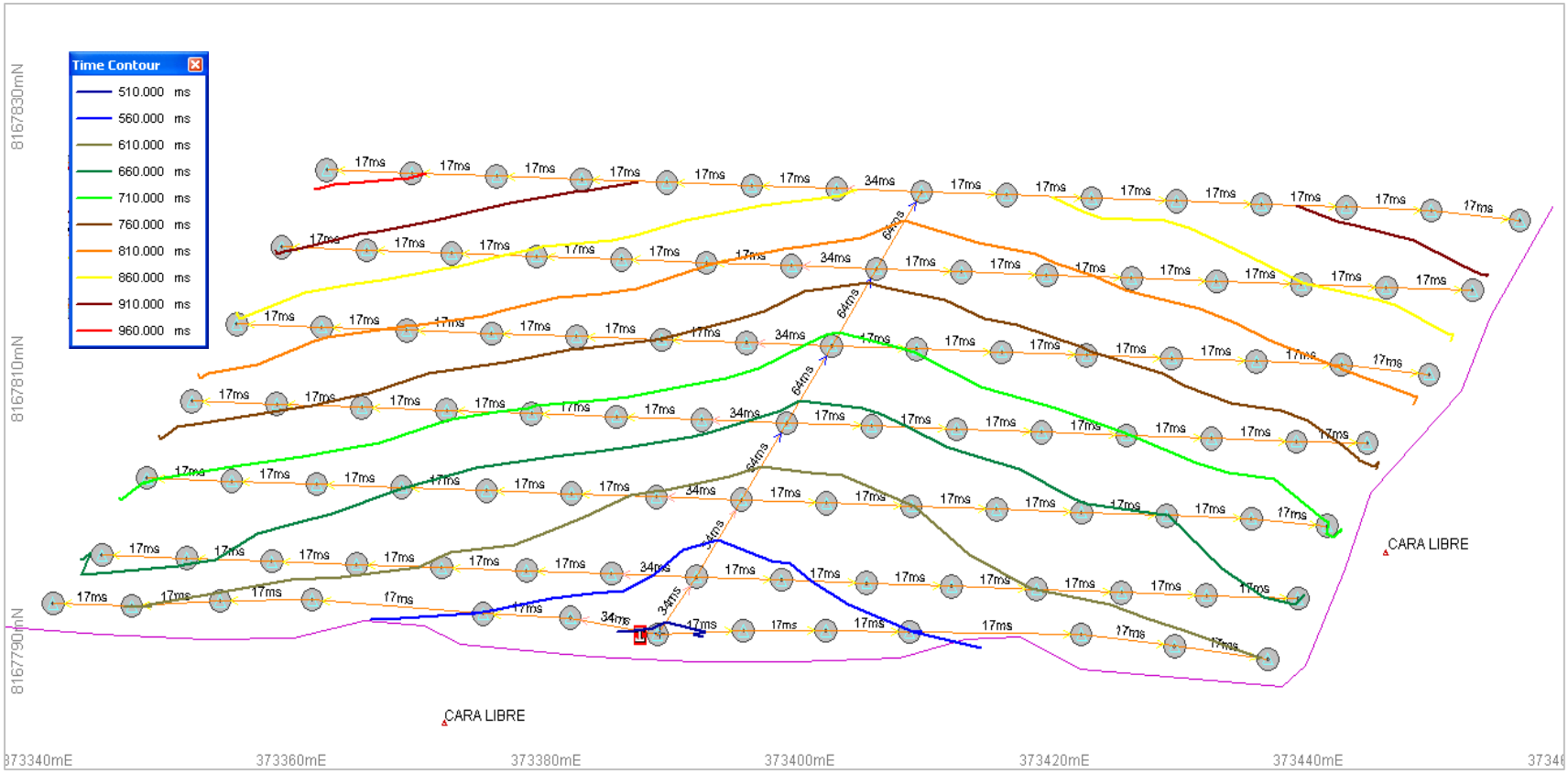
Figura 17: Secuencia de salida del disparo.



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 01: CURVAS ISOTIEMPO

Figura 18: Curvas Isotiempo.



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 01: FOTO DE FRAGMENTACIÓN EMPLEADOS PARA EL ANÁLISIS GRANULOMETRICO CON EL SPLIT ENGINNERING

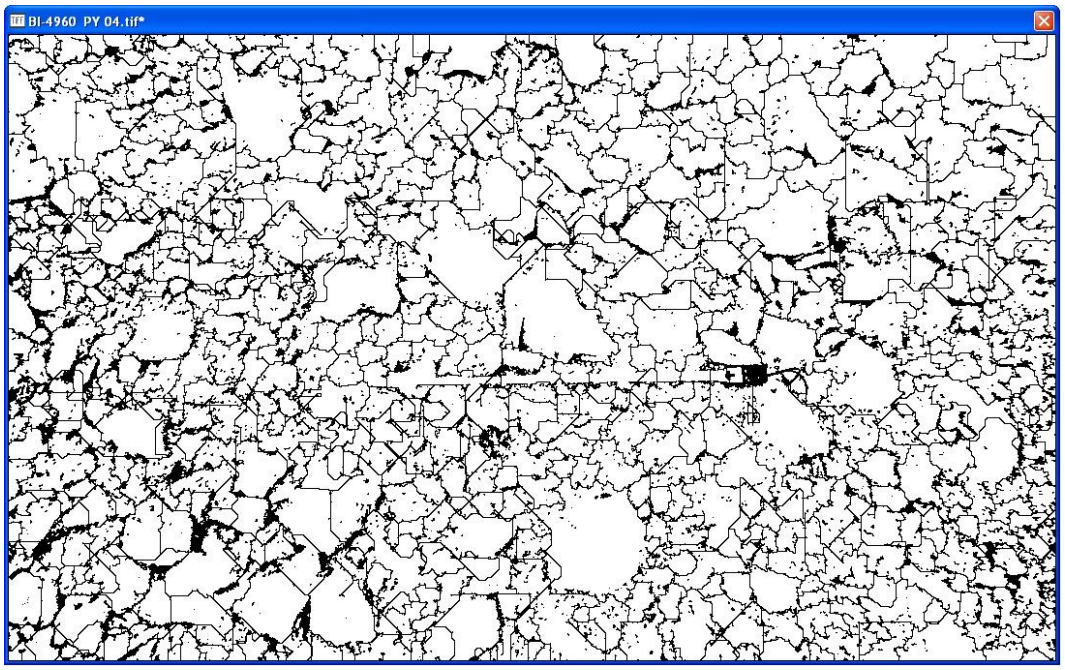
Figura 19: Fotografía de Disparo.

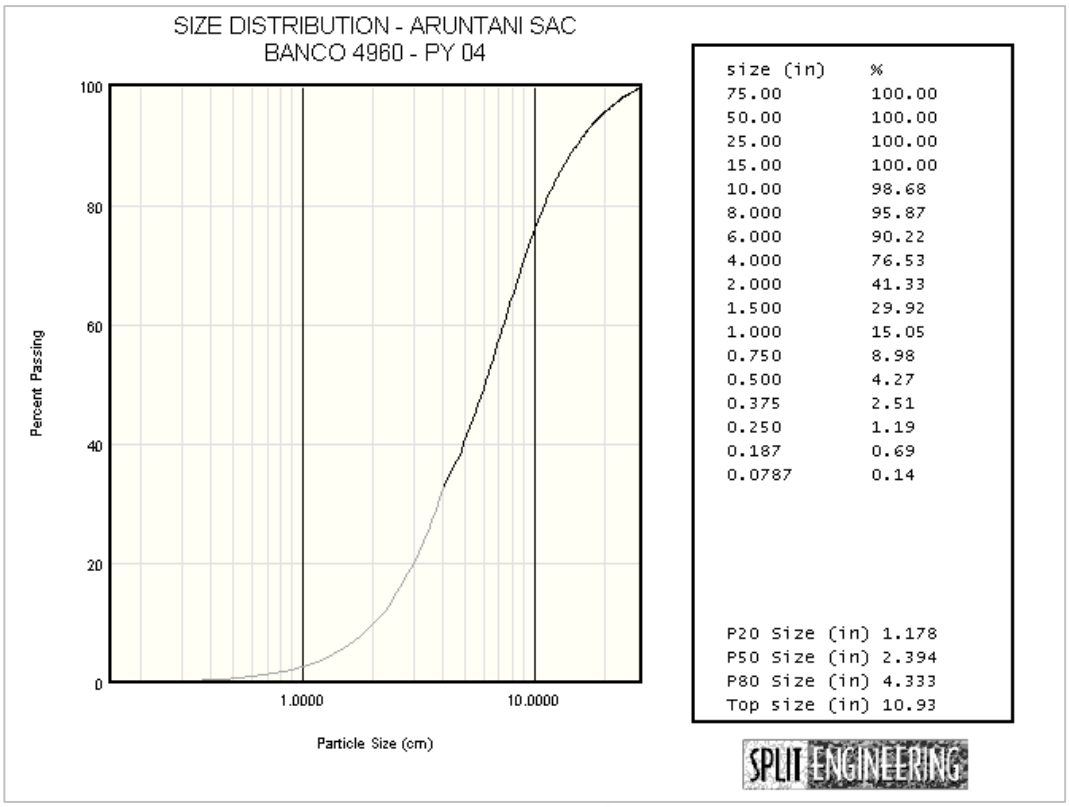


Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 01: ANÁLISIS GRANULOMETRICO CON EL SPLIT ENGINNERING

Figura 20: Análisis de Fragmentación.





Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 01: CÁLCULO DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Tabla 17: Cálculo de costos de perforación y voladura.

PERFORACION	Und	Mineral
Diametro de Taladro	Pulg	7 7/8
Burden	m	5.8
Espaciamiento	m	6.7
Altura de banco	m	8
Longitud de taladro	m	9.2
Sobre perforación	m	1.2
Densidad de Roca	gr/cc	2.3
Costo por metro	$/m	9.86
Toneladas por taladro	t	715.0
Costo de Perforacion	**$/t**	**0.127**

Explosivo (Anfo pesado 50/50)	Und	Mineral
Explosivo	**$/kg**	**0.516**
Densidad	gr/cc	1.26
Densidad lineal	kg/m	39.62
Taco	m	4.5
Columna de carga	m	4.7
Explosivo por taladro	kg/tal	186
Factor de potencia	kg exp/tn	0.260
Costo	$/tal	96.08
Costo de Voladura	**$/tn**	**0.134**
Costo de Perforacion y Voladura	**$/tn**	**0.261**

Fuente: Elaboración Propia.

ANEXO 5

PRUEBA 02 POST TEST

DISEÑO DE CARGA DE TALADRO

Tabla 18: Diseño de carga de taladros primarios en desmonte.

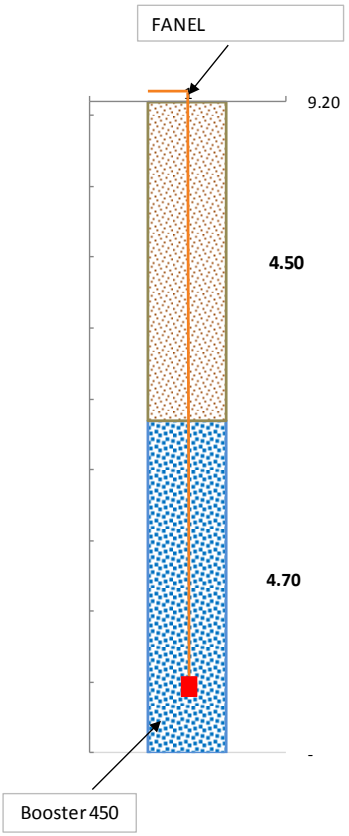
ARU ARUNTANI SAC

DISEÑOS DE CARGA DE TALADROS DESMONTE

UNIDAD: TUCARI ***BANCO: 4984 PY-62*** ***FECHA: 13/11/15***

TALADROS DE PRODUCCION

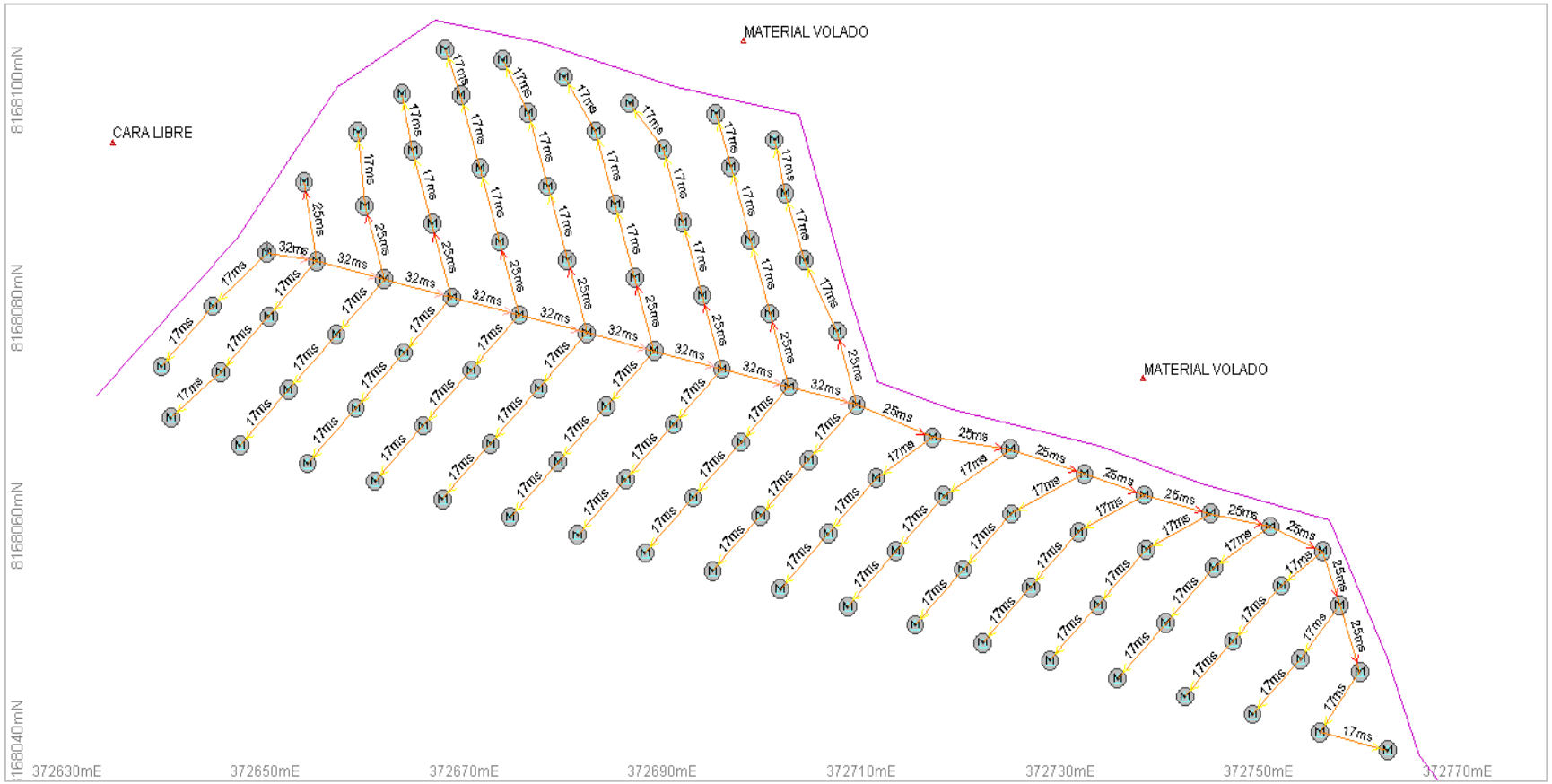
1. PARAMETROS DE PERFORACION	
DIAMETRO TALADRO (pulg)	7.875
ESPACIAMIENTO (m):	7.00
BURDEN (m):	6.10
ALTURA DE BANCO	8.00
SOBREPERFORACION	1.20
PROFUNDIDAD DEL TALADRO	9.20
INCLINACION DE PERFORACION	90°
TOTAL DE TALADROS	103
2. PARAMETROS DE VOLADURA	
INICIADOR (Kg)	0.45
CARGA DE FONDO (m)	4.70
TACO INTERMEDIO (m):	-
CARGA INTERMEDIA (m)	-
TACO FINAL (m)	4.50
TIPO DE EXPLOSIVO POR TALADRO	HA 55
DENSIDAD DEL EXPLOSIVO	1.26
FACTOR DE LA ROCA (gr/cc):	2.30
CANTIDAD DE EXPLOSIVO POR METRO (kg/m)	39.62
CANTIDAD TOTAL DE EXPLOSIVO (kg)	186.20
VOLUMEN ROTO (BCM)	341.60
TONELAJE (Tn/M3)	785.68
FACTOR DE POTENCIA (Kg/Tn)	0.24
FACTOR DE CARGA (Kg/M3)	0.55



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 02: SECUENCIA DE SALIDA DE DISPARO DESMONTE

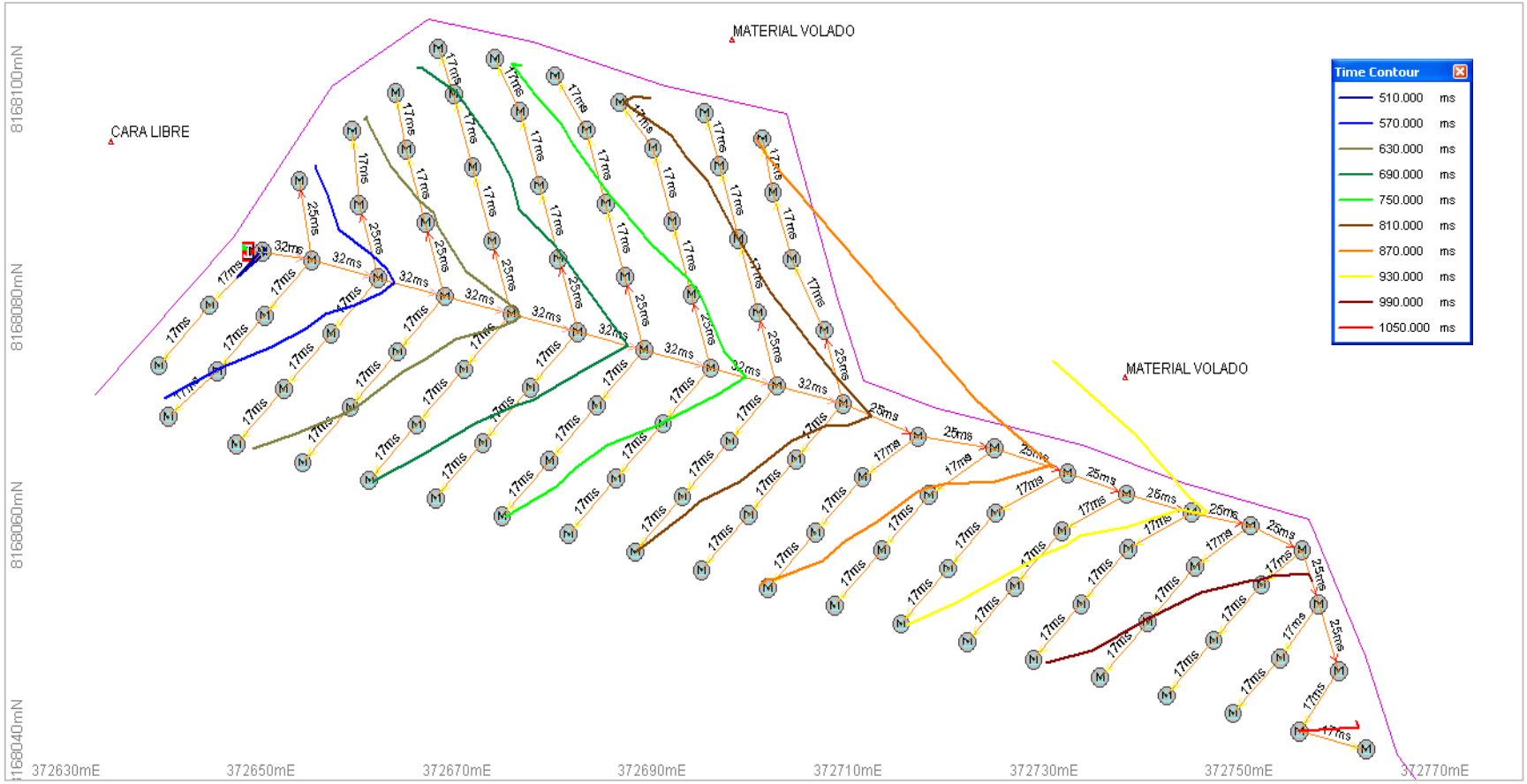
Figura 21: Secuencia de salida del disparo.



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 02: CURVAS DE ISOTIEMPOS

Figura 22: Curvas Isotiempo.



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 02: FOTO DE FRAGMENTACIÓN EMPLEADOS PARA EL ANÁLISIS GRANULOMETRICO CON EL SPLIT ENGINNERING

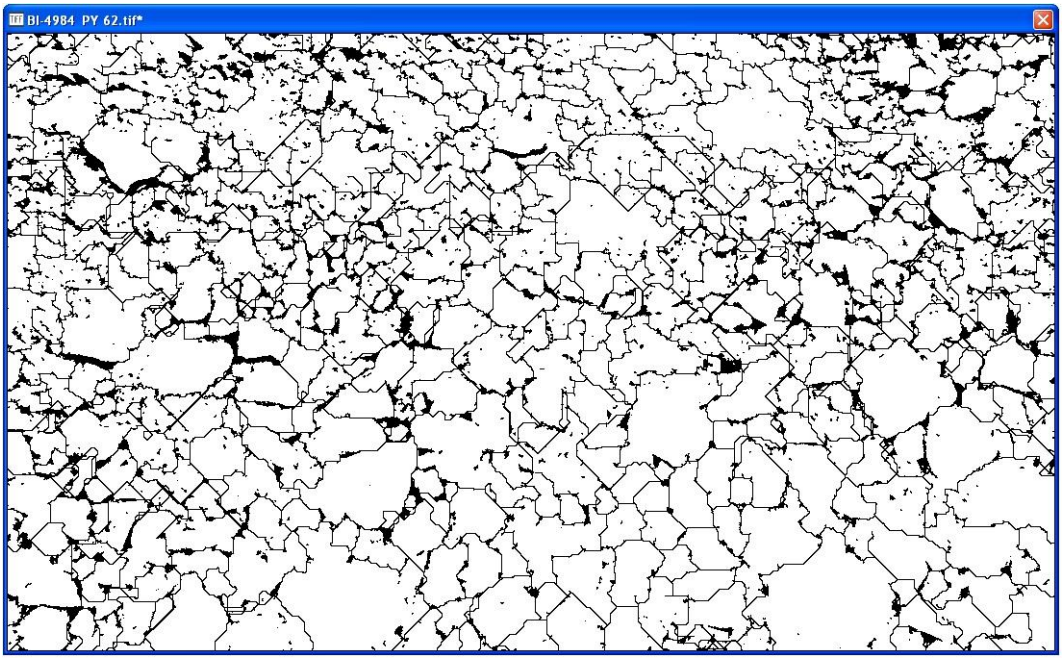
Figura 23: Fotografía de Disparo.

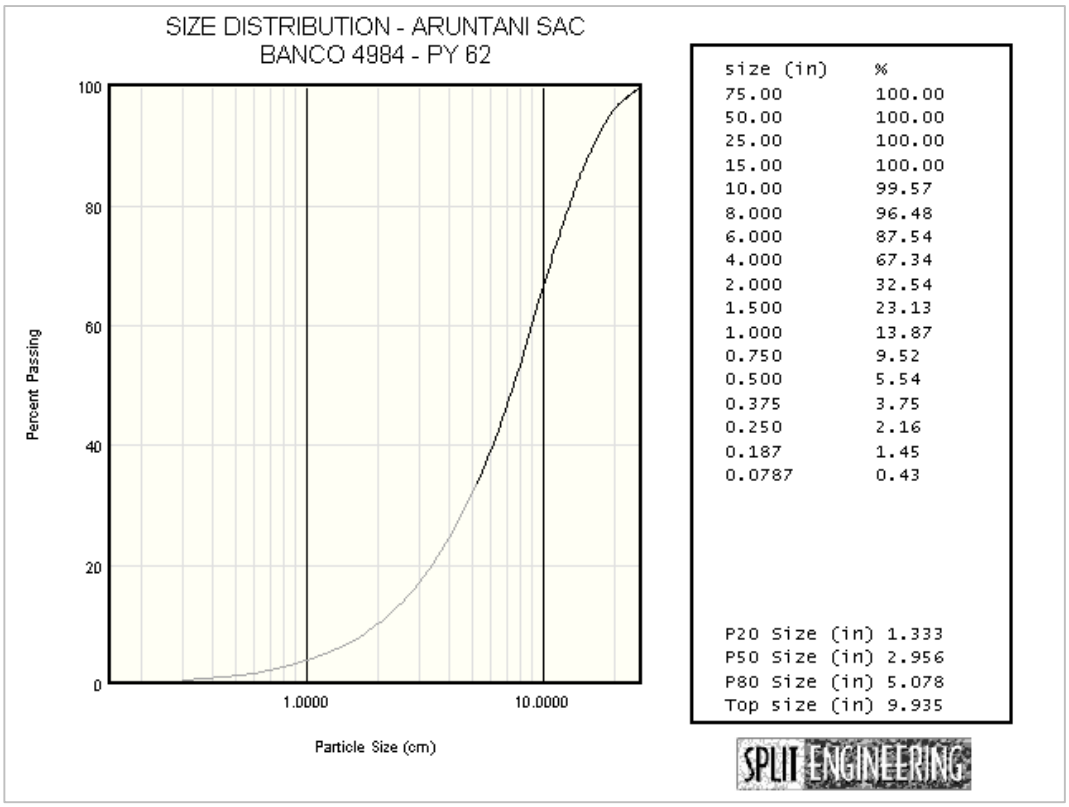


Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 02: ANÁLISIS GRANULOMETRICO CON EL SPLIT ENGINNERING

Figura 24: Análisis de Fragmentación.





Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 02: CÁLCULO DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Tabla 19: Cálculo de costos de perforación y voladura.

PERFORACION	Und	Desmonte
Diametro de Taladro	Pulg	7 7/8
Burden	m	6.1
Espaciamiento	m	7.0
Altura de banco	m	8
Longitud de taladro	m	9.2
Sobre perforación	m	1.2
Densidad de Roca	gr/cc	2.3
Costo por metro	$/m	9.86
Toneladas por taladro	t	785.7
Costo de Perforacion	**$/t**	**0.115**

Explosivo (Anfo pesado 50/50)	Und	Desmonte
Explosivo	**$/kg**	**0.516**
Densidad	gr/cc	1.26
Densidad lineal	kg/m	39.62
Taco	m	4.5
Columna de carga	m	4.7
Explosivo por taladro	kg/tal	186
Factor de potencia	kg exp/tn	0.237
Costo	$/tal	96.08
Costo de Voladura	**$/tn**	**0.122**
Costo de Perforacion y Voladura	**$/tn**	**0.238**

Fuente: Elaboración Propia.

ANEXO 6
PRUEBA 03 POST TEST
DISEÑO DE CARGA DE TALADRO

Tabla 20: Diseño de carga de taladros primarios en desmonte.

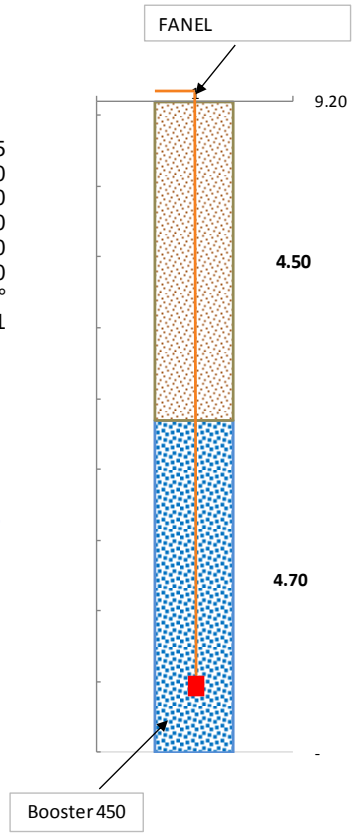
ARU ARUNTANI SAC

DISEÑOS DE CARGA DE TALADROS MINERAL

UNIDAD: TUCARI ***BANCO: 4976 PY 48*** ***FECHA: 17/11/15***

TALADROS DE PRODUCCION

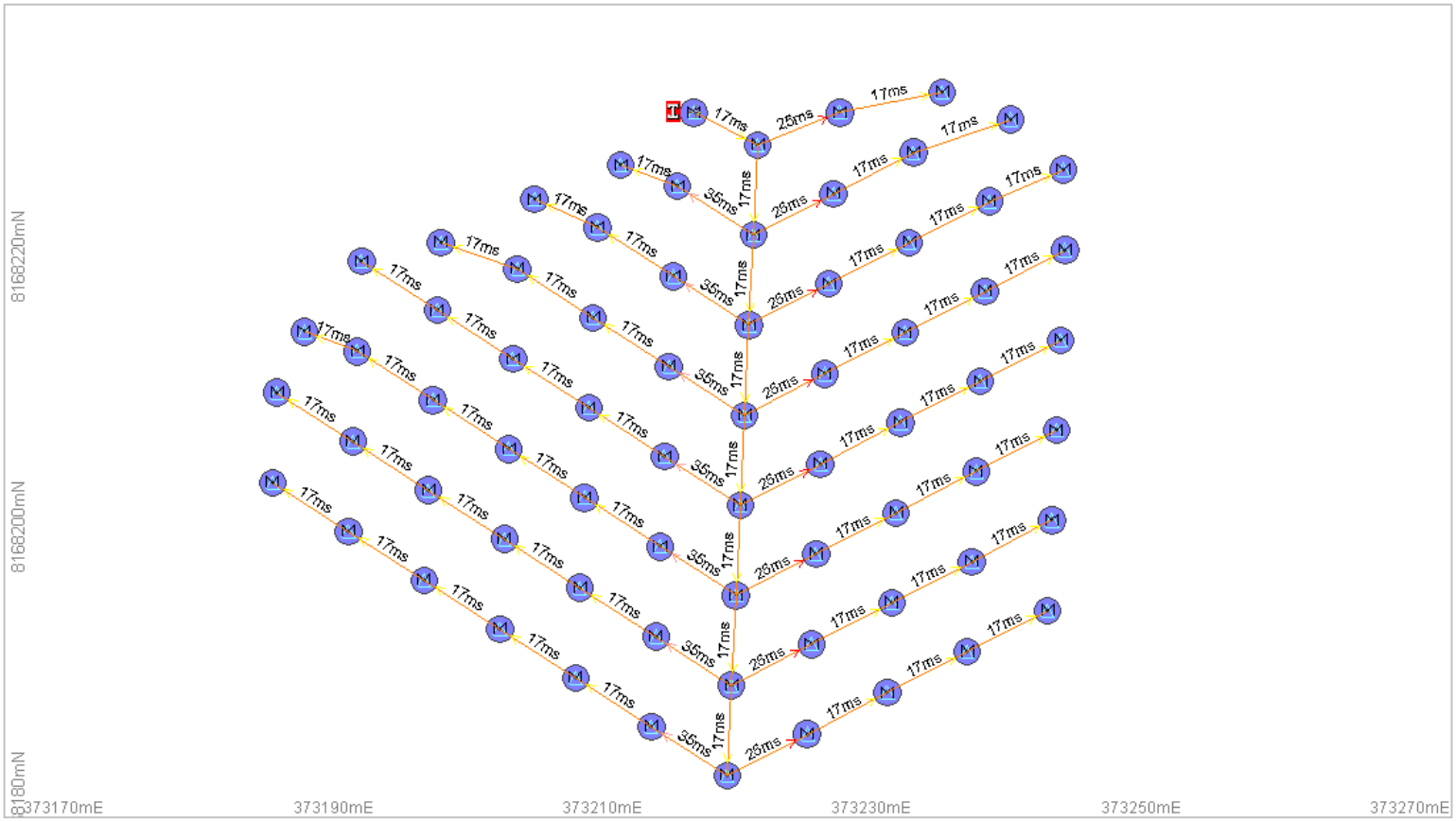
1. PARAMETROS DE PERFORACION	
DIAMETRO TALADRO (pulg)	7.875
ESPACIAMIENTO (m):	6.70
BURDEN (m):	5.80
ALTURA DE BANCO	8.00
SOBREPERFORACION	1.20
PROFUNDIDAD DEL TALADRO	9.20
INCLINACION DE PERFORACION	90°
TOTAL DE TALADROS	71
2. PARAMETROS DE VOLADURA	
INICIADOR (Kg)	0.45
CARGA DE FONDO (m)	4.70
TACO INTERMEDIO (m):	-
CARGA INTERMEDIA (m)	-
TACO FINAL (m)	4.50
TIPO DE EXPLOSIVO POR TALADRO	HA 55
DENSIDAD DEL EXPLOSIVO	1.26
FACTOR DE LA ROCA (gr/cc):	2.30
CANTIDAD DE EXPLOSIVO POR METRO (kg/m)	39.62
CANTIDAD TOTAL DE EXPLOSIVO (kg)	186.20
VOLUMEN ROTO (BCM)	310.88
TONELAJE (Tn/M3)	715.02
FACTOR DE POTENCIA (Kg/Tn)	0.26
FACTOR DE CARGA (Kg/M3)	0.60



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 03: SECUENCIA DE SALIDA DE DISPARO MINERAL

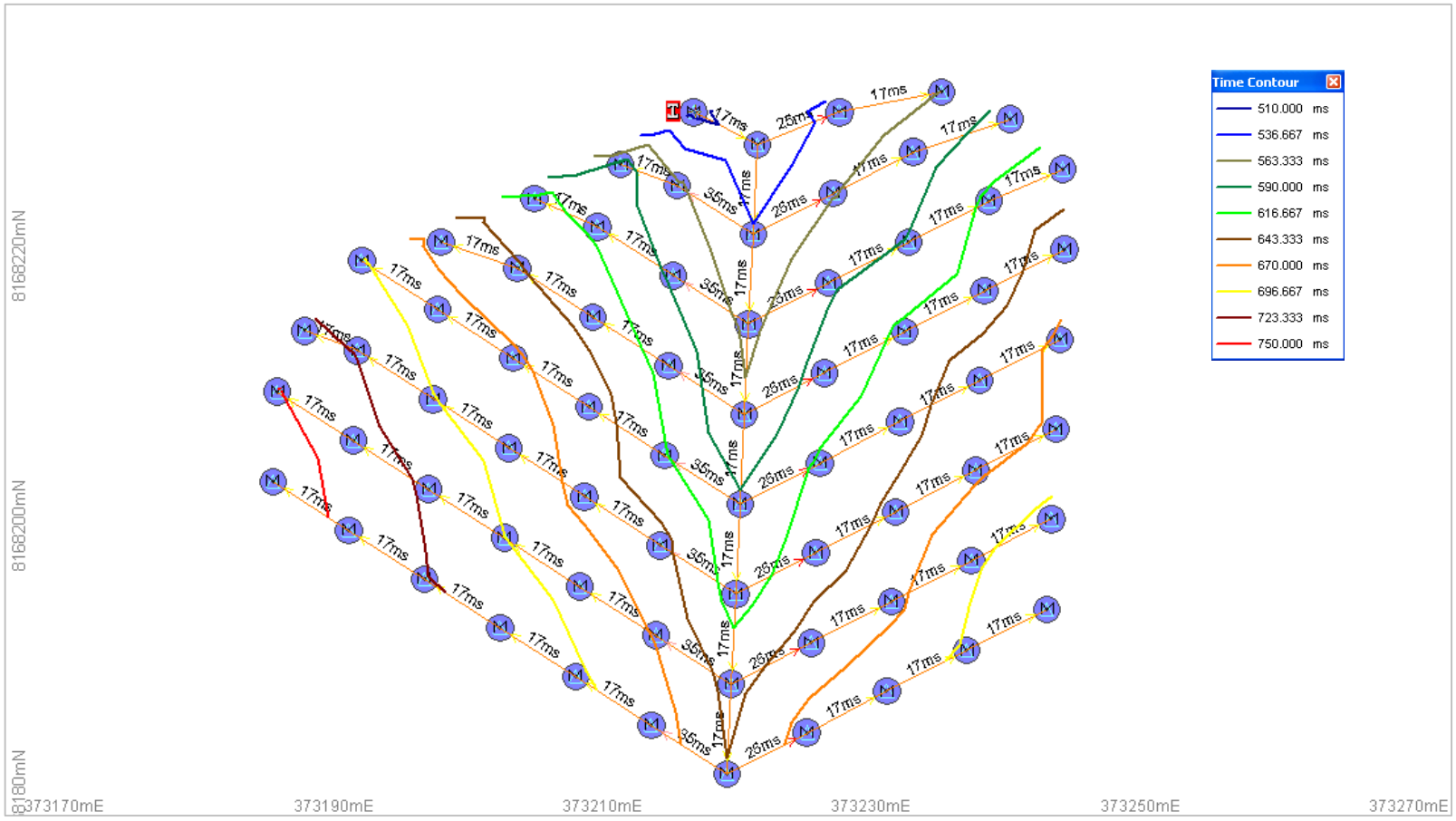
Figura 25: Secuencia de salida del disparo.



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 03: CURVAS DE ISOTIEMPOS

Figura 26: Curvas Isotiempo.



Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 03: FOTO DE FRAGMENTACIÓN EMPLEADOS PARA EL ANÁLISIS GRANULOMETRICO CON EL SPLIT ENGINNERING

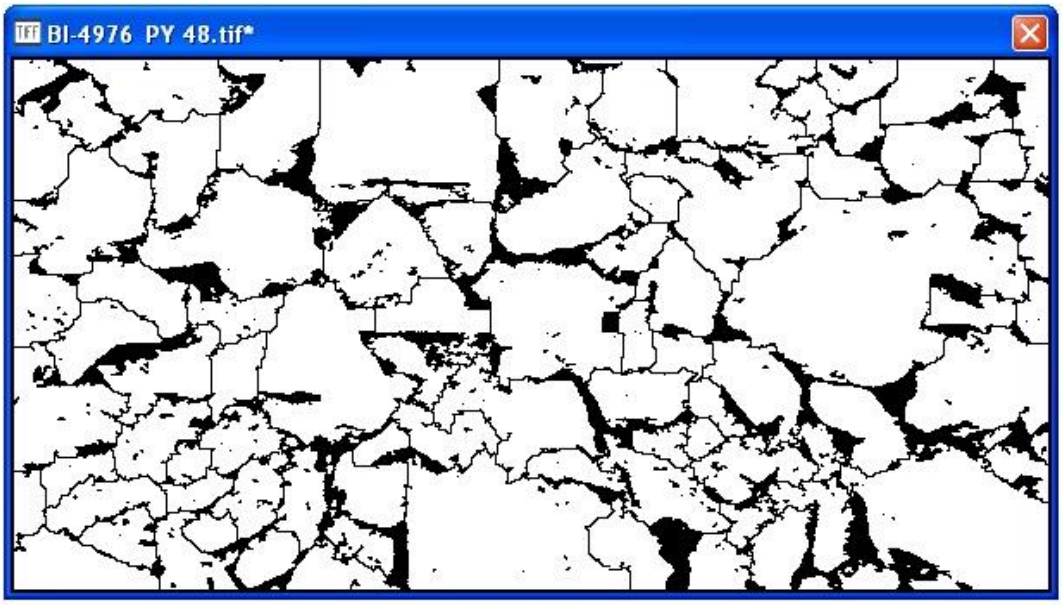
Figura 27: Fotografía de Disparo.

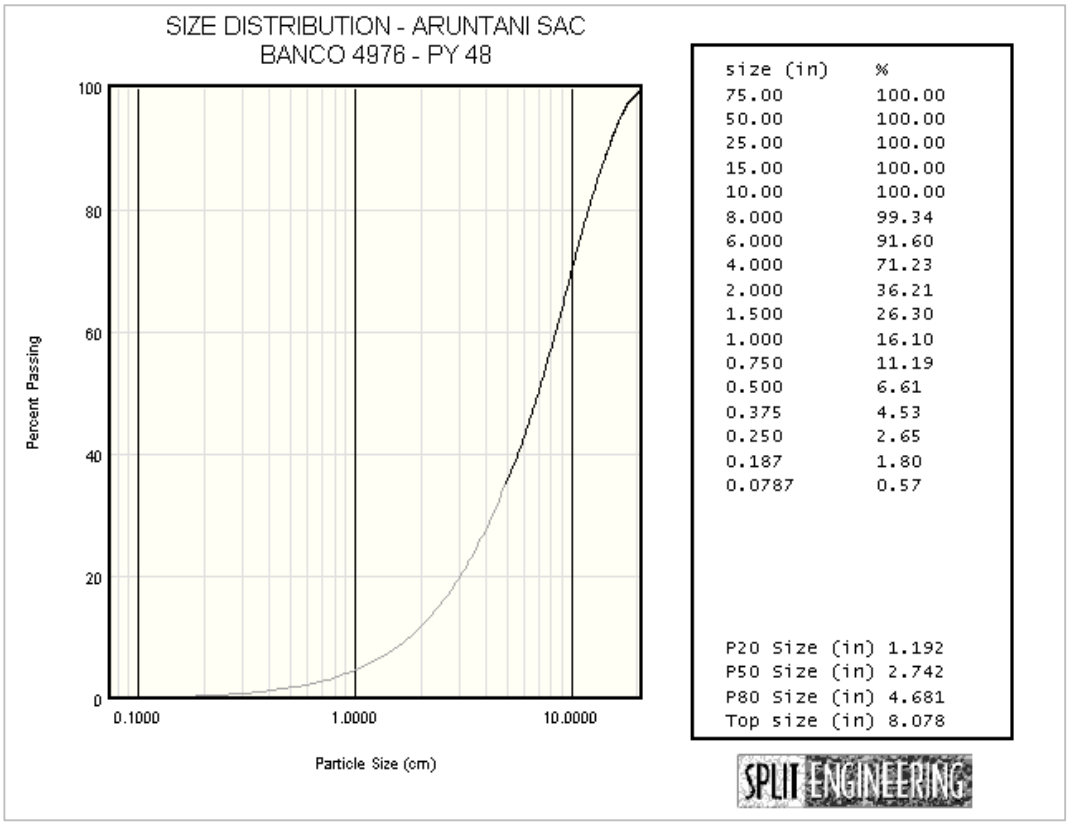


Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 03: ANÁLISIS GRANULOMETRICO CON EL SPLIT ENGINNERING

Figura 28: Análisis de Fragmentación.





Fuente: Departamento de perforación y voladura mina Tucari.

PRUEBA 03: CÁLCULO DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Tabla 21: Cálculo de costos de perforación y voladura.

PERFORACION	Und	Mineral
Diametro de Taladro	Pulg	7 7/8
Burden	m	5.8
Espaciamiento	m	6.7
Altura de banco	m	8
Longitud de taladro	m	9.2
Sobre perforación	m	1.2
Densidad de Roca	gr/cc	2.3
Costo por metro	$/m	9.86
Toneladas por taladro	t	715.0
Costo de Perforacion	**$/t**	**0.127**

Explosivo (Anfo pesado 50/50)	Und	Mineral
Explosivo	**$/kg**	**0.516**
Densidad	gr/cc	1.26
Densidad lineal	kg/m	39.62
Taco	m	4.5
Columna de carga	m	4.7
Explosivo por taladro	kg/tal	186
Factor de potencia	kg exp/tn	0.260
Costo	$/tal	96.08
Costo de Voladura	**$/tn**	**0.134**
Costo de Perforacion y Voladura	**$/tn**	**0.261**

Fuente: Elaboración Propia.

ANEXO 7

CÁLCULO DEL MARGEN OPERATIVO

Tabla 22: Cálculo margen operativo y evaluación de cash cost.

Item	tipo	Unid.	Pre test	Post test
Produccion Mineral	Oxidos	t	645,623	645,623
Produccion Desmonte		t	477,761	477,761
Ley Au		gr/t	0.45	0.45
Rec_metalurgica Au		%	77	77
Produccion Oz		oz	7,192	7,192
S.R			0.74	0.74
Produccion Onzas		oz	7,192	7,192
Precio Au		US$/oz	1200	1,200
Ventas		US$	8,630,867	8,630,867
Comercializacion		US$	107,886	107,886
mineral			1,187,947	1,178,917
desmonte			678,421	674,101
Mina		US$	1,866,368	1,853,018
Proceso Metalurgico		US$	1,297,703	1,297,703
Indirectos		US$	435,835	435,835
Costos		US$	3,707,791	3,694,441
Cash Cost		US$/oz	516	514
Utilidad Bruta		US$	4,923,076	**4,936,426**
Margen de Utilidad Bruta		%	57.0%	**57.2%**

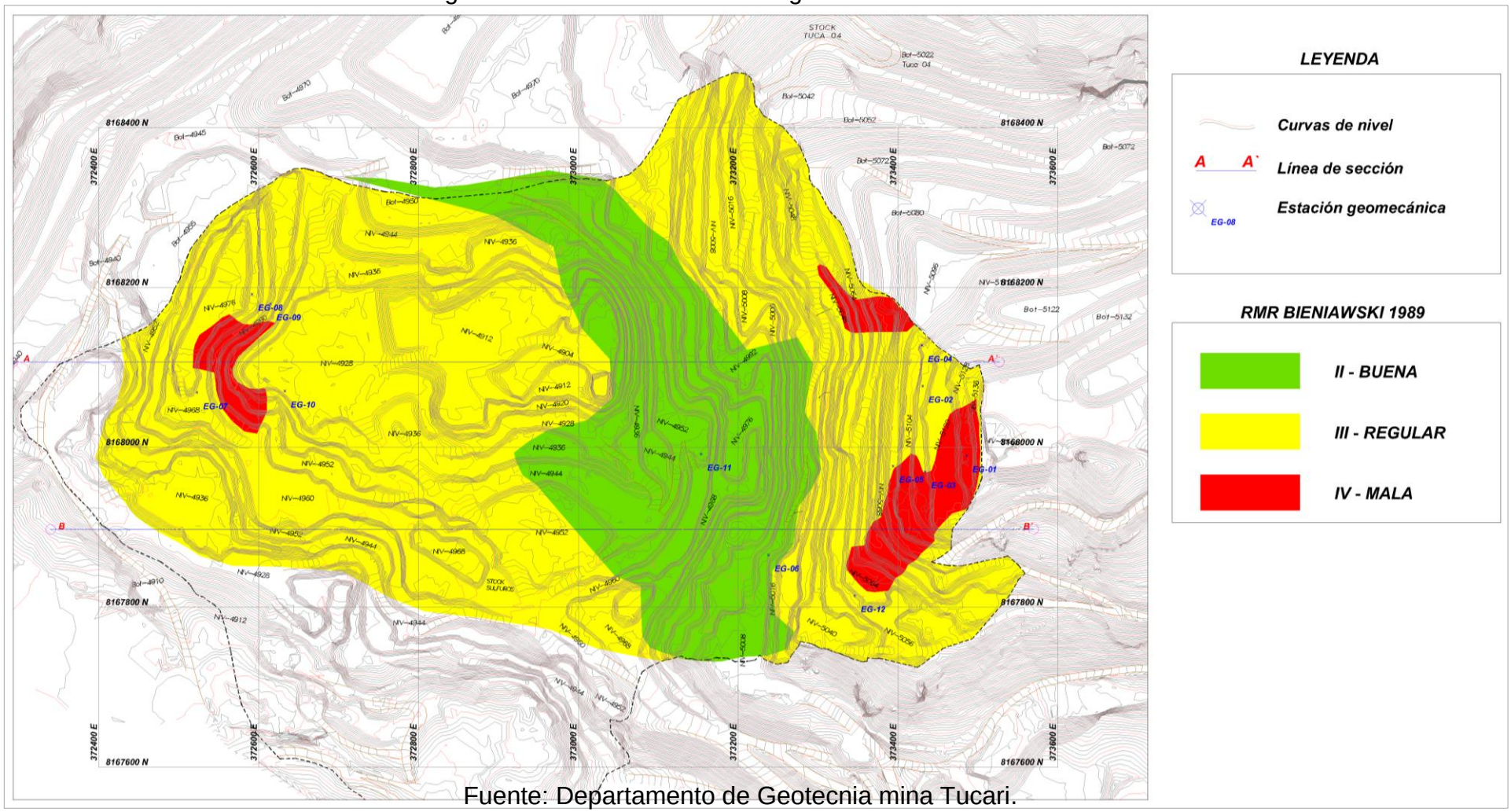
Oz_Rec / C_Oper.

		3%	2%	1%	0%	-1%	-2%	-3%
	Cast Cost	5.05	5.00	4.95	**4.90**	4.85	4.80	4.75
-3%	6,977	542	537	533	**529**	525	521	517
-2%	7,049	536	532	528	**524**	520	516	511
-1%	7,120	531	527	523	**519**	515	511	506
0%	**7,192**	**526**	**522**	**518**	**514**	**510**	**506**	**502**
1%	7,264	521	517	513	**509**	505	501	497
2%	7,336	516	512	508	**504**	500	496	492
3%	7,408	511	507	503	**499**	495	491	487

Fuente: Elaboración Propia.

ANEXO 8

Figura 29: Plano de zonificación geomecánica de Tucari.



Fuente: Departamento de Geotecnia mina Tucari.

ANEXO 9

CÁLCULO DEL FACTOR DE ENERGÍA

Tabla 23: Cálculo del Factor de Energía.

Perforación	Und	Desmonte	Mineral
Diametro de Taladro	Pulg	7 7/8	7 7/8
Burden	m	6.1	5.8
Espaciamiento	m	7.0	6.7
Altura de banco	m	8	8
Longitud de taladro	m	9.2	9.2
Sobre perforación	m	1.2	1.2
Densidad de Roca	gr/cc	2.3	2.3
Toneladas por taladro	t	785.7	715.0

Voladura	Und	Desmonte	Mineral
Densidad	gr/cc	1.26	1.26
Densidad lineal	kg/m	39.62	39.62
Taco	m	4.5	4.5
Columna de carga	m	4.7	4.7
Explosivo por taladro	kg/tal	186	186
Factor de potencia	kg exp/tn	0.237	0.260

Caracteristicas	Und	HA-55	HA-55
Densidad	gr/cc	1.26	1.26
AWS	cal/gr	791	791
ABS	cal/cc	997	997
RWS	%	0.88	0.88
RBS	%	1.35	1.35
Energia	MJ/Kg	3.31	3.31
Material Total	tn	786	715
Energia Total	MJ	616	616
Factor de Energia	**MJ/Ton**	**0.784**	**0.862**

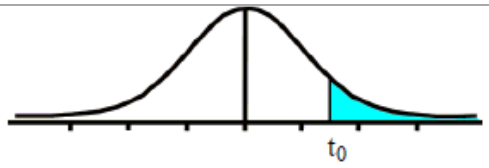
Fuente: Elaboración Propia.

ANEXO 10

CUADRO DE T-STUDENT

Tabla 24: Cuadro de t-student con grados de libertad.
(Fuente: Metodología de investigación – Distribución t)

Tabla t-Student



Grados de libertad	0.25	0.1	0.05	0.025	0.01	0.005
1	1.0000	3.0777	6.3137	12.7062	31.8210	63.6559
2	0.8165	1.8856	2.9200	4.3027	6.9645	9.9250
3	0.7649	1.6377	2.3534	3.1824	4.5407	5.8408
4	0.7407	1.5332	2.1318	2.7765	3.7469	4.6041
5	0.7267	1.4759	2.0150	2.5706	3.3649	4.0321
6	0.7176	1.4398	1.9432	2.4469	3.1427	3.7074
7	0.7111	1.4149	1.8946	2.3646	2.9979	3.4995
8	0.7064	1.3968	1.8595	2.3060	2.8965	3.3554
9	0.7027	1.3830	1.8331	2.2622	2.8214	3.2498
10	0.6998	1.3722	1.8125	2.2281	2.7638	3.1693
11	0.6974	1.3634	1.7959	2.2010	2.7181	3.1058
12	0.6955	1.3562	1.7823	2.1788	2.6810	3.0545
13	0.6938	1.3502	1.7709	2.1604	2.6503	3.0123
14	0.6924	1.3450	1.7613	2.1448	2.6245	2.9768
15	0.6912	1.3406	1.7531	2.1315	2.6025	2.9467
16	0.6901	1.3368	1.7459	2.1199	2.5835	2.9208
17	0.6892	1.3334	1.7396	2.1098	2.5669	2.8982
18	0.6884	1.3304	1.7341	2.1009	2.5524	2.8784
19	0.6876	1.3277	1.7291	2.0930	2.5395	2.8609
20	0.6870	1.3253	1.7247	2.0860	2.5280	2.8453
21	0.6864	1.3232	1.7207	2.0796	2.5176	2.8314
22	0.6858	1.3212	1.7171	2.0739	2.5083	2.8188
23	0.6853	1.3195	1.7139	2.0687	2.4999	2.8073
24	0.6848	1.3178	1.7109	2.0639	2.4922	2.7970
25	0.6844	1.3163	1.7081	2.0595	2.4851	2.7874
26	0.6840	1.3150	1.7056	2.0555	2.4786	2.7787