

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



“DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CONTROLADA CON LA INCIDENCIA

EN EL BANCO 5000 DE LA MINA TUCARI”

TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

PRESENTADO POR:

REYNALDO RAMOS QUISPE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2019



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

“DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CONTROLADA CON LA INCIDENCIA EN
EL BANCO 5000 DE LA MINA TUCARI”

TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL PRESENTADO POR:

REYNALDO RAMOS QUISPE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

APROBADO POR:

PRESIDENTE:

Dr. Eugenio Alfredo Cámac Torres

PRIMER MIEMBRO:

Dr. Fernando Benigno Salas Urviola

SEGUNDO MIEMBRO:

Ing. Amílcar Giovanni Terán Dianderas

Área : Ingeniería de Minas

Tema : Diseño de perforación y voladura controlada con la incidencia en el banco 5000 de la
Mina Tucari

Fecha de sustentación: 30 de octubre del 2019

DEDICATORIA

Mi tesis lo dedico a ti DIOS que me diste la oportunidad de vivir y de regalarme una familia maravillosa. Gracias a mi abuela, mi mamá, mis parientes y mis amigos por creer en mí y aquellos que no estuvieron conmigo porque me dieron fuerzas para demostrarles que la voluntad de DIOS se hace realidad cuando la decisión del ser humano es firme.

Con fraternal afecto a mis hermanos y a mi esposa Eduarda, quienes me alentaron en todo instante para la culminación de mis estudios.

AGRADECIMIENTO

Expreso mi agradecimiento a la Universidad Nacional del Altiplano mi Alma Mater, a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, Facultad de Ingeniería de Minas, quienes me orientaron e hicieron posible mi formación profesional en los claustros universitarios.

A la Facultad de Ingeniería de Minas, a sus autoridades, docentes y personal administrativo, quienes guiaron con éxito en mi formación académica y ayudaron a apreciar el ser Ingeniero de Minas, que hoy constituye el fundamento de mi vida profesional.

Por último, y lo más importante, agradezco a Dios, por concederme salud e iluminarme con un poco de conocimiento, que me permiten seguir luchando y trabajando por la vida y por mi familia.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
RESUMEN	8
I. INTRODUCCIÓN	9
ABSTRACT.....	8
II. MÉTODOS MATERIALES.....	10
III. RESULTADOS	15
IV. CONCLUSIONES	20
RECOMENDACIONES	20
BIBLIOGRAFÍA.....	21

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Parámetros del Diseño del Tajo Tukari.....	11
Tabla 2: Muestra los tonelajes de mineral, desmonte y las leyes.....	11
Tabla 3: Modo de cálculo del valor E.	14
Tabla 4: Datos para el cálculo.	15
Tabla 5: Valores del Burden y espaciamiento según Langefort.....	16
Tabla 6: Valores de fragmentación media, por Kuz Ram.	16
Tabla 7: Materiales necesarios para la voladura por mes.....	17
Tabla 8: Kilo gramos de explosivo por columna.	17
Tabla 9: Parámetros de diseño de voladura por mes.	17
Tabla 10: Resumen total generado en el año.....	18
Tabla 11: Influencia del Air Deck.....	19
Tabla 12: Factor de carga.	19
Tabla 13: Costo promedio de realizar una voladura/mes.....	19

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación de la Mina Tucari.	10
Figura 2: Plano Geológico Regional.	10
Figura 3: Plano estructural.	11
Figura 4. Parámetros del Diseño del Tajo Tucari.....	11
Figura 5. Nomenclatura de un diseño de malla.	13
Figura 6: Costo del air deck por mes.....	19
Figura 7: Costos de explosivo por mes.	20
Figura 8: Costo de taladros por mes.....	20
Figura 9: Resumen de costos por mes.....	20

DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CONTROLADA CON LA INCIDENCIA EN EL
BANCO 5000 DE LA MINA TUCARI

DRILLING AND VOLUNTING DESIGN CONTROLLED WITH THE INCIDENCE IN THE
BANK 5000 TUCARI MINE

Bach: Reynaldo Ramos Quispe.

Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional del Altiplano Puno, Perú.

Dirección: Av. Floral 1156, Ciudad Universitaria.

rey_ramosq@hotmail.com; 950873085.

RESUMEN

La presente investigación se realiza en el año 2013; se realiza una mejora en la estabilidad del talud final del banco 5000 de la Mina Tucari; mediante un diseño de voladura y malla de pre corte, usando el elemento air deck en la voladura y las ecuaciones de Langefors en el diseño, con el cual se determinó un espaciamiento de 6 m. y burden de 5 m. adecuado para mantener la estabilidad del tajo 5000; además se determina la fragmentación media de la roca con la ecuación de Kuz - Ram, las pruebas se realizaron en 500 metros lineales del tajo 5000, con al menos 200 taladros de pruebas; el tipo de roca predominante es Andesita de tipo volcánico con una densidad de 2,2 g/cc: como resultado se determinó que en la fila de la malla de pre corte se añadiera 2 taladros de alivio, insertando el elemento air deck en la mitad del taladro cargado; esto nos ayudó a mantener la estabilidad del banco 5000 con un ángulo de 45° y con un ángulo final 60°; la fragmentación de la roca es al menos de 20 pulg.

Palabras claves: Air decks, banco, burden, espaciamiento, estabilidad de tajo, fragmentación, malla, pre corte.

ABSTRACT

This research is carried out in 2013; an improvement in the stability of the final slope of bank 5000 of the Tucari Mine is made; by means of a design of blasting and mesh of pre cut, using the element air deck in the blasting and the equations of Langefors in the design, with which a spacing of 6 m was determined. and load of 5 m. suitable to maintain the stability of the 5000 pit; In addition, the average fragmentation of the rock is determined with the Kuz-Ram equation, the tests were carried out in 500 linear meters of the 5000 pit, with at least 200 test holes; The predominant type of rock is Andesite of volcanic type with a density of 2.2 g / cc: as a result it was determined that in the row of the pre-cut mesh 2 relief holes were added, inserting the Air Deck element in half of the loaded hole; this helped us maintain the stability of the 5000 pit at an angle of 45 ° and a final angle of 60 °; Rock fragmentation is at least 20 in.

Keywords: Air decks, bank, burden, spacing, pit stability, fragmentation, mesh, pre cut.

I. INTRODUCCIÓN

En la actualidad la minería superficial viene realizando cierre de mina en el cual la excavación de los suelos trae consigo una modificación del terreno, además de la perturbación de la flora y fauna silvestre local; por lo tanto una mala práctica en el diseño de malla de pre corte y voladura ineficiente, trae como consecuencia alteraciones en el talud final como la estabilidad, o estéticamente inadecuada; la necesidad de definir un talud estable es asegurar que la estructura sea segura y que dure el mayor de los tiempos.

Este trabajo de investigación plantea resolver la siguiente pregunta ¿Es posible mejorar el perfil final del talud del nivel 5000 con el uso de air deck y con un diseño malla de pre corte en la Unidad Minera Tucari?; de tal manera nuestro objetivo principal será “Mejorar en la estabilidad del talud final del banco 5000 de la Mina Tucari; mediante un diseño de voladura y malla de pre corte”; este objetivo se logra mediante un adecuado diseño de perforación y voladura de la malla de pre corte que permitirá la estabilidad del tajo fina del banco 5000 de la Mina Tucari; la metodología empleada por su nivel y las características de estudio es de tipo descriptivo experimental.

En el diseño de voladura se introdujo el elemento air deck, este permite que la voladura sea mejor controlada. La técnica del air deck implica el uso de uno o más espacios

de aire en la columna explosiva como un medio para optimizar la fragmentación para una longitud de carga dada.(Jhanwar, Cakraborty, Anireddy, Jethwa, 1999; Jhanwar, Jethwa, Reddy, 2000; Jhanwar Jethwa, 2000).

La actividad minera está representada principalmente por estas cuatro operaciones principales: perforación, voladura, carga y acarreo. Para una planificación y diseño de mina adecuados, todas estas operaciones deben planificarse cuidadosamente de tal manera que puedan evitar cargas adicionales como costos de operación, rastros ambientales. (Abbaspour, Drebenstedt, Badroddin, Maghaminik, 2018).

La perforación y la voladura continúan siendo un método importante de excavación y ruptura de rocas. La técnica de perforación y voladura tiene la desventaja de que a veces produce grietas de manera incontrolada y genera microgrietas dentro de la geometría de apertura posterior a la explosión. El control de fracturas en materiales frágiles no dañados es de considerable interés en varias aplicaciones prácticas, incluida la fragmentación de rocas y el control de rotura excesiva en la minería. (Singh, Roy, Paswan, 2014).

Los parámetros que determinan la fragmentación por voladura pueden dividirse en cuatro grupos: (a) Parámetros de diseño de voladura; (b) parámetros explosivos; (c)

parámetros de la estructura de la masa rocosa; y (d) roca intacta y propiedades físicas y mecánicas de discontinuidad. (Kulatilake, Qiong, Hudaverdi, Kuzu, 2010). En la estabilidad de un tajo, en la voladura, el burden y el espaciado son los parámetros principales. (Zong-Xian, 2016)

II. MÉTODOS MATERIALES

La Unidad Minera Tucari políticamente se ubica en la jurisdicción del distrito de Carumas, provincia de Mariscal Nieto, departamento de Moquegua, esto se muestra en la Figura 1; localizado en las porciones altas de la microcuenca del río Margaritani, de la cuenca del río Tambo a una altitud entre 4,700 y 5,300 m.s.n.m. en el Cuadrángulo de Huaytire.(Tucari, 2010).



Figura 1: Ubicación de la Mina Tucari. Fuente: Mina Tucari.

En la Figura 2 muestra que la Mina Tucari básicamente consiste en un depósito mineral aurífero, de tipo epitermal diseminado, emplazando en formaciones volcánicas cenozoicas, contenidas principalmente en la elevación montañosa conocida como cerro Tucarirani, en cuya

conformación se desarrolla el tajo abierto.(Tucari, 2010).

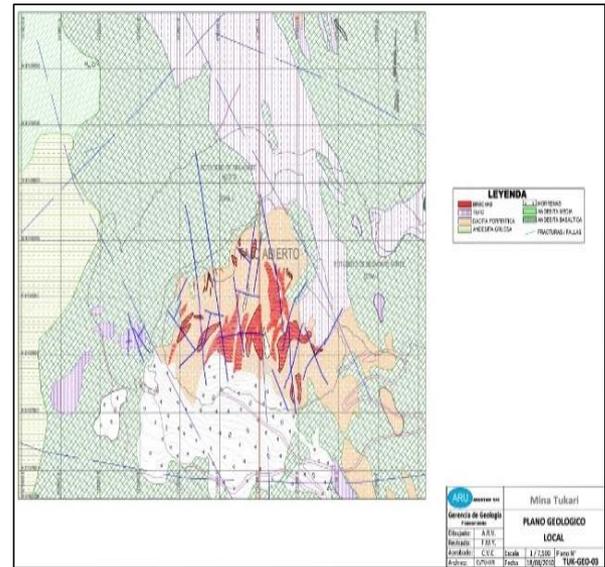


Figura 2: Plano Geológico Regional. Fuente: Mina Tucari.

Tucari se emplaza dentro de un corredor estructural de rumbo andino donde se aprecia claramente el desarrollo de domos y estratovolcanes. Si observa la Figura 3 encontrara que lo cartografiado a escala regional muestra un alineamiento de domos riolíticos NS mientras que los intrusivos intermedios y calcoalcalinos se distribuyen con una orientación E-W. a gran anomalía de origen hidrotermal es conspicua cuando las fracturas y fallas andinas son intersectadas por lineamientos NE y NS. Los distintos tipos de brecha identificados se exponen mayormente a lo largo de los taludes, mostrando una persistencia muy variada. Las brechas silíceas y sílico – aluníticas, que son comunes, presentan una matriz soportada por óxido de fierro e impregnaciones de

escorodita, normalmente de buena ley. (Tucari, 2010).

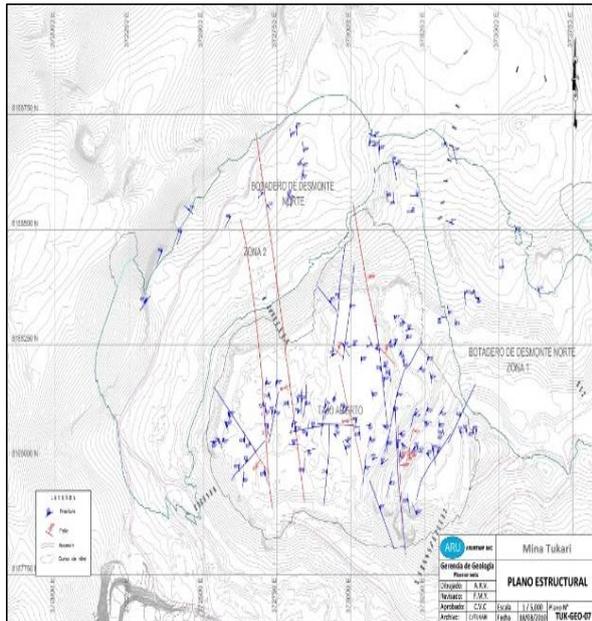


Figura 3: Plano estructural.
Fuente: Mina Tucari.

• Para el diseño del tajo final se han determinado parámetros y características principales en base a la información actualizada a la fecha, ver Tabla 1, para este diseño se apoyó con un software Geológico - Minero, ingresando parámetros técnicos y económicos utilizando el método Lerch and Grossman.(Tucari, 2010).

Tabla 1: Parámetros del diseño del tajo tucari

parámetros	Valores
Angulo de talud final del tajo	45°
Angulo del talud operacional promedio	65°
Altura de banco	8 m
Ancho de berma	4.27 m

Fuente: Mina Tucari

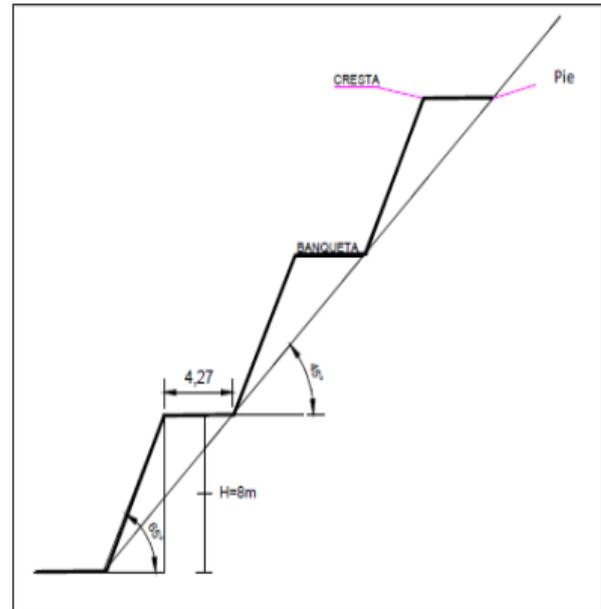


Figura 4. Parámetros del Diseño del Tajo Tucari.

Fuente: Mina Tucari.

• Teniendo una reserva de 49'000,000 TM de mineral y 13'925,664 TM de desmonte con un Stripping de 0.3 y una Ley de 0.47 g de Au/TM. Se ha realizado el Plan de minado de las reservas del mineral que contempla una producción diaria de 23,000 TM y en forma anual de 8'280,000 TM aproximadas de mineral y 2'320,944 TM aproximadas de desmonte; Considerando la producción mencionada, el tiempo de producción de la mina se estima en 6 años de vida.

En la Tabla 2 se muestra el cronograma de producción a largo plazo considera continuar los trabajos en el Año - 1, cual permitirá terminar las operaciones casi finalizando el Año - 6. (Tucari, 2010).

Tabla 2: Muestra los tonelajes de mineral, desmonte y las leyes.

Año	Mineral (Tm)	Desmonte (Tm)	S/R	Ley Au (g/Tm)	Onzas
Año 1	8 280,000	672,992	0.1	0.55	146,414
Año 2	8 280,000	2 139,312	0.3	0.50	133,104
Año 3	8 280,000	2 202,224	0.3	0.50	133,104
Año 4	8 280,000	2 214,848	0.3	0.44	117,132
Año 5	8 280,000	2 951,280	0.4	0.43	114,469
Año 6	7 600,000	3 745,008	0.5	0.42	102,625
Total	49 000,000	13 925,664	0.3	0.47	746,848

Fuente: Mina Tucari.

(Tucari, 2010) indico que para la perforación se utilizarán 2 perforadoras rotativas DM45, el diámetro de perforación será de 7 7/8” y 9.50 metros de altura total de perforación, el cual incluye 1 m de sobre perforación para obtener un piso uniforme. La malla de perforación dependerá de la dureza de la roca, densidad del material, las mallas que utilizaremos en función de parámetros técnicos cuales son:

Malla N° 1: 6.1 x 7.0 m – material coluvial.

Malla N° 2: 5.8 x 6.4 m – roca in situ.

Malla N° 3: 5.2 x 6.0 m – roca in situ.

El objetivo es fragmentar el macizo rocoso a través de agentes de voladura. Los taladros son cargados con aproximadamente 192 kg de material explosivo, haciendo uso de accesorios de voladura se garantiza la mayor seguridad posible y la mejor fragmentación del material. (Tucari, 2010).

Abbaspour, Drebenstedt, Badroddin, Maghaminik, (2018) La perforación y la

voladura son las dos operaciones más importantes en minas a cielo abierto que juegan un papel crucial en las etapas posteriores como el acarreo y transporte.

Exsa, (2019) afirma que los “materiales explosivos son sustancia o compuestos químicos en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de oxido – reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de milisegundos y con la correspondiente liberación de energía”.

Hawker, Vogt, Robinson, (2001) mencionan que los “explosivos convencionales y los agentes explosivos poseen propiedades diferenciadoras que son las características y que se aprovechan para la correcta selección, atendiendo al tipo de voladura que se desea realizar y las condiciones en que se debe llevar a cabo. Las propiedades de cada grupo de explosivo permiten además predecir cuáles serán los resultados de fragmentación, desacoplamiento y vibraciones más probables. Las características más importantes son: potencia y energía desarrollada, velocidad de detonación, densidad, presión de detonación, resistencia al agua y sensibilidad, humos, resistencia a bajas y altas temperaturas, desensibilización por acción externa”.

Enaex, (2006). “ ANFO Granel es un agente de tronadura que se mezcla y carga in-

situ mediante camiones especialmente diseñados. para tronaduras de superficie, especialmente cuando se desea una moderada concentración de carga. Se recomienda utilizarlo en perforaciones mayores a 3” de diámetro, sin presencia de agua. Se entrega en forma mecanizada, directamente en las perforaciones de mediano o gran diámetro, mediante camiones fábrica vaciadores (“Auger” o “Quadra”), por lo que es recomendable cuando el volumen de consumo lo permite”.

En el Cuadro 5 se muestra como debería ser un diseño de malla de perforación y voladura, así mismo se describe cada uno de sus elementos que conforman una malla.

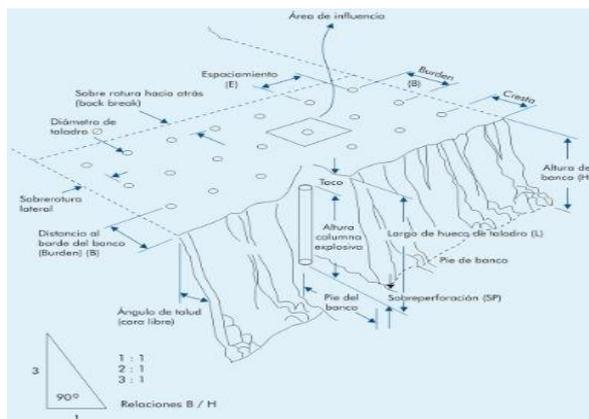


Figura 5. Nomenclatura de un diseño de malla.

Fuente: exsa.

Peña-Castillo, (2019) dice que “la rotura de rocas requiere condiciones fundamentales como: confinamiento del explosivo en el taladro, cara libre, relación entre diámetro del taladro a distancia

optima a la cara libre (burden), condiciones geológicas, parámetros de la mezcla explosiva, pero lo difícil y crítico hoy en día es determinar con precisión el burden (B), para un buen diseño de malla de perforación”.

Diversos autores Bernaola-Alonso, Castilla-Gomez, & Herrera-Herbert, (2013) describieron la ecuación de Langefors y Kihlstrom que define la distancia del Burden máximo:

Langefors y Kihlström: Propusieron la siguiente fórmula para definir el Burden máximo B_m .

$$B_{max} = \left(\frac{D}{33}\right) * \sqrt{\frac{d_e * PRP}{k * f * (S/B)}}$$

B_{max} = Burden máximo

D= Diámetro del taladro en milímetros.

d_e = Densidad del explosivo.

PRP= Potencia relativa en peso.

S/B = Relación de espaciamiento/burden.

f = Factor de figacion de la roca.

Barrenos verticales → $f=1$

Barrenos inclinados 3:1 → $f=0,9$

Barrenos inclinados 2:1 → $f=0,85$

k: Factor de roca; se define a partir de la carga específica "c" (cantidad de explosivo en kg. necesaria para arrancar un m³ de roca), mediante la siguiente expresión:

$$K = C + 0.05$$

Según estos autores Lopez-Jimeno, 1995; López-Jimeno, Pernia-LLera, Ortiz-de Urbina, López-Jimeno, (2003) determinaron que el espaciamiento (E) se acostumbra expresarlo en función del burden (B) o, más específicamente, como una relación entre "E" y "B" (E/B). (*Diseño voladuras tipo banco.*); así, se describe en la tabla estos valores:

Tabla 3: Modo de cálculo del valor.

Identificación:	Ecuación
Según observado en la practica	E= (1 a 2) B
Valores más frecuentes	E= (1 a 1.5) B
Para fines de proyecto	E = 1.25 B
	E/B = 1.25

Fuente: Lopez-Jimeno, 1995; López-Jimeno, Pernia-LLera, Ortiz-de Urbina, López-Jimeno, (2003).

La longitud de barreno aumenta con la inclinación, pero por el contrario la sobre perforación disminuye con esta; para este se utiliza la siguiente ecuación.

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left(1 - \frac{\beta}{100}\right) * J$$

$$J = 12 * D$$

Donde:

L= Longitud del taladro en m.

H= Altura de banco en m.

β = Angulo con respecto a la vertical en grados.

J= Sobre perforación.

Rojas-Linares, (2018) desarrolla el “modelo Kuz-Ram, según Instituto Geológico y Minero de España (1987), Holmberg (2005) y Hustrulid (1999) este modelo fue desarrollado por Cunningham Claude en el año de 1983, por el AECI en South Africa, tomando la curva de distribución de la granulometría de Rosin y Rammler en base a la ecuación empírica de V. M. Kuznetsov propuesta en el año de 1973”.

Las ecuaciones adaptadas y propuestas por Cunningham Claude son:

$$\bar{X}$$

$$= A * \left(\frac{V_o}{Q_e}\right)^{0.8} * Q_e^{1/6}$$

$$* \left(\frac{S_{ANFO}}{115}\right)^{-19/30} \bar{X}$$

$$= A(K)^{-0.8} * Q_e^{1/6} * \left(\frac{115}{S_{ANFO}}\right)^{19/30}$$

Donde:

\bar{X} = Tamaño de los fragmentos de voladura (cm).

A= Factor de roca.

V_o = Volumen de roca fragmentada por taladro (m³)

Q_e = Kilogramo de explosivo por taladro.

S_{ANFO} = Potencia relativa en peso referido al Anfo.

K = Factor de carga (kg/ton).

Los siguientes autores (López-Jimeno et al., 2003) mencionan que para este diseño se utiliza agentes de voladura; este grupo engloba, a los explosivos que no son sensibles al detonador y en cuya composición no entra el agua. El factor común en todos ellos es el nitrato de amonio.

III. RESULTADOS

Por el gran impacto que puede generarse si falla un talud final, sea en el ámbito económico, ambiental o de pérdidas humanas, ésta debe de tener un buen diseño; resalta la importancia de no solo cuidar un buen diseño de las estructuras principales, sino también poner especial atención al entorno de la voladura y diseño de la malla de pre corte; en la tabla 4 se describen los datos de campo para el cálculo de la malla de perforación y voladura, además del cálculo de fragmentación de la roca media.

Tabla 4: Datos para el cálculo.

Antecedentes	
Tipo de roca	Andesita
Tipo de malla	Cuadrada
Número de pozos por corridas	(2)
Número de corridas	10
D = Diámetro del pozo	4
f = Factor de fijación	7 7/8"
Cc = Carga columna	1
Ecc = Explosivo carga columna	5.2
dc = Densidad explosiva	2
dr = Densidad roca	1.03
PRP = Potencia relativa en peso del explosivo	2,2
PRV = Potencia relativa en vol del explosivo	0,94
E/B = Razón E/B ver recomendación	123
c = Constante de roca	1.15
Ks = Razón espaciamiento	1.15
H = Altura del banco	8
RC= Resistencia. Compresión	1224 (MPa)
MY = Módulo de Young	60
ff = Frecuencia de fracturas por pie.	20
BL = Parámetro	1
RMD= Describe masa rocosa	10
JPS= Espaciamiento de fracturas	10
JPA= Ángulo plano de fracturas	20
HF= Factor de dureza	24
J = Sobre perforación	1
Ts = Taco	3.8
Ce= Carga explosiva dentro del pozo	168

Fuente: Tucari.

Según las ecuaciones de Langefors se calculan el burden y espaciamiento estos valores se verifican en la Tabla 5., la

variación de estos datos es observados en campo, el cual varían alrededor de un +-10%

Tabla 5: Valores del burden y espaciamiento según Langefors.

Langefors (1963)	
B =	5.2
E =	6.0

Fuente: Propio.

De acuerdo a la ecuación de Kuz-Ram, los valores medios de perforación se observan en la Tabla 6, de acuerdo al tamaño de roca permitido por planta que es de 20 pulgadas, el resultado del cálculo nos indica que es eficiente, pero en campo varían los resultados de la fragmentación en un +-5%:

Tabla 6: Valores de fragmentación media, por Kuz Ram.

Tamaño de interés:	20
P(x) =	100.00 %

Fuente: propio.

La carga explosiva por columna es de 168 kg. Aproximado, con un air deck por taladro a volar; además de estas características de diseño, se incluyen dos taladros en la tanda de recorte para amortiguar la voladura, para así minimizar los daños al tajo y/o talud que queda para el cierre necesario. En la Tabla 7, se resume los materiales necesarios para la voladura por mes; entonces la emulsión es el más consumido; de acuerdo a la Tabla 8 se muestra los kilogramos de explosivo por columna (taladro) en el cual el nitrato de amonio es el más consumido por mes; en la Tabla 9 se resume los parámetros de malla de perforación en los meses, estos varían según la eficiencia del operador y las propiedades del terreno; en la Tabla 10 se observa el resumen general de taladros en mineral, en desmonte, tonelaje roto de mineral y desmonte.

Tabla 7: Materiales necesarios para la voladura por mes.

Materiales de voladura:														
Parametros:	Ca nt.	Enero	Febrer o	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agost o	Septie mbre	Octub re	Novie mbre	Dicie mbre	Total
Petróleo D2	Gal	11,30 3.8	10,21 1.5	10,94 1.4	11,30 3.8	10,94 1.4	11,30 3.8	13,17 6.8	13,69 1.3	13,247. 8	13,69 1.3	13,247 .8	13,691 .3	146,7 52
Nitrato	Kg	570,2 40.8	515,1 34.6	551,9 57.3	570,2 40.8	551,9 57.3	570,2 40.8	664,7 26.9	690,6 81.8	668,30 6.9	690,6 81.8	668,30 6.9	690,68 1.8	7,403, 158
Emulsión	Kg	259,9 88.2	234,8 63.8	251,6 52.3	259,9 88.2	251,6 52.3	259,9 88.2	303,0 67.0	314,9 00.5	304,69 9.2	314,9 00.5	304,69 9.2	314,90 0.5	3,375, 300
Booster 1 lb.	Un d	4,460. 0	4,029. 0	4,317. 0	4,460. 0	4,317. 0	4,460. 0	5,199. 0	5,402. 0	5,227.0 0	5,402. 0	5,227. 0	5,402. 0	57,90 2
Cordón	mt	66,90	60,43	64,75	66,90	64,75	66,90	77,98	81,03	78,405.	81,03	78,405.	81,030	868,5
Detonante 5G	s	0.0	5.0	5.0	0.0	5.0	0.0	5.0	0.0	0	0.0	.0	.0	30
Fulminantes N° 8	Un d	223.0	201.5	215.9	223.0	215.9	223.0	260.0	270.1	261.4	270.1	261.4	270.1	2,895
Guía de Seguridad	mt s	535.2	483.5	518.0	535.2	518.0	535.2	623.9	648.2	627.2	648.2	627.2	648.2	6,948
Línea Descendente (Fanel)	Un d	4,460. 0	4,029. 0	4,317. 0	4,460. 0	4,317. 0	4,460. 0	5,199. 0	5,402. 0	5,227.0 0	5,402. 0	5,227. 0	5,402. 0	57,90 2
Retardo Superficial (CTD)	Un d	892.0	805.8	863.4	892.0	863.4	892.0	1,039. 8	1,080. 4	1,045.4	1,080. 4	1,045. 4	1,080. 4	11,58 0

Tabla 8: Kilo. gramos de explosivo por columna.

Carga de columna														
Parametros:	Unidad	Enero	Febre ro	Marz o	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agost o	Septie mbre	Octubr e	Novie mbre	Dicie mbre	Total
Emulsión	Kg / tal	58.3	58.3	58.3	58.3	58.3	58.3	58.3	58.3	58.3	58.3	58.3	58.3	7,875, 700
Anfo	Kg / tal	136.0	136.0	136.0	136.0	136.0	136.0	136.0	136.0	136.0	136.0	136.0	136.0	
Kg/Taladro	Kg / tal	194.3	194.3	194.3	194.3	194.3	194.3	194.3	194.3	194.3	194.3	194.3	194.3	
TM (Mineral)/Tala dro	t / tal	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	
TM (Desmonte)/T aladro	t / tal	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	547.3	
Factor de Potencia	Kg Explos/ t	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	
Kg. De Explosivo	Kg.	866,6 27.4	782,8 79.3	838,8 40.9	866,6 27.4	838,8 40.9	866,6 27.4	1,010, 223.3	1,049, 668.4	1,015, 664.0	1,049, 668.4	1,015, 664.0	1,049, 668.4	11,25 1,000

Tabla 9: Parámetros de diseño de voladura por mes.

Parámetros de Voladura:														
Parámetros:	Unida d	Ener o	Febre ro	Marz o	Abr il	May o	Juni o	Juli o	Agos to	Septiem bre	Octub re	Noviem bre	Diciemb re	Total
Factor conversión	Kg / Gal	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	
Diámetro del Taladro	pulg.	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	
Burden	m	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	
Espaciamiento	m	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	
Altura de Banco	m	8.0	8.0	8.0	8.0	8.0	8.0	8.0	8.0	8.0	8.0	8.0	8.0	
Densidad Mineral	t/m3	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	
Densidad Desmonte	t/m3	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2	
Taco	m	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	
Sub Drilling	m	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	
Altura de carga	m	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	

Tabla 10: Resumen total generado en el año.

Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
MINERAL (t)	1,519.0	1,372.0	1,470.0	1,565.5	1,515.0	1,565.5	1,426.0	1,481.8	1,434.0	1,481.8	1,434.0	1,481.8	17,746.400
DESMONTE (t)	806.00	728.00	780.00	759.50	735.00	759.50	1,283.4	1,333.6	1,290.6	1,333.6	1,290.6	1,333.6	12,433.460
Nº Taladros/Mineral	2,775.0	2,507.0	2,686.0	2,860.0	2,768.0	2,860.0	2,606.0	2,708.0	2,620.0	2,708.0	2,620.0	2,708.0	2,702
Nº Taladros/Desmonte	1,473.0	1,330.0	1,425.0	1,388.0	1,343.0	1,388.0	2,345.0	2,437.0	2,358.0	2,437.0	2,358.0	2,437.0	1,893
Total, Taladros	4,460.0	4,029.0	4,317.0	4,460.0	4,317.0	4,460.0	5,199.0	5,402.0	5,227.0	5,402.0	5,227.0	5,402.0	57,902

En la tabla 11 se observa cuanto es el porcentaje de mejora con el uso del air deck, en tal caso es importante la mejora con el uso del air deck; en la tabla 12, se resume el factor de carga con y sin air deck en el cual también es importante la reducción en este caso con el uso de air deck.

Tabla 11: Influencia del air deck.

Cantidad de explosivo por taladro (7 7/8")				
(kg/taladro)				
Explosivo	Sin air deck	Con air deck	Ahorro	
ANFO	142.04	111.05	30.99	21.82 %
HA37	178.42	139.49	38.93	21.82 %
HA64	228.65	178.76	49.89	21.82 %

Tabla 12: Factor de carga.

Factor de carga (7 7/8")			
(kg/m3)			
Explosivo	Sin air deck	Con air deck	Ahorro
ANFO	0.51	0.40	0.11 21.57 %
HA37	0.64	0.50	0.14 21.88 %
HA64	0.82	0.64	0.18 21.95 %

En la Tabla 13 se observa el costo de realizar una voladura por mes; por la influencia del número de taladros el mes de agosto es más costoso la voladura, este cálculo es realizado con el uso de air deck por su mejor eficiencia.

Tabla 13: Costo promedio de realizar una voladura/mes

mes	Costo promedio/mes		Explosivo	Taladros	Total
	promedio taladros 7 7/8"	(US\$/mes) air deck 7 7/8"	(US\$/mes) taladros 7 7/8"	(US\$/mes) taladros 7 7/8"	(US\$/mes) 7 7/8"
Enero	888	\$3,994.85	\$22,815.02	\$941.01	\$28,638.62
Febrero	1027	\$4,619.69	\$26,383.54	\$1,088.19	\$33,118.02
Marzo	1007	\$4,529.60	\$25,869.03	\$1,066.97	\$32,472.17
Abril	1017	\$4,577.86	\$26,144.66	\$1,078.34	\$32,818.16
Mayo	1019	\$4,585.58	\$26,188.76	\$1,080.16	\$32,873.52
Junio	1110	\$4,995.49	\$28,529.80	\$1,176.72	\$35,812.12
Julio	864	\$3,886.10	\$22,193.93	\$915.39	\$27,858.99
Agosto	1244	\$5,599.74	\$31,980.72	\$1,319.05	\$40,143.89
Septiembre	1144	\$5,149.29	\$29,408.15	\$1,212.94	\$36,914.67
Octubre	1086	\$4,886.10	\$27,905.03	\$1,150.95	\$33,027.88
Noviembre	1152	\$5,182.75	\$29,599.26	\$1,220.83	\$37,154.55
Diciembre	1051	\$4,730.64	\$27,017.19	\$1,114.33	\$33,913.41
PROMEDIO	1051	\$4,728.14	\$27,002.92	\$1,113.74	\$33,895.50
Máximo	1244	\$5,599.74	\$31,980.72	\$1,319.05	\$40,143.89
Mínimo	864	\$3,886.10	\$22,193.93	\$915.39	\$27,858.99

En el Figura 6 se muestra cómo influye el costo por mes del air deck, en el mes de agosto se consume más este elemento y esto se debe a cantidad de taladros por mes.

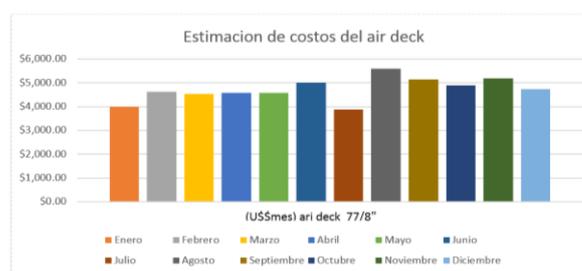


Figura 6: Costo del air deck por mes.

En la Figura 6 se muestra como tiene la influencia el mes de agosto en el costo de explosivos usados en la voladura; esto se genera por la cantidad de taladros volados en ese mes; entonces decimos que en ese mes hubo mayor producción.

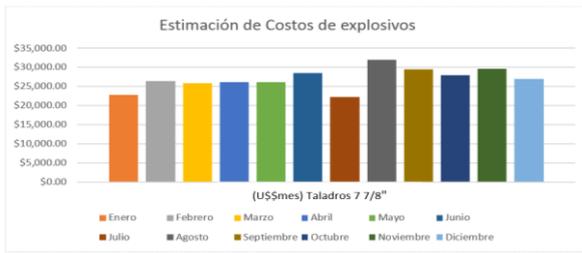


Figura 7: Costos de explosivo por mes.

En el Figura 7 se muestra los costos por taladro en un mes; así mismo decimos que en el mes de agosto hubo mayores taladros y entonces tenemos un costo mayor.

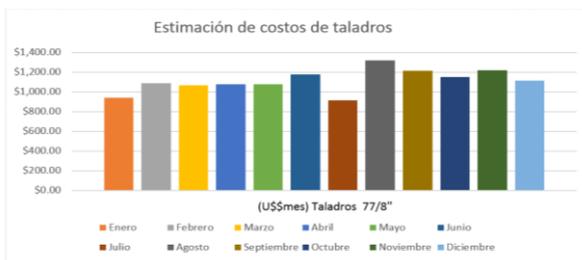


Figura 8: Costo de taladros por mes.

En el Figura 8 damos un resumen final de costos de perforación, air deck, insumos de explosivos; si observamos esta Figura nos damos cuenta que en el mes de agosto el consumo es mayor por lo tanto el costo es elevado.

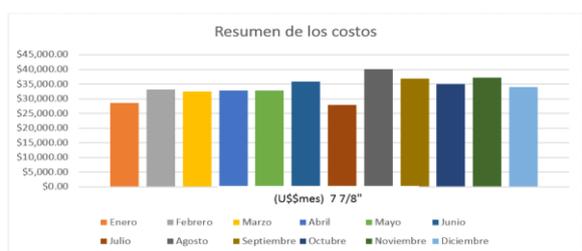


Figura 9: Resumen de costos por mes.

IV. CONCLUSIONES

Los análisis indican que con la mejora de la malla de perforación y voladura y con el uso del air deck se mejora el talud final del

banco 5000, para así reducir el uso de equipos para su perfilamiento.

El diseño de malla determinado por Langefors es óptimo para el caso de la Mina Tucari del nivel 5000, a su vez se añade 2 taladros de alivio en la fila de taladros de recorte, para así disminuir la incidencia que tendrá la voladura en el tajo.

La fragmentación mejora con el diseño, y además de mantener la inclinación del banco 5000 que es de 45°, no se realiza desbrocá adicional, solo en casos excepcionales.

RECOMENDACIONES

Se debe de incluir el estudio de geo mecánica de la roca, para su zonificación y posterior diseño de la malla y la voladura.

El uso del air deck no es totalmente eficiente en algunos casos, este se debe realizar más estudios para su mejor aplicación en el campo.

BIBLIOGRAFÍA

- Abbaspour, H., Drebenstedt, C Badroddin, M., Maghaminik, A. (2018). International Journal of Mining Science and Technology Optimized design of drilling and blasting operations in open pit mines under technical and economic uncertainties by system dynamic modelling. *International Journal of Mining Science and Technology*. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.06.000>
- Bernaola-Alonso, J., Castilla-Gomez, J., Herrera-Herbert, J. (2013). Perforación y Voladura de Rocas en Minería. In *E.T.S. De Ingenieros De Minas De Madrid. Diseño voladuras tipo banco*. (n.d.).
- Enaex. (2006). *Manual de tronadura Enaex S*.
- Exsa. (2019). *Manual practico de voladura exsa* (Vol. 23). Retrieved from <https://2.bp.blogspot.com/-ecRReBRMg-4/XJaHrQsvPtI/AFo/KyFOIT1anOoHaiOuKw1OjcntI6gP2ACLcBGAs/s1600/Manual-practico-de-voladura1.jpg>
- Hawker, D., Vogt, K., Robinson, A. (2001). *Manual de Perforacion*.
- Jhanwar, J. C., Cakraborty, A. K., Anireddy, H. R., Jethwa, J. L. (1999). *Application of air decks in production blasting to improve fragmentation and economics of an open pit mine*. (1981), 37–57.
- Jhanwar, J. C., & Jethwa, J. L. (2000). *The use of air decks in production blasting in an open pit coal mine*. 269–287.
- Jhanwar, J. C., Jethwa, J. L., Reddy, A. H. (2000). Influence of air-deck blasting on fragmentation in jointed rocks in an open-pit manganese mine. *Engineering Geology*, 57(1–2), 13–29. [https://doi.org/10.1016/S0013-7952\(99\)00125-8](https://doi.org/10.1016/S0013-7952(99)00125-8)
- Kulatilake, P. H. S. W., Qiong, W., Hudaverdi, T., Kuzu, C. (2010). Mean particle size prediction in rock blast fragmentation using neural networks. *Engineering Geology*, 114(3–4), 298–311. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2010.05.008>
- Lopez-Jimeno, C. (1995). *Drilling And Blasting of Rocks*. 391.
- López-Jimeno, C., Pernia-LLera, J. M., Ortiz-de Urbina, F. P., López-Jimeno, E. (2003). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. In *Ingeopress*. Retrieved from http://www.entornografico.com/ingeoпрes/Ing_119/ing119_sum.htm
- Peña-Castillo, M. F. (2019). *Calidad en el cálculo del Burden (B) basado en el modelo matemático de López Jimeno para contribuir en la gestión del riesgo en las voladuras , en cantera de roca caliza* *Quality in the calculation of the Burden (B) based in the mathematical model of L. 22*, 53–58.
- Rojas-Linares, E. L. (2018). *Un nuevo enfoque predictivo de la fragmentación*

- en la Voladura de Rocas. 21(1), 17–26.*
- Singh, P. K., Roy, M. P., Paswan, R. K. (2014). International Journal of Rock Mechanics Mining Sciences Controlled blasting for long term stability of pit-walls. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 70*, 388–399.
- <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2014.05.006>
- Tukari, M. (2010). *Plan de Minado Mineral – Desmonte Tucari*. Moquegu y Puno.
- Zong-Xian, Z. (2016). *Burden and Spacing*. <https://doi.org/10.1016/B978-0-12-802688-5/00012-9>