



FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“AUMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD DE UNA OPERACIÓN MINERA A CIELO ABIERTO MEDIANTE LA IDENTIFICACIÓN Y MEJORAS DE FACTORES QUE INFLUYEN EN EL CICLO DE CARGUÍO Y ACARREO.”

Tesis para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

Autores:

César Augusto Campos Carrera

Jorge Ignacio Valencia Martínez

Asesor:

Ing. Carlos Neira Rivera

Lima - Perú

2019

DEDICATORIA

A mi esposa Jauri Justina y a mis hijos Jhon Dante, César Augusto, Ronny Denilson;
quienes son el motor que me impulsa a ser mejor cada día.

César Augusto Campos Carrera.

A Dios por darme la fuerza y perseverancia para cumplir con mis metas personales y
profesionales. A mi familia mis padres, mi esposa Marleni y mis hijas Melvy, Geraldine
por su cariño y apoyo incondicional para el logro de mis metas y hacer mejor cada día.

Jorge Ignacio Valencia Martínez.

AGRADECIMIENTO

A todos mis familiares y amigos por sus palabras de aliento y estímulo tanto en los buenos como en los malos momentos.

De igual modo un agradecimiento especial a mis profesores de la UPN, por haberme enseñado a buscar y sacar lo mejor de mí, gracias por permitirme aprender de ustedes.

TABLA DE CONTENIDOS

DEDICATORIA.....	2
AGRADECIMIENTO	3
ÍNDICE DE TABLAS	5
ÍNDICE DE FIGURAS	6
ÍNDICE DE ECUACIONES.....	9
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN	11
CAPÍTULO II. MARCO TEÓRICO	13
CAPÍTULO III. METODOLOGÍA	47
CAPÍTULO IV. RESULTADOS	70
CAPÍTULO V. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES.....	74
REFERENCIAS.....	79
ANEXOS.....	80

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 01.....	21
Tabla 02.....	31
Tabla 03.....	49
Tabla 04.....	50
Tabla 05.....	72
Tabla 06.....	73
Tabla 07.....	86

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 01.....	15
Figura 02.....	17
Figura 03.....	18
Figura 04.....	19
Figura 05.....	20
Figura 06.....	22
Figura 07.....	23
Figura 08.....	24
Figura 09.....	25
Figura 10.....	27
Figura 11.....	28
Figura 12.....	29
Figura 13.....	30
Figura 14.....	32
Figura 15.....	33
Figura 16.....	34
Figura 17.....	36
Figura 18.....	38
Figura 19.....	40
Figura 20.....	44

Figura 21.....	46
Figura 22.....	53
Figura 23.....	54
Figura 24.....	55
Figura 25.....	56
Figura 26.....	57
Figura 27.....	57
Figura 28.....	58
Figura 29.....	58
Figura 30.....	59
Figura 31.....	59
Figura 32.....	60
Figura 33.....	60
Figura 34.....	61
Figura 35.....	61
Figura 36.....	62
Figura 37.....	62
Figura 38.....	63
Figura 39.....	63
Figura 40.....	64

Figura 41.....	64
Figura 42.....	65
Figura 43.....	65
Figura 44.....	70
Figura 45.....	70
Figura 46.....	71
Figura 47.....	74
Figura 48.....	75
Figura 49.....	76
Figura 50.....	81

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 01.....	31
Ecuación 02.....	32
Ecuación 03.....	33
Ecuación 04.....	35
Ecuación 05.....	37
Ecuación 06.....	41
Ecuación 07.....	42
Ecuación 08.....	44
Ecuación 09.....	45
Ecuación 10.....	73

RESUMEN

La presente tesis tiene como fin el aumentar la productividad de una operación minera a tajo abierto, para ello se realizará un estudio (recolección y procesamiento de la información) para la identificación de diversos factores que influyen en el tiempo del ciclo de acarreo con el propósito de proponer mejoras y reducir dicho tiempo; se establece un estado a mejorar, un estado óptimo y un estado en el que se ha mejorado la productividad. Como principal resultado se tiene el aumento de la producción anual de mineral. Para evaluar el impacto de la mejora obtenida, se realizará un comparativo financiero (utilidades) de los períodos en estudio. Finalizaremos con las conclusiones mencionando las principales mejoras y sus causas, se hace énfasis en que se debe continuar con la mejora continua del proceso de minado para alcanzar, en la mayor medida posible, al estado óptimo de productividad.

Palabras clave: Productividad, carguío, acarreo, ciclos.

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

Actualmente la minería está siendo golpeada principalmente por la caída de los precios de los metales base (oro, plata, cobre, etc.), debido a esto muchas empresas han enfocado sus esfuerzos en la reducción de costos, generando resultados modestos a largo plazo sin embargo también se debe poner énfasis en la productividad, es decir producir de manera eficiente, haciendo un uso inteligente de los recursos (mano de obra, equipos, materiales, finanzas, etc.) y por lo tanto ser considerada una empresa minera competitiva y que pueda sobrevivir en el mercado. En muchas operaciones mineras se presentan problemas de productividad, las cuales tratan especialmente sobre el no cumplimiento del plan de producción diario, esto se ve reflejado por la entrega incompleta de mineral a la planta metalúrgica. Debido a esta problemática, el ingeniero de minas debe proponer soluciones que engloben a todos los procesos involucrados en la extracción y transporte de mineral para con ello poder cumplir con el plan diario de minado. Una acción inmediata que debe realizar es el de identificar factores y/o situaciones que afectan el normal desenvolvimiento de los procesos de la operación minera, especialmente en el carguío y acarreo ya que en ellos se involucra la manipulación inmediata del mineral y además conforman el mayor porcentaje del costo de minado, seguidamente deberá analizar las causas, plantear soluciones o mejoras y demostrar la viabilidad y eficacia de estos últimos en la obtención de una mejor performance de la productividad. Presentar y describir el problema de investigación. Integrar antecedentes de investigación, definiciones conceptuales y datos que permitan sustentar con claridad y precisión el problema de investigación.

1.2. Formulación del problema

¿Cómo aumentar la producción de mineral extraído de la operación minera Toromocho?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Aumentar la productividad de mineral en la operación minera Toromocho.

1.3.2. Objetivos específicos

- a) Identificar factores clave que inciden en los procesos de carguío y acarreo de mineral.
- b) Proponer mejoras a los factores clave identificados.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

Al aplicar mejoras en los factores que influyen en el carguío y acarreo se tendrá una mejor productividad en la operación minera.

1.4.2. Hipótesis específicas

- a) Al identificar factores que inciden en el carguío y acarreo, se podrá proponer una serie de soluciones a ser evaluadas.
- b) Al proponer mejoras en los factores que afectan a los procesos de carguío y al acarreo, obtendremos menores tiempos de ciclo de cada proceso.

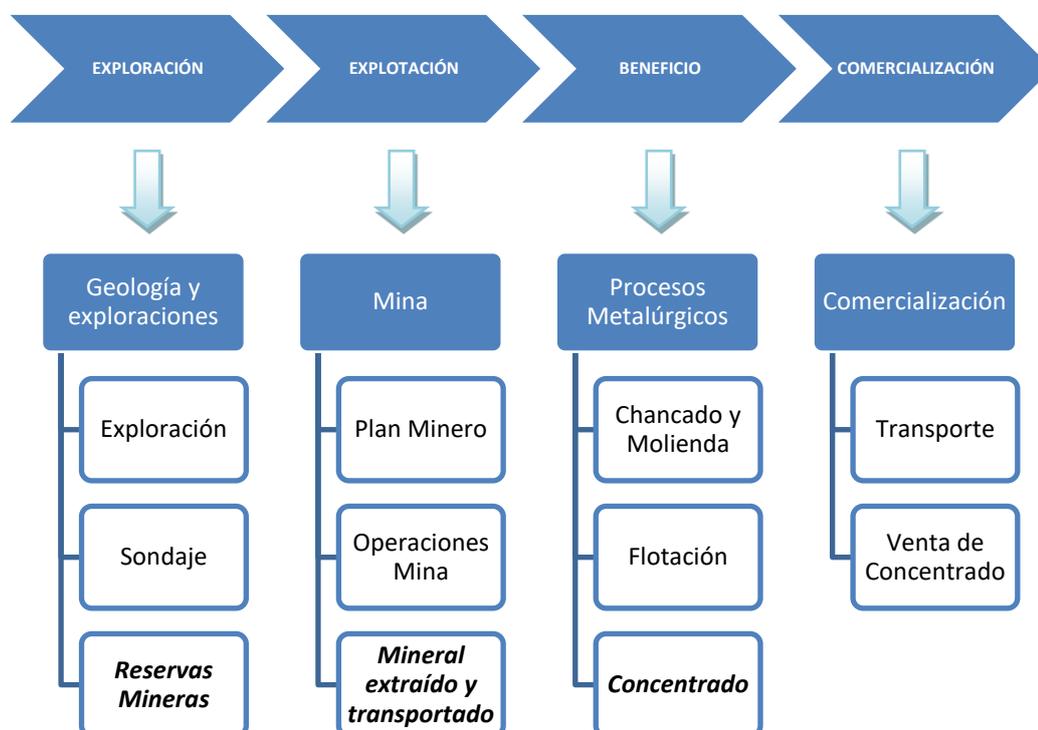
CAPÍTULO II. MARCO TEÓRICO

2.1. Minería

Es la actividad económica donde se aprovecha el valor de los minerales presentes en la corteza terrestre con el fin de proporcionar de metales a la humanidad. En simples palabras, la minería consiste en transformar las rocas en riqueza.

2.2. Proceso Productivo del Negocio Minero

En la mayoría de empresas mineras que se encuentran en etapa productiva, poseen generalmente las siguientes etapas de transformación del mineral in situ a un producto económicamente rentable (en este caso el concentrado):



Dentro de la etapa de explotación, se tienen a continuación los siguientes sub-etapas:





Figura 01: Vista general de una operación minera a tajo abierto.

2.3. Planeamiento de Minado

Previo a la explotación del yacimiento mineral, se debe de tener un plan estratégico de minado, es decir se debe contar con un estudio de ingeniería al detalle que asegure la máxima rentabilidad dada las condiciones del yacimiento a explotar. El plan estratégico de minado debe proporcionar los lineamientos de extracción y los recursos (maquinaria, inversión, etc.) necesarios para obtener la rentabilidad deseada y diversos objetivos en el largo y corto plazo, es por ello que podemos concluir que el plan de minado es la guía de la operación minera.

2.3.1. Planeamiento a Largo Plazo

Consiste en el planteamiento general (largo plazo) que se debe realizar para obtener un VAN máximo a lo largo de la vida de la mina. Comienza a partir del modelo geológico del yacimiento, seguido de la aplicación del modelo económico (lineamientos para determinar reservas), continua con la generación de pit anidados basados en el algoritmo de Lerchs-Grossmann y la ley de corte, se evalúan diversas opciones para determinar el pit final del tajo y el tiempo de vida de la mina, obteniéndose un plan de minado previo; con lo mencionado se realiza un estudio de sensibilidad basado principalmente en el precio del metal de interés (en nuestro caso el cobre), se afina la ley de corte, se recalculan las reservas a explotar, se determinan las fases y obtendremos un plan de minado optimizado; a partir de este último se calcularán los requerimientos de equipos mineros para el cumplimiento del plan. Cabe mencionar que el plan de minado de largo plazo es propenso a variaciones según se presenten condiciones durante la etapa de explotación de índoles: operativas, geológicas, geomecánicas, metalúrgicas, etc. Se tiene que la relación Desmonte - Mineral es de 4:1

En el plan minero de largo plazo, se tiene que la relación Desmunte - Mineral es de 4:1, además se trabajar con una ley de corte de cobre del 8%.

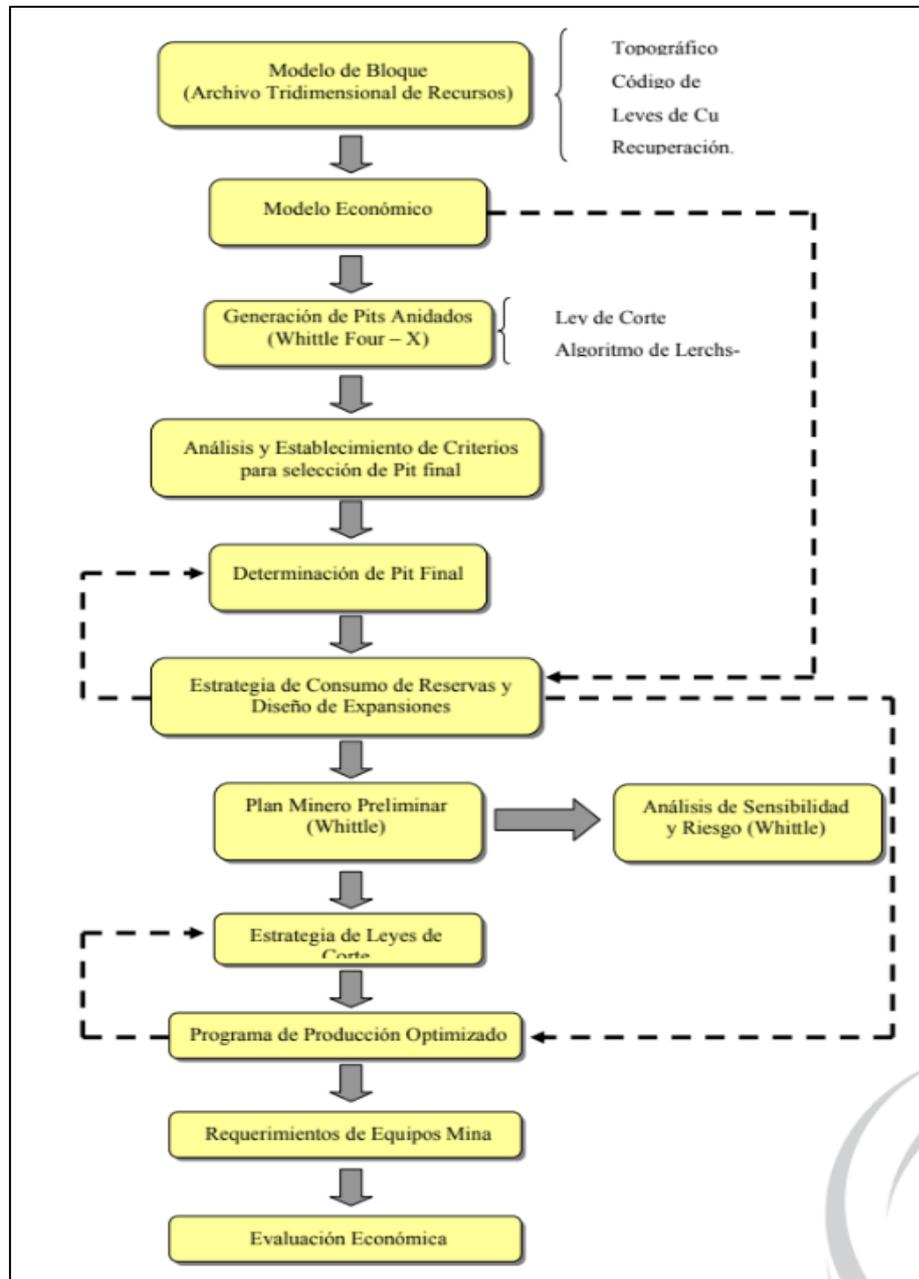


Figura 02: Esquema del plan de minado a largo plazo.

Fuente: Maestría Internacional en Ingeniería de Minas (Universidad de Antofagasta – Chile)

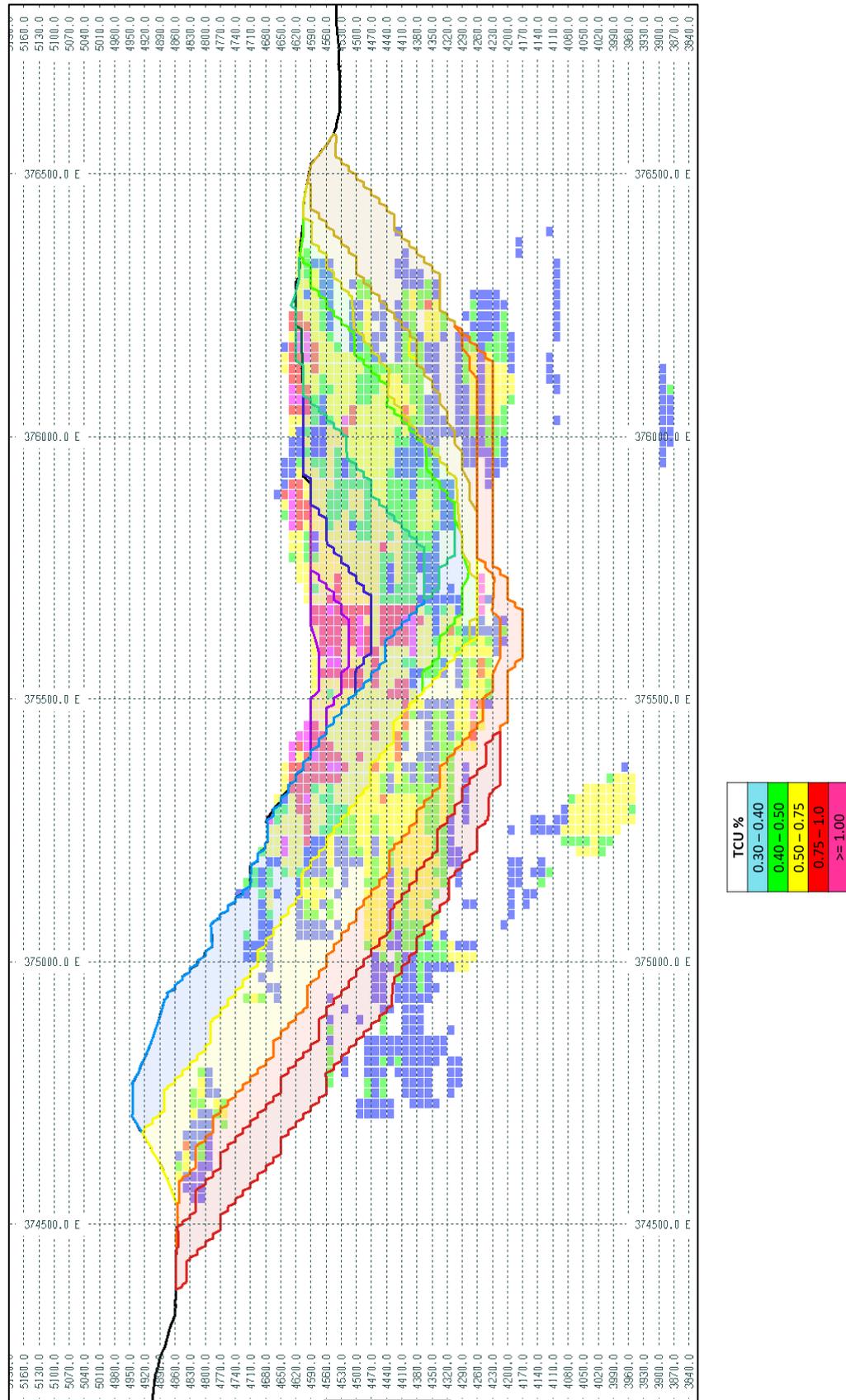


Figura 03: Esquema de secuencia de fases de minado. Sección Oeste-Este.

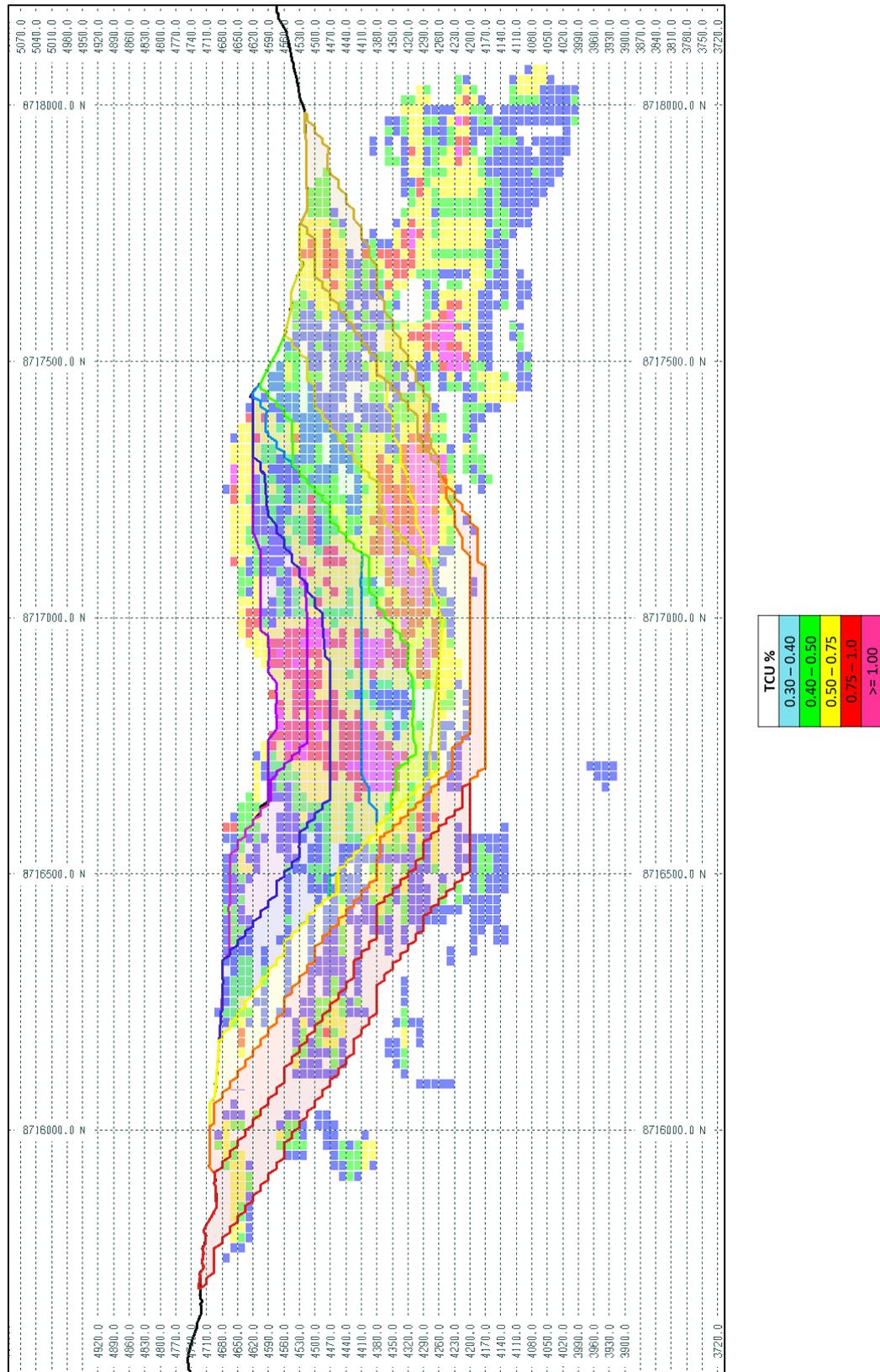


Figura 04: Secuencia de fases de minado. Sección Sur-Norte.

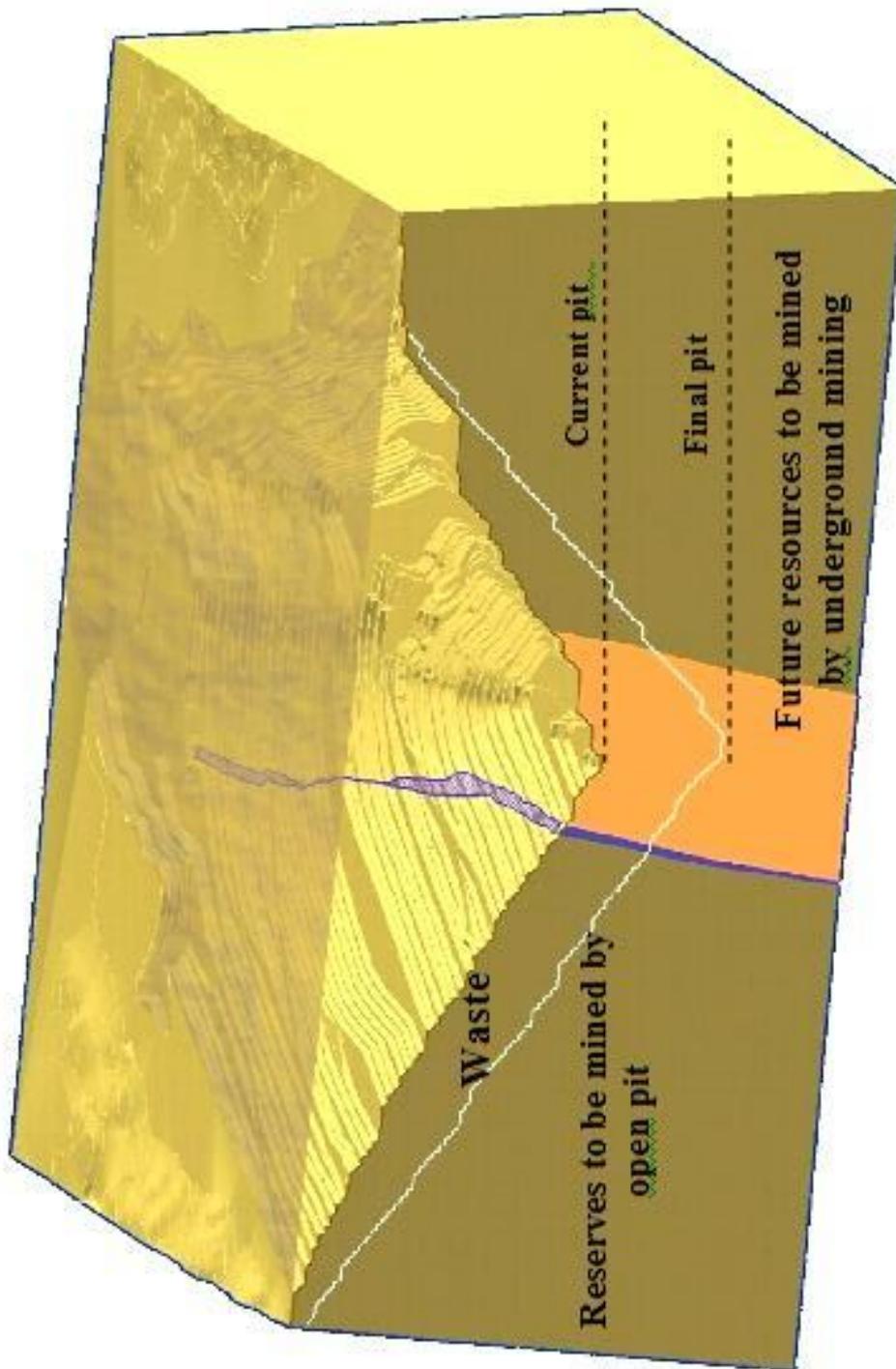


Figura 05: Términos de un tajo abierto.

Item	Year																									
	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	
HAULING	UNITS																									
CAT 797 F	(un)	29	30	33	36	36	42	42	42	42	43	46	49	49	42	42	42	42	34	32	32	32	32	32	32	12
Total	(un)	29	30	33	36	36	42	42	42	42	43	46	49	49	42	42	42	42	34	32	32	32	32	32	32	12
LOADING	UNITS																									
Shovel CAT 7495 62 yds	(un)	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	0
Shovel CAT 7495 73 yds	(un)	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Loader L2350 50 yds	(un)	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Total	(un)	5	6	5	4																					
DRILLING	UNITS																									
PV351	(un)	4	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	4	4	4	4	3	3	3	3
Roc L8	(un)	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2	2	2	2	2	2	2	2
Total	(un)	6	8	6	6	6	6	5	5	5	5															
SUPPORT	UNITS																									
Bulldozer CAT D10	(un)	3	2	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Bulldozer CAT D11	(un)	4	5	6	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	6
Wheeldozer CAT 854K	(un)	5	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	5
Motorgrader CAT16M	(un)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Motorgrader CAT24M	(un)	4	4	4	4	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	4	4	4	4	4	4	4	2
Water Truck CAT 777G-F WT	(un)	4	4	4	4	4	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	4	4	4	4	4	4	4	2
Excavator (CAT 390DL)	(un)	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2	2	2	2	2	2
Front Loader CAT 992K	(un)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Truck CAT 777 F-G	(un)	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	5	5	5	5	5	4
Compactor CAT CS76	(un)	2	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Haul Truck CAT793B	(un)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cable Manipulator	(un)	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1
Excavator CAT 374	(un)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
BOBCAT Miniloader	(un)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Platform / Crane Truck	(un)	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cable Truck	(un)	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Loader CAT 930K	(un)	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Lights	(un)	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14	13	13	13	12	12	12	12	11	11	11	10

Tabla 01: Requerimiento de equipos mineros en el plan de largo plazo.

2.3.2. Planeamiento a Corto Plazo

El planeamiento a corto generalmente trabaja para periodos menor o iguales a un año; ya sea anual, mensual, semanal o diario. En este plan se plasman los polígonos (regiones) a extraer, el tonelaje, el tipo de material y su destino. El plan de corto plazo vendría a ser la guía del día a día para la explotación minera, en el Gráfico 06 se presenta un plan semanal siguiendo los lineamientos del plan mensual.

En diversos períodos de este plan se determinó que la planta da como recuperación metalúrgica el 85% y una refinación del 99.99%.

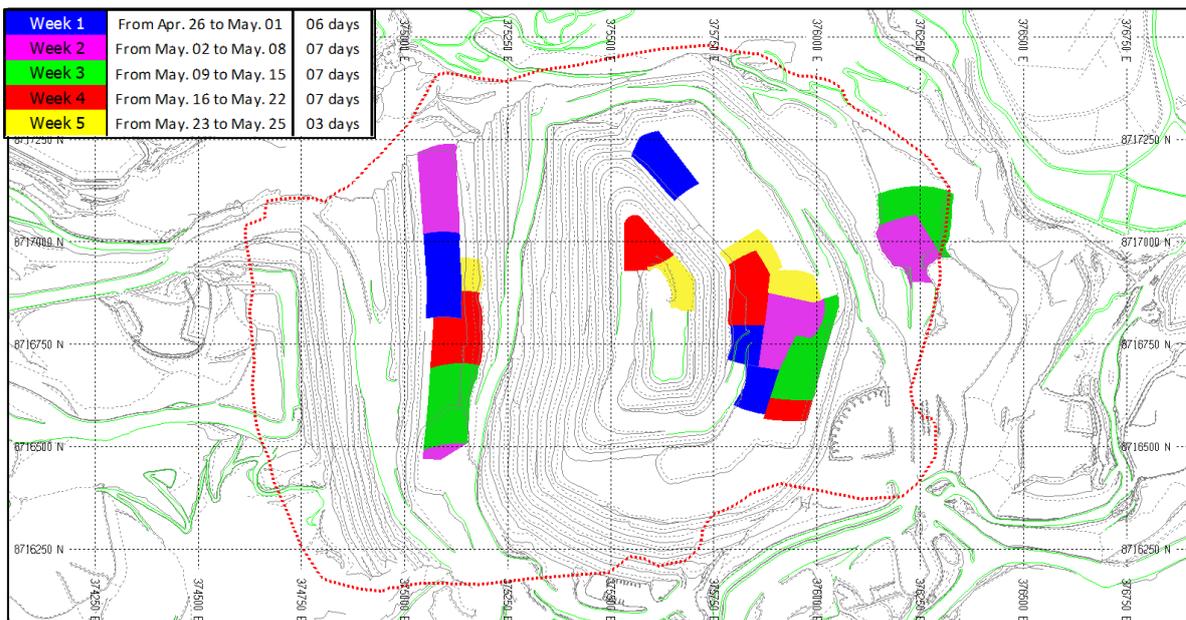


Figura 06: Secuencia de minado del plan a corto plazo.

Tipos de material y Destinos:

En todas las operaciones de minería a tajo abierto se trabaja con bloques de material que, de acuerdo a la teoría de Lane, podemos caracterizarlos al definir las Leyes de Corte:

Ley de Corte Operacional (Ley de Mina)

Es la ley que cubre los costos de mina y de planta. Al material por encima de esta ley se considera como “Mena” y normalmente su extracción se destina a la Planta (Chancadora).

Ley de Corte Marginal (Ley de Planta)

Es la ley que cubre el costo de planta. A pesar de ser una “ley baja”, este material establece un beneficio marginal positivo. Al material con esta ley normalmente se destina al Stock para ser almacenado para posteriormente, según los requerimientos de planta, se destinará a chancadora.

Al material por debajo de la Ley de Corte Marginal se considera como “Desmonte” y su destino es hacia el Botadero.

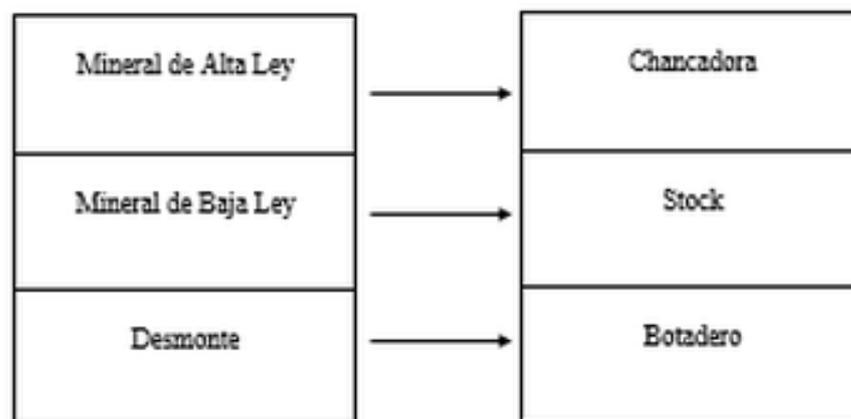


Figura 07: Tipos de material y destinos.

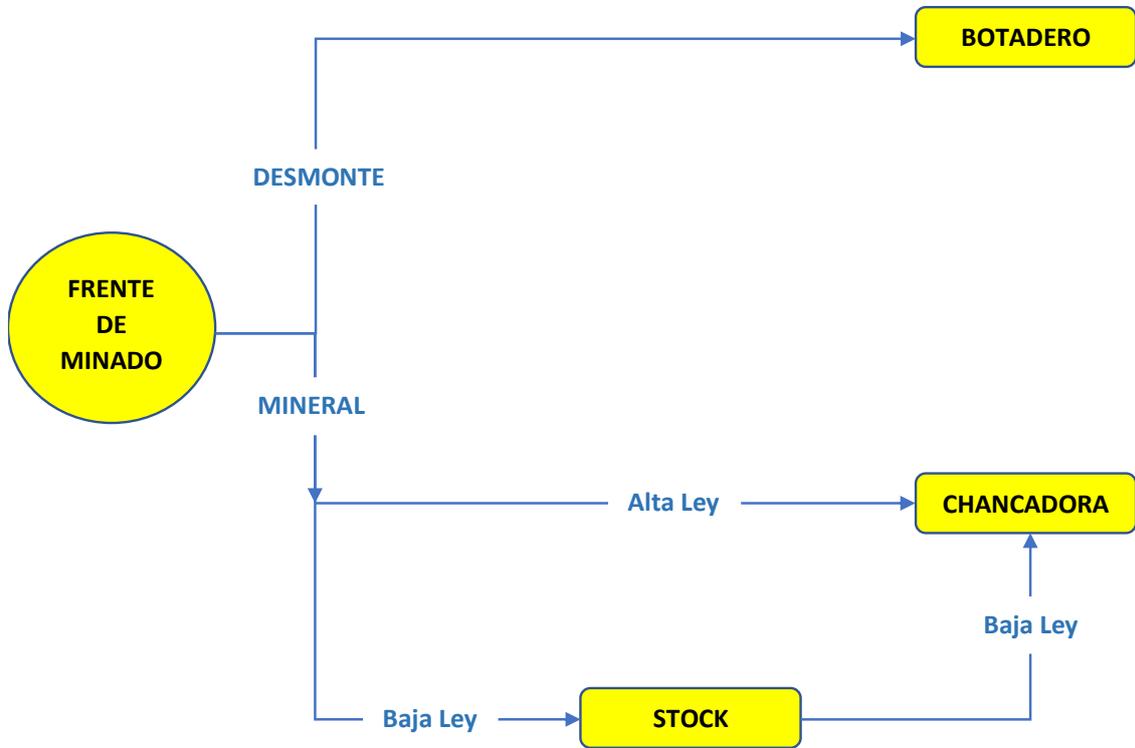


Figura 08: Zona de Chancadora Primaria, principal destino del mineral de alta ley.

2.4. Operaciones Mina

Una vez se tenga la información del plan de minado, especialmente el polígono a explotar, se procede a diseñar los procesos de perforación y voladura con el fin de extraer el material con una buena calidad de fragmentación para poder ejecutar de los procesos de carguío y acarreo.

2.4.1. Perforación

Este proceso es considerado típicamente como el inicio del proceso de minado. Una malla es diseñada con ciertas métricas para obtener, mediante la voladura, una fragmentación deseada, cada malla posee una cierta cantidad de puntos denominados taladros, el objetivo de la perforación es construir estos taladros excavando la roca hasta la profundidad determinada por la malla de perforación. En nuestro caso la perforación será llevada a cabo por la Perforadora Pit Viper 351, cuya ejecución lo realiza de manera rotativa.



Figura 09: Perforadora Pit Viper 351

2.4.2. Voladura

La voladura de rocas es el proceso por el cual se debe aprovechar la energía liberada por la explosión de ciertas mezclas explosivas para provocar esfuerzos tanto de tracción y compresión y con ello poder fragmentar las rocas a un tamaño deseado.

La voladura toma en cuenta diversos factores para su diseño:

- Roca: tipo, mineralización, litología, esfuerzos de tensión, esfuerzos de compresión, calidad, dureza, presencia de agua, presencia de fallas, etc.
- Mezcla explosiva: densidad, velocidad de detonación, presión de detonación.
- Geométricas:
 - Burden: distancia
 - Diámetro del taladro
 - Espaciamiento
 - Sobre perforación
 - Taco
 - Altura de banco
 - Longitud de carga
 - Profundidad del taladro.

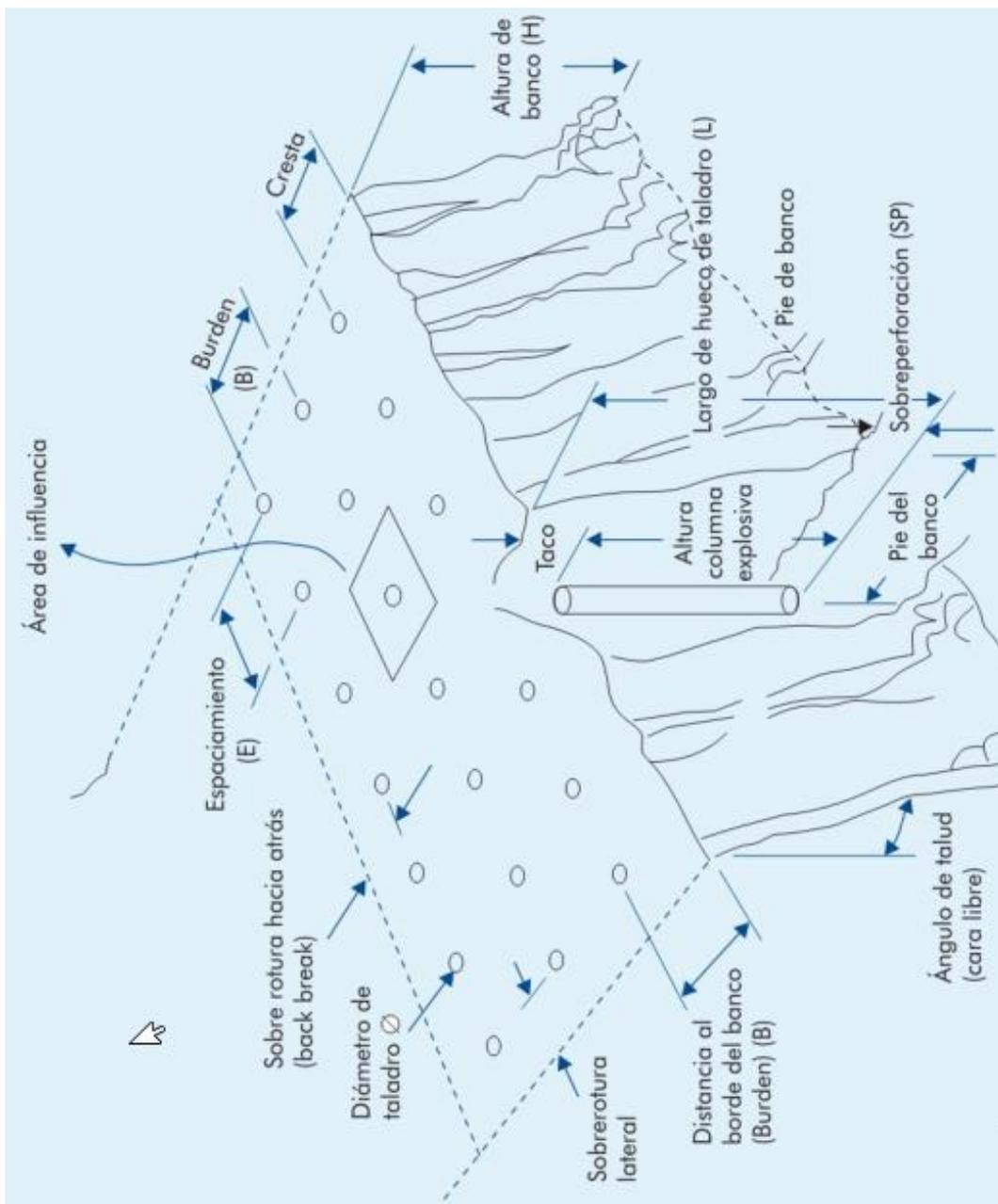


Figura 10: Principales métricas de la malla de perforación.



Figura 11: Malla de perforación de la operación minera en estudio.



Figura 12: Proceso de Voladura

DISEÑO DE VOLADURA

Diámetro del Taladro (D): para el diseño de la voladura, se trabajará con un tamaño de 12 ¼” debido a un estudio previo de ingeniería y a la dimensión de la perforadora Pit Viper 351.

Burden (B): es la distancia de la primera fila hacia la cara libre del talud, esta distancia se conserva entre todas las filas de la malla de perforación.

Debido a diversas investigaciones realizadas por el Dr. Ash en las décadas de los 60’s y 70’s, determinó que el diámetro y el Burden se relacionan de manera directamente proporcional, tal como se muestra en la siguiente formula:

$$B = K_B D$$

Donde:

K_B : Constante que relaciona el Burden con el diámetro del taladro.

Dicha constante en la práctica varía de 25 a 35.

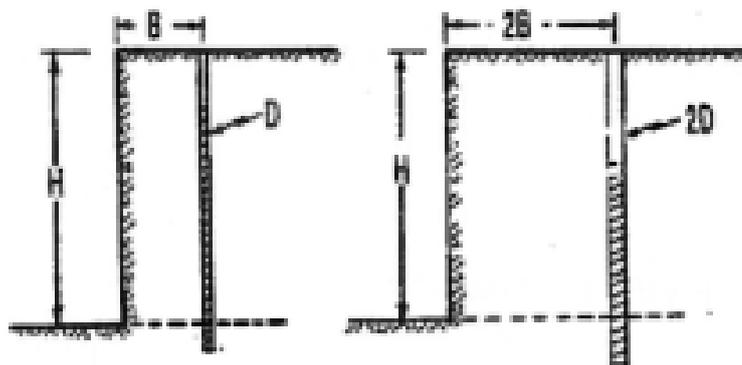


Figura 13: Relación entre el Diámetro del taladro y el Burden.

Existen diversos modelos matemáticos para el cálculo del Burden, esto debido a que dicha métrica es de suma importancia para determinar los demás parámetros geométricos del diseño de la malla de perforación.

En la presente tesis, se recurre al modelo matemático de Ash (1963) debido a su fácil interpretación y además considera diversos factores tales como: el diámetro del taladro, la densidad de la roca, la densidad del explosivo y la presión de detonación. El modelo en mención se formula de la siguiente manera:

$$B(ft) = \frac{K \times D(in.)}{12}$$

Donde:

B: Burden en pies.

D: Diámetro del taladro en pulgadas.

K: constante que depende del tipo de roca y del tipo de explosivo involucrados en la voladura.

Dicha constante se puede estimar mediante la siguiente tabla de doble entrada:

CLASE DE EXPLOSIVO		TIPO DE ROCA		
Parámetros del explosivo	Densidad (g/cm ³)	Blanda	Media	Dura
Densidad y potencia bajos	0.8 – 0.9	30	25	20
Densidad y potencia medias	1.0 – 1.2	35	30	25
Densidad y potencia altas	1.3 – 1.6	40	35	30

Tabla 02: Selección de explosivo de acuerdo al tipo de roca.

Espaciamiento (S): es la distancia entre taladros pertenecientes a una misma fila.

El Espaciamiento y el Burden podemos relacionarlos de la siguiente manera:

$$S = K_S B$$

Donde:

K_S : Constante que relaciona el espaciamiento con el Burden.

Existen diversas disposiciones de los taladros, tales como:

- Mallas cuadradas
- Mallas rectangulares
- Mallas triangulares

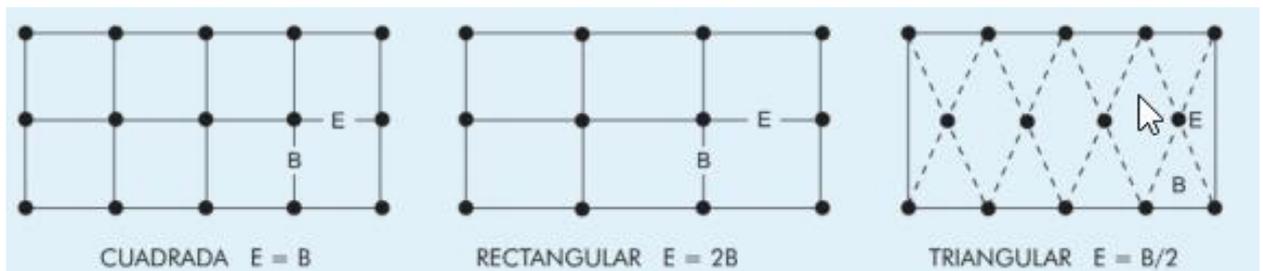


Figura 14: Tipos de geometría de la malla de perforación.

Sin embargo, se sugiere el diseño de la malla triangular-equilátera ya que distribuye de manera eficaz la energía liberada de cada taladro, esto podemos notarlo en el siguiente gráfico:

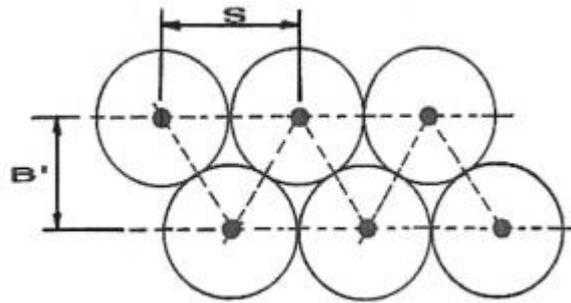


Figura 15: Diagrama del efecto de la detonación del taladro y la relación entre burden y espaciamento.

Por este motivo, considerando al Burden como la altura de un triángulo equilátero y al espaciamento como la base de dicho triángulo, la relación entre ambos vendría a ser:

$$\frac{S/2}{B} = \sqrt{3}$$

$$\frac{S}{B} = \frac{2}{\sqrt{3}} = 1.15 = K_s$$

Por lo mencionado anteriormente, se sugiere trabajar con una malla triangular equilátera, relacionando al espaciamento con el Burden mediante:

$$S = 1.15B$$

Sobre Perforación (J): Es la perforación adicional por debajo del nivel del pie del talud, esto con el fin de tener un piso nivelado después de la voladura. Si se tiene poca sobre perforación, esto puede ocasionar la presencia de ondulaciones (TOES) en el piso y dificultar la operación de los equipos de carguío, acarreo y auxiliares; en el caso de que se realice demasiada sobre perforación, esto puede ocasionar el incremento de vibraciones, inestabilidad en el piso incluyendo el aumento del costo de perforación debido al mayor recorrido y desgaste de la broca.

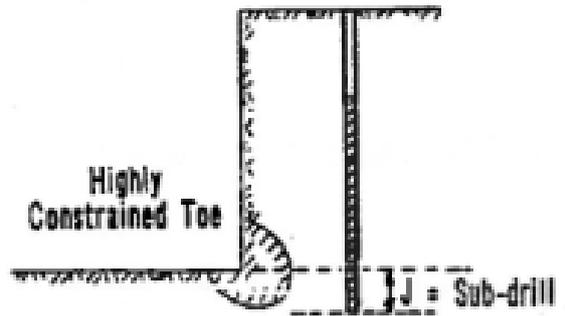
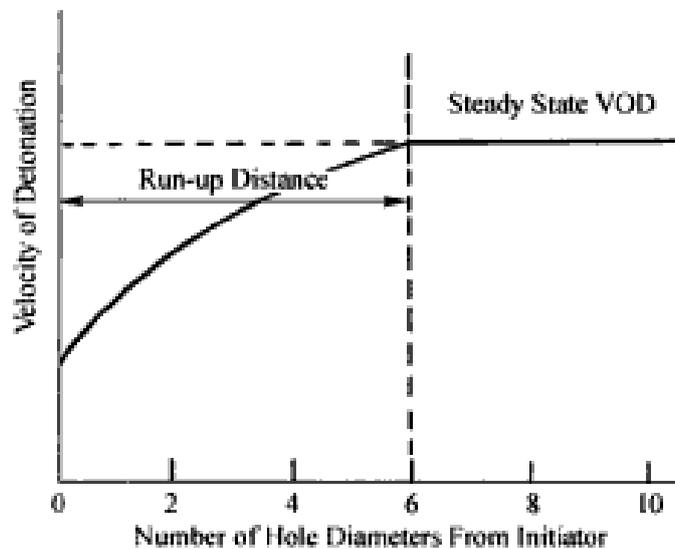


Figura 16: Acumulación de esfuerzos en el pie del talud.

Diversos estudios han determinado que la distancia máxima que recorre la onda de choque de la detonación de un taladro hasta estabilizar la velocidad dicha onda, es de 6 veces el diámetro del taladro detonado.



Debido a que en el pie del talud hay un alto confinamiento de esfuerzos, la dimensión de la sobre perforación debe ser tal, de modo que pueda vencer esos esfuerzos, si bien la onda expansiva recorre como mínimo 6 veces la longitud del diámetro se debe adicionar cierta cantidad para vencer el esfuerzo en el pie

del talud, diversas investigaciones sugieren adicionar 2 veces la longitud del diámetro, por lo cual la sobre perforación vendría a ser como mínimo:

$$J = 8D$$

Además, sabemos que el diámetro del taladro y el Burden son proporcionales, por lo tanto, podemos relacionar la Sobre Perforación con el Burden de la siguiente manera:

$$J = K_J B$$

Donde:

K_J : Constante que relaciona la sobre perforación con el Burden.

Igualando ambas ecuaciones, se obtiene que K_J debe variar entre 0.23 a 0.32, en muchas minas a tajo abierto se suele considerar el valor de 0.30 para esta constante, entonces podemos concluir lo siguiente:

$$J = 0.3B$$

Taco (T): Es la distancia desde el punto superior de la columna de explosivo hasta la superficie vertical del talud, esta distancia es rellena por material inerte, generalmente detritos, con el fin de retener los gases producidos durante la detonación de la mezcla explosiva, además sirve como medio para direccionar los esfuerzos dinámicos inducidos por la detonación de forma horizontal para colaborar en la fragmentación y desplazamiento de la roca; en caso de que se trabaje con poca longitud del taco se provocaría el escape de esfuerzos de manera vertical dando lugar a fly rocks con trayectorias excesivas, disipación de gases de alta concentración nitrosa, desplazamiento vertical o

“salto” del material rocoso el cual posteriormente dificultará el proceso de carguío, ahora en el caso de que se trabaje con una excesiva longitud del taco la detonación producirá grandes fragmentos de roca en la parte superior del banco además del poco esponjamiento del material rocoso. En la práctica para evitar los problemas mencionados líneas arriba, se sugiere trabajar con un Taco de longitud mínima de 0.7 veces el Burden y como máxima 1 vez el Burden:

$$0.7B \leq T \leq B$$

Factor de Potencia (F.P.):

Es la cantidad de explosivo en Kg necesario para fragmentar una tonelada de material rocoso.

Su cálculo se origina al analizar el volumen de roca que será fragmentado dentro del área de influencia de un taladro y la cantidad de explosivo a usarse en dicho taladro:

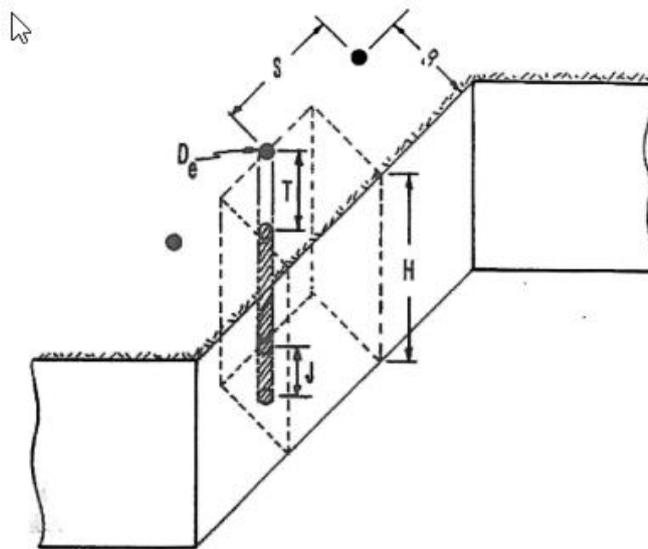


Figura 17: Bloque o zona de influencia de la detonación del taladro.

$$F.P. = \frac{W_{Expl.}(Kg)}{[B \times S \times H \times \rho_{Roca}](ton)}$$

$$F.P. = \frac{\left[\frac{\pi}{4} D^2 \times L \times \rho_{Expl.}\right](Kg)}{[B \times S \times H \times \rho_{Roca}](ton)}$$

Donde:

L: Longitud de carga de explosivo en el taladro.

MODELO PREDICTIVO DE FRAGMENTACIÓN: KUZ-RAM

En 1983 Cunningham desarrolló un modelo matemático para predecir el tamaño de la fragmentación de una voladura, basándose en la fórmula empírica de Kuznetsov, a continuación, se presenta dicho modelo matemático:

$$X_{50} = A \times \frac{Q^{1/6}}{K^{0.8}} \times \left(\frac{115}{REE}\right)^{0.633}$$

Donde:

X_{50} : es el tamaño promedio del material rocoso fragmentado.

A: factor de la roca.

Q: masa del explosivo utilizado en Kg.

K: factor de potencia

REE: Energía efectiva relativa del explosivo

De la fórmula anterior se puede deducir que:

El tamaño medio del material fragmentado y el factor de potencia son inversamente proporcionales, es decir para obtener una mejor fragmentación (reducir tamaño) se debe aumentar el factor de potencia del diseño de la voladura trabajada previamente.

BENEFICIOS DE UN BUEN DISEÑO DE VOLADURA:

- Menor intensidad de vibraciones.
- Minimización de fly rocks.
- Minimización de escape de gases.
- Esponjamiento adecuado del material rocoso fragmentado.
- Desplazamiento horizontal adecuado para le ejecución de carguío.

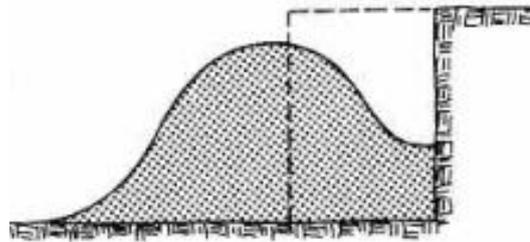


Figura 18: Disposición del material rocos después de la voladura.

- Mínima presencia de rocas duras y de gran tamaño ya que se tiene una buena fragmentación.
- Menor frecuencia de boom Jacks, lo cual contribuirá a una mayor disponibilidad mecánica de la pala.
- Operaciones seguras en el frente de carguío debido a la poca elevación del material.
- Mayor utilización efectiva de la pala.
- Poca frecuencia de cortes bajos.
- Menor tiempo de carguío, en consecuencia, disminuye el tiempo de cola.

- Pisos nivelados, minimización de TOES, menor exigencia para los equipos auxiliares en la ejecución de limpieza y nivelación.
- Menor tiempo de cuadrado por parte de los camiones al haber pisos nivelados.
- Menor daño a las paredes y pisos de los bancos, contribuyendo a obtener vías en mejores condiciones, contribuyendo a aminorar el tiempo de viaje de los camiones ya sean cargados o descargados.
- Menor merma del material rocoso debido a la buena fragmentación y baja presencia de rocas de gran tamaño en las vías de acarreo.
- Fragmentación óptima para el proceso de chancado.
- Menor tiempo de cola en la chancadora debido a la operación continua del chancado.
- Menor tiempo del ciclo de carguío y del ciclo de acarreo, contribuyendo al incremento de la productividad de la operación.
- Menor brecha entre la producción real y la planificada.
- Menor costo de minado.

2.4.3. Carguío

Esta etapa consiste en la extracción del material que ha sido fragmentado por efecto de la voladura mediante el ataque de la cuchara del equipo de carguío al frente de minado, existen diversos equipos encargados del carguío, por ejemplo: palas eléctricas, palas hidráulicas, excavadoras, cargadores frontales, etc. Para la presente tesis analizaremos el carguío realizado por la pala eléctrica CAT 7495.



Figura 19: Pala CAT 7495

Ciclo de Carguío

La pala realiza un trabajo repetitivo a lo largo de la jornada, a continuación, se describe cada etapa y el tiempo (minutos) que se registra.

Hang:

Tiempo que espera la pala, desde que carga a un camión previo hasta que ingrese otro camión a la zona de carguío.

Spotting Time

Tiempo de maniobras que realiza el operador de camión para posicionarse en la ubicación correcta para el carguío.

Loading Time

Tiempo que transcurre durante la carga de material desde el frente de minado hasta la tolva del camión en la cantidad de pases necesario, en este caso el camión CAT 797F requiere de 4 pases por parte de la pala CAT 7495.

Productividad

Dig Rate:

Es la cantidad de material que la pala carga al camión solamente durante el tiempo de carguío. Se expresa generalmente en toneladas por hora:

$$Dig\ Rate = \frac{Tonelaje\ (ton)}{Tiempo\ Carguío\ (min)} \times \frac{60\ min}{1\ h}$$

Productividad Efectiva:

Es la productividad de la pala considerando un Hang igual a cero.

$$P.\ Efect. = \frac{Tonelaje\ (ton)}{(T.\ Carguío + T.\ Cuadrado)\ (min)} \times \frac{60\ min}{1\ h}$$

Productividad Real u Horaria:

Es la cantidad de toneladas cargadas al camión por cada ciclo de la pala, es decir aquí se considera el valor del Hang.

$$P. Real = \frac{\text{Tonelaje (ton)}}{(T. Carguío + T. Cuadrado + Hang) (min)} \times \frac{60 \text{ min}}{1 \text{ h}}$$

2.4.4. Acarreo

Esta actividad trata del traslado (acarreo) del material desde la zona de carguío hasta la zona de descarga (Chancadora). También posee un ciclo de trabajo.

Ciclo de Acarreo

Viajando vacío:

El camión viaja vacío, esta actividad inicia cuando el camión recibe una asignación al equipo de carguío.

Cola vacío:

El camión vacío llega a los límites de la zona de carguío, pero debe esperar cierto tiempo en cola (Queue Time) hasta ser avisado para su ingreso a la zona de carguío.

Cuadrado vacío:

El camión vacío, ingresa a la zona de carguío y realiza maniobras hasta estacionarse en una ubicación idónea para ser cargado.

Esperando a cargar:

El camión vacío, una vez ubicado correctamente, espera un lapso de tiempo hasta que el equipo de carguío se encuentre listo para realizar la primera descarga.

Tiempo de carguío:

Esta actividad comienza con la primera descarga de material por parte del equipo de carguío. La actividad culmina cuando se realiza la última descarga y se avisa al operador del camión para que empiece a movilizarse hacia el destino asignado por Control.

Viajando cargado:

El camión cargado, viaja hacia el destino de descarga asignado: chancadora, stock o botadero.

Cola cargado:

El camión cargado, realiza una cola en los límites de la zona de descarga, hasta ser atendido.

Cuadrando cargado:

El camión cargado realiza maniobras para estacionarse hasta la posición correcta para realizar la descarga del material.

Descargando:

En esta actividad el camión levanta la tolva para realizar la descarga total del material.

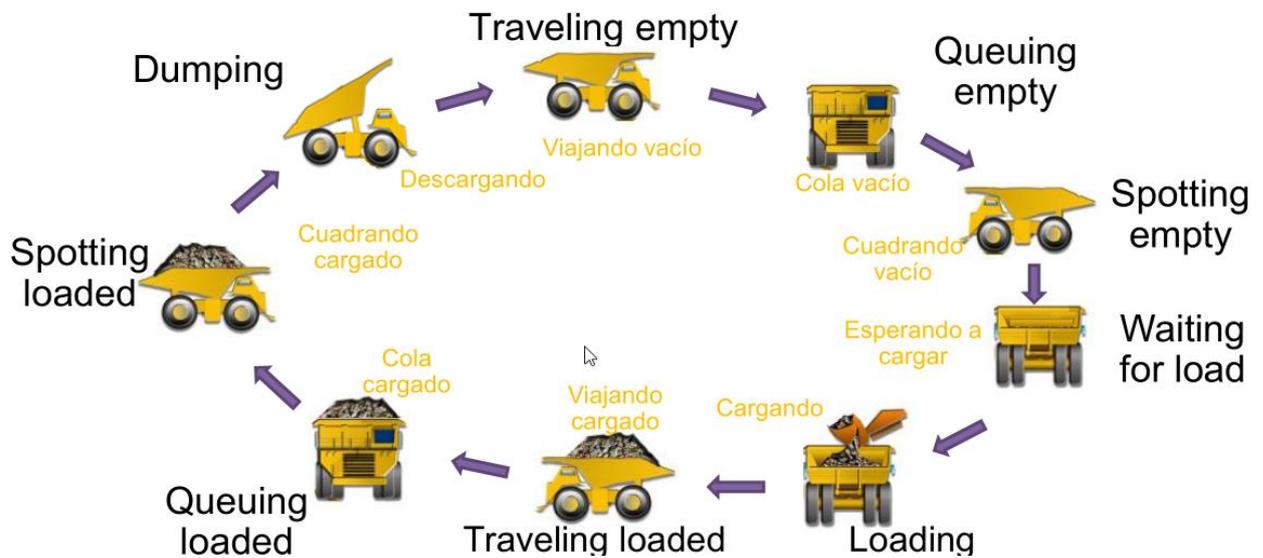


Figura 20: Ciclo de acarreo.

Tiempo del Ciclo del Camión:

A cada actividad del Ciclo del camión se le asocia un tiempo de duración, en consecuencia, el tiempo total del ciclo del camión viene a ser la suma de los tiempos individuales de cada actividad:

$$\text{Ciclo Camión (min)} = T_1 + T_2 + T_3 + T_4 + T_5 + T_6 + T_7 + T_8 + T_9$$

Donde:

T_1 : Tiempo de viaje del camión vacío hasta la zona de carguío.

T_2 : Tiempo del camión vacío en cola para ser cargado.

T_3 : Tiempo de posicionamiento del camión par ser cargado.

T_4 : Tiempo de espera del camión hasta que comience el primer pase del equipo de carguío.

T_5 : Tiempo de duración del total de pasadas de material.

T_6 : Tiempo de viaje del camión cargado hasta el destino asignado.

T_7 : Tiempo del camión cargado en cola para descargar.

T_8 : Tiempo de posicionamiento del camión para empezar la descarga.

T_9 : Tiempo de la descarga total del material

Disponibilidad Mecánica:

Se define como el porcentaje de tiempo en el cual el equipo (carguío o acarreo) no se encuentra bajo mantenimiento.

Utilización Operativa:

Porcentaje de la disponibilidad mecánica en el cual el equipo realiza labores netamente de producción.

Número de Ciclos por Hora:

$$\#Ciclos\ por\ Hora = \frac{60(min/h)}{Ciclo\ Camión(min/ciclo)}$$

Productividad del Camión:

$$Prod.\ Camión(ton/h) = \frac{60\left(\frac{min}{h}\right) \times CargaCamión(ton/ciclo)}{Ciclo\ Camión(min/ciclo)} \times Util. \times Disp. Mec.$$

$$\begin{aligned} Prod.\ Camión(ton/h) \\ &= \#Ciclos\ por\ Hora\left(\frac{ciclo}{h}\right) \times CargaCamión(ton/ciclo) \times Util. \\ &\times Disp. Mec. \end{aligned}$$

2.4.5 EQUIPOS AUXILIARES

Son los equipos que dan soporte a la operación de producción, poseen diversos fines:

- Movimiento de material, especialmente desmante: Camión Minero 777F, Tractor de Orugas D11T, Tractor de Ruedas 854K,
- Carguío: Excavadora 390D, Cargador Frontal LT2350, Cargador Frontal 992K.
- Mantenimiento de vías: Motoniveladora 24M, Rodillo, Minicargador.
- Cables: Manipulador 988H.

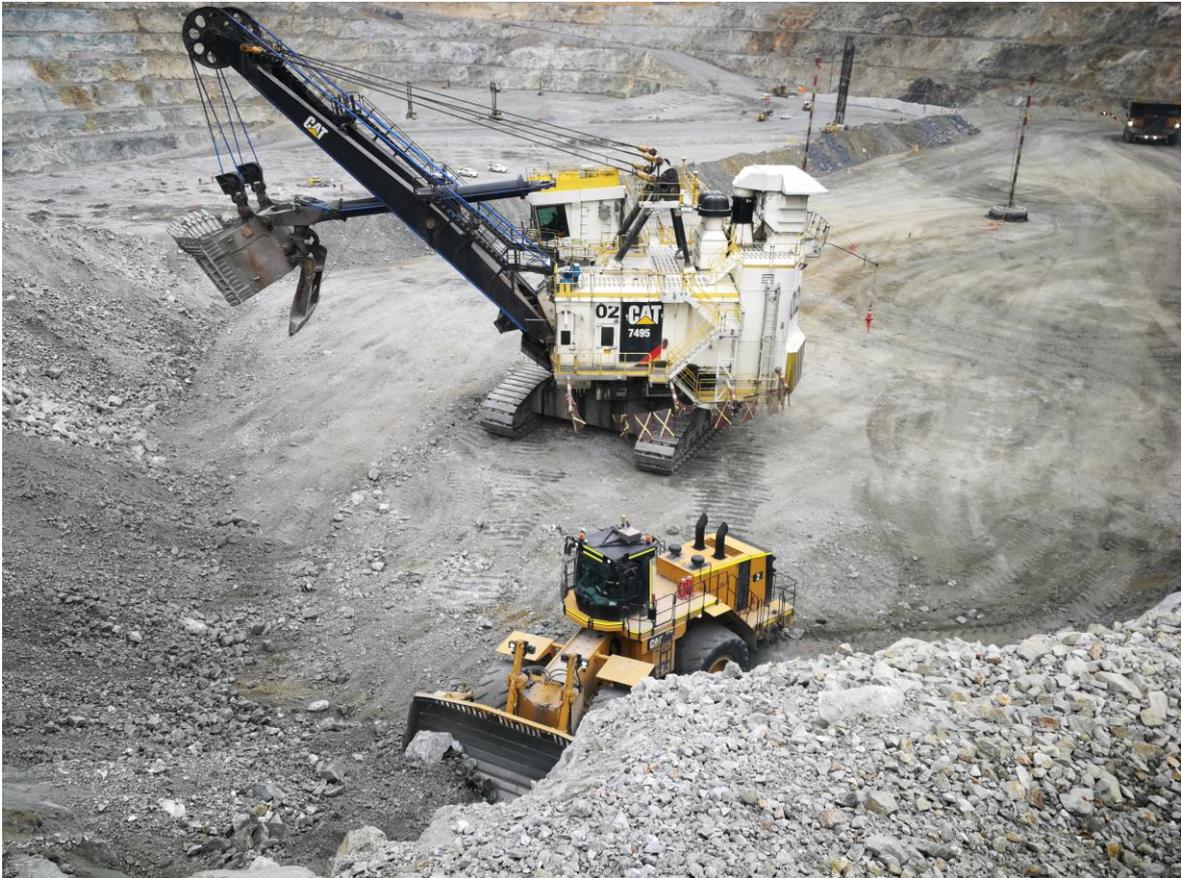


Figura 21: Equipo Auxiliar (Tractor de Ruedas 854K) dando soporte para la extracción de material inaccesible por la pala.

CAPÍTULO III. METODOLOGÍA

3.1. Población y muestra (Materiales, instrumentos y métodos)

Se recopiló la información del sistema MineStar, para la población de todas las guardias que operan la Pala CAT 7495 y el Camión Minero 797F, la información comprende: tonelaje, origen y destino del material, tiempos del ciclo de carguío, tiempos del ciclo de acarreo, operadores, fechas y horas. La muestra de estudio comprende los meses de enero, febrero, marzo y abril del 2019, seleccionando a 3 operadores de pala y 10 operadores de camión minero por cada guardia, con destino hacia la chancadora.

3.2. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

Se importó la información de la base de datos del Sistema Minestar, se realizó mediciones de tiempos en campo en los meses de estudio establecido tanto para camiones como para las palas. Además, se realizó encuestas hacia los operadores acerca de los principales motivos que dificultaban su trabajo, se realizó consultas a los supervisores y jefes de guardias acerca del desempeño de la operación en los meses de estudio.

Una vez recolectada la información, se trabajó en la plataforma de Excel 2016 y con el software estadístico Minitab 18 para el resumen y análisis de la información.

Con la información limpia, ordenada y resumida, se procedió a calcular los KPI's con los que la empresa trabaja.

3.3. Procedimiento

3.3.1 Recolección de Información

Se recolectó información de campo y de la base de datos del sistema Minestar, durante los meses de enero hasta abril del 2019.

La información recolectada trata de cada uno de los tiempos del ciclo de acarreo para el caso de camiones CAT 797F además del tiempo del ciclo de carguío para la Pala CAT 7495. Estos tiempos son tomados en minutos.

3.3.2 Limpieza y Resumen de Información

Se filtró especialmente la información de los tiempos extraídos de la base de datos del sistema MineStar, descartando tiempos casi nulos o excesivamente amplios (hasta de horas). Se trabajó con zonas de inicio (carguío) a cargo de las palas eléctricas. Se tomó como zona de destino a la chancadora primaria.

3.3.3 KPI's

Los KPI's que se consideran para diagnosticar el estado del ciclo de acarreo durante los meses de enero, febrero y marzo, para la flota de 30 camiones 797F son los que se muestran a continuación:

KPI	Promedio
Viajando Vacío	12.06 min
Cola en zona de carguío	0.78 min
Cuadrado en zona de carguío	1.44 min
Esperando a ser cargado	0.57 min
Cargando	2.47 min
Viajando cargado	15.38 min
Cola en zona de descarga	3.18 min
Cuadrado en zona de descarga	3.33 min
Descarga	0.86 min
Tiempo Total del Ciclo de Acarreo	40.07 min
Payload	373.65 TC
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilización Operativa	75%
Productividad Camión CAT 797F	335.70 TC/Hora
Productividad Flota Camiones CAT 797F	10,070.90 TC/Hora
Producción Diaria Flota Camiones CAT 797F	241,702 TC/Día
Producción Anual Flota Camiones CAT 797F	88'221,311 TC/Año
Producción Anual de Mineral (W:O = 4:1)	17'644,262 TC/Año

Tabla 03: KPI's del estado sin mejoras.

3.3.4 Diagnóstico del Ciclo de Acarreo en condiciones óptimas

Observando la información de la tabla anterior, se nota los excesivos tiempos en las colas, en el cuadrado del camión, en la espera para que el camión sea cargado, en el tiempo netamente de carguío hasta en la descarga; esto se justifica debido a que se realizaron diversas pruebas de dichas actividades, pero en condiciones adecuadas: frente amplio de minado, pisos nivelados en zonas de carguío y de descarga, acarreo

en vías con zonas en buen estado, operador sin fatiga y concentrado, minado de material con buena fragmentación; obteniéndose los siguientes tiempos:

KPI	Promedio
Viajando Vacío	11.58 min
Cola en zona de carguío	0.50 min
Cuadrado en zona de carguío	1.00 min
Esperando a ser cargado	0.20 min
Cargando	2.00 min
Viajando cargado	15.16 min
Cola en zona de descarga	1.85 min
Cuadrado en zona de descarga	1.00 min
Descarga	0.70 min
Tiempo Total del Ciclo de Acarreo	34.00 min
Payload	376 TC
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilización Operativa	75%
Productividad Camión CAT 797F	398.20 TC/Hora
Productividad Flota Camiones CAT 797F	11,947.00 TC/Hora
Producción Diaria Flota Camiones CAT 797F	286,729 TC/Día
Producción Anual Flota Camiones CAT 797F	104'656,099 TC/Año
Producción Anual de Mineral (W:O = 4:1)	20'931,220 TC/Año

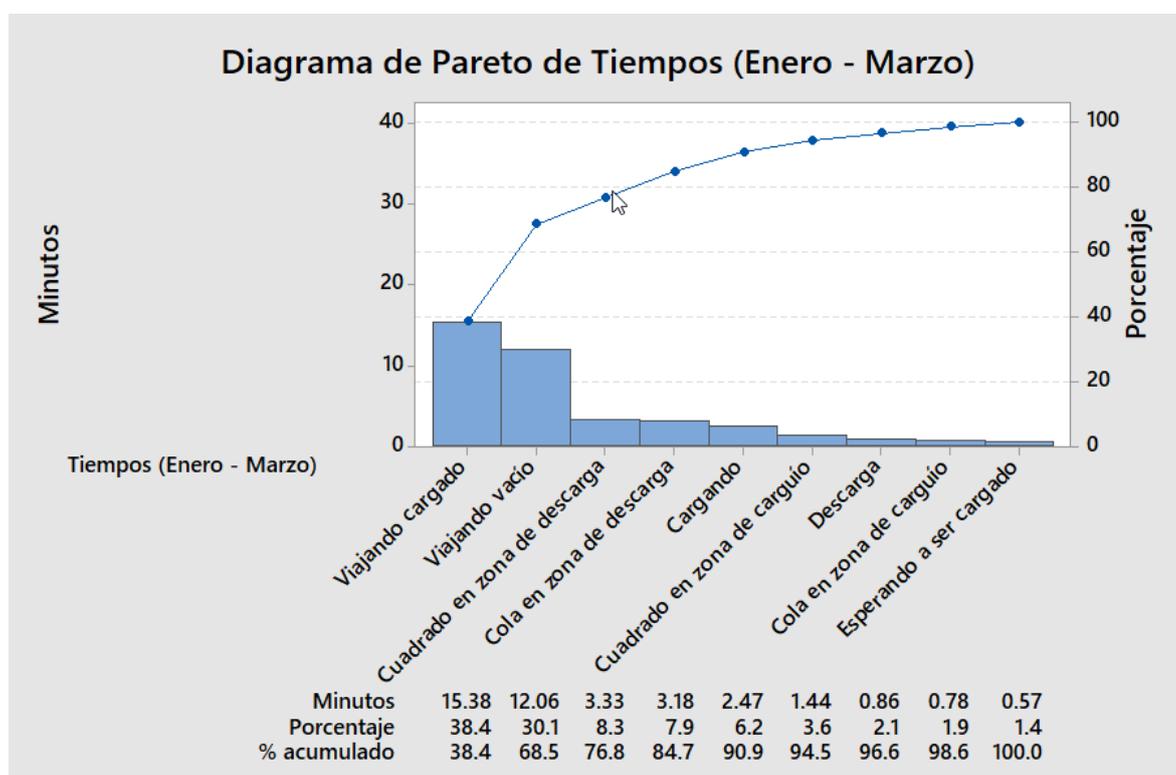
Tabla 04: KPI's para condiciones óptimas de operación.

Se nota entonces que hay una gran diferencia entre los tiempos tomados en campo para un ciclo habitual y los tiempos calculados en pruebas en condiciones aceptables; y

mucho más importante es la diferencia de producción de mineral de cobre que irá a chancadora.

Por lo tanto, se recurre a identificar los tiempos que poseen mayor impacto en el ciclo, y las causas que lo producen, por tal motivo se recurre a trabajar con las herramientas del diagrama de Pareto, para identificar nuestras variables dependientes, y el diagrama de Ishikawa, para identificar nuestras variables independientes.

3.3.4.1 Diagrama de Pareto del Ciclo de Acarreo



El diagrama de Pareto nos permite identificar las principales causas que provocan la mayor cantidad de frecuencia de los efectos de un proceso.

En el gráfico, se observa que alrededor del 90% del tiempo total del ciclo de acarreo es producido por los tiempos: viajando cargado, viajando vacío, cuadrado en zona de

descarga, cola en zona de descarga y carguío. Estos tiempos vendrían a ser los principales problemas para la productividad en el ciclo de acarreo, es decir vienen a ser nuestras variables dependientes.

Ya una vez identificadas nuestras variables dependientes, debemos de identificar las variables que influyen en las dependientes, a estas se les conoce como variables independientes que en la práctica vienen a ser las causas que provocan los problemas identificados en el ciclo de acarreo.

3.3.5 Determinación de las principales causas de los problemas en el ciclo de acarreo

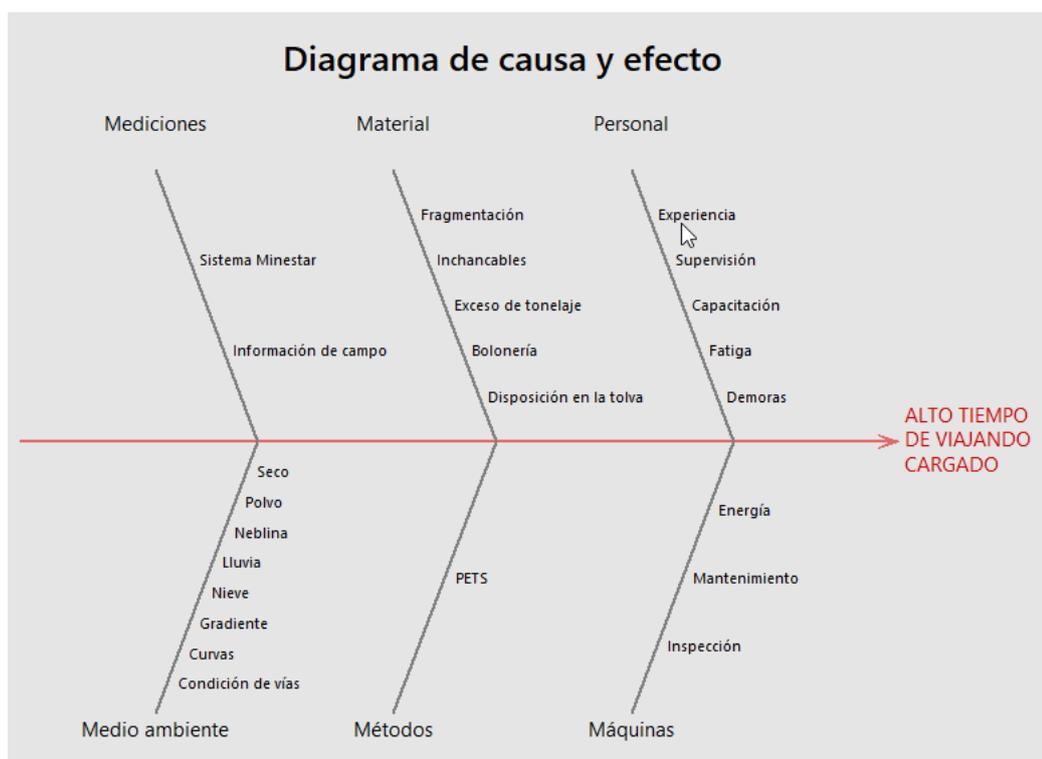




Figura 22: Acarreo de material (Viajando Cargado).

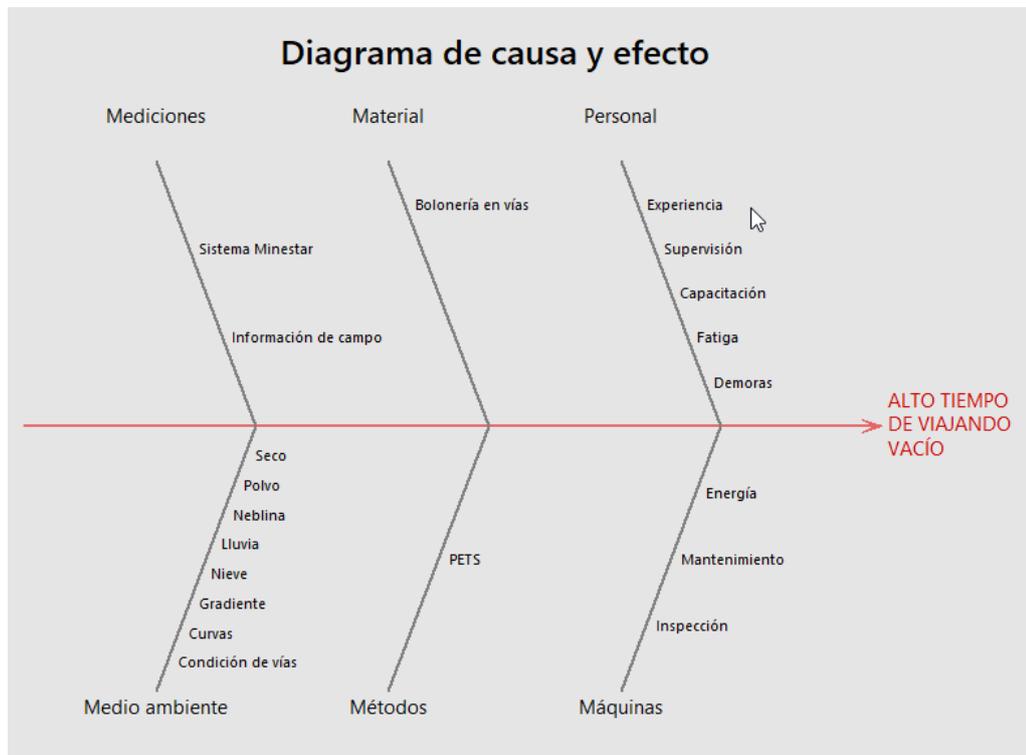




Figura 23: Viajando Vacío.

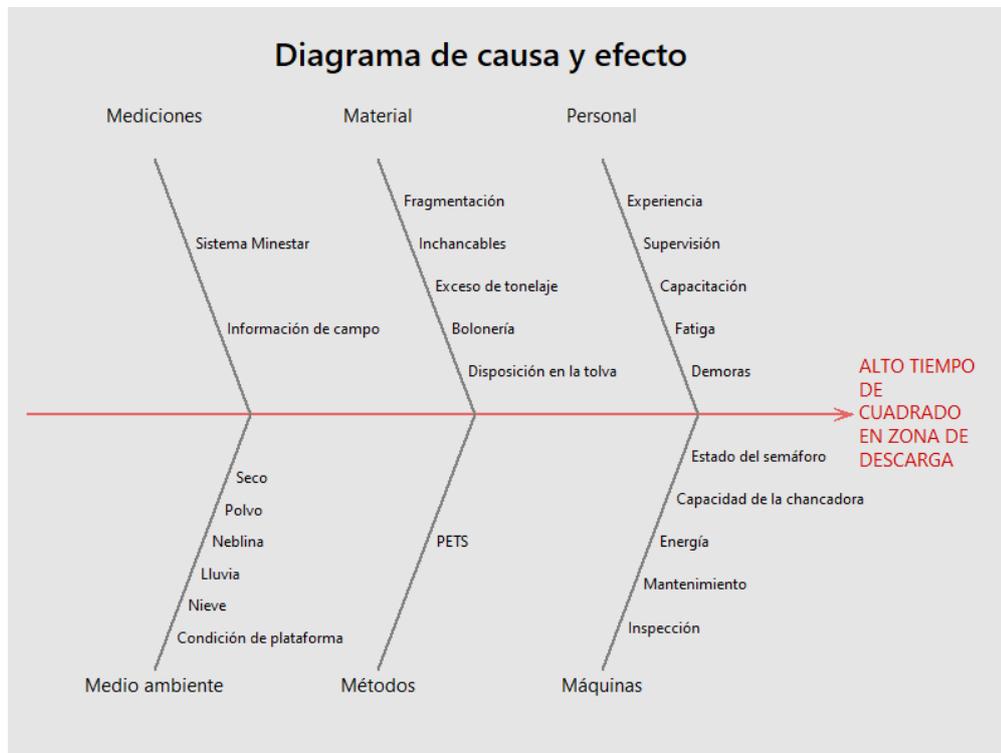




Figura 24: Cuadrado en la zona de descarga (Chancadora).

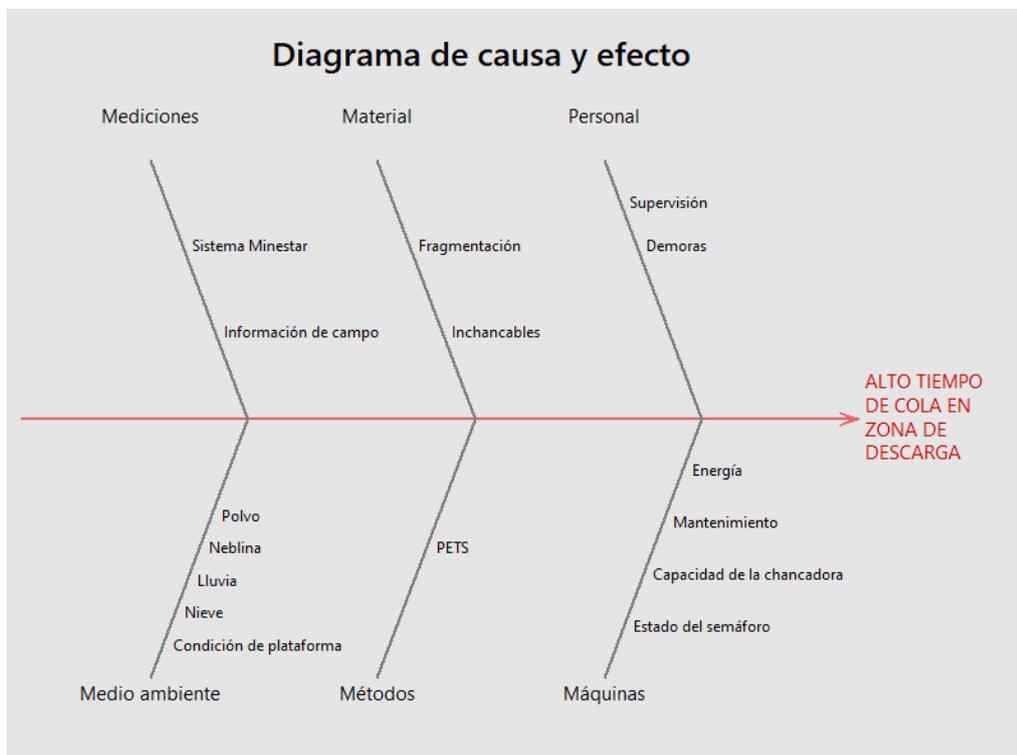




Figura 25: Cola en zona de descarga (Chancadora).

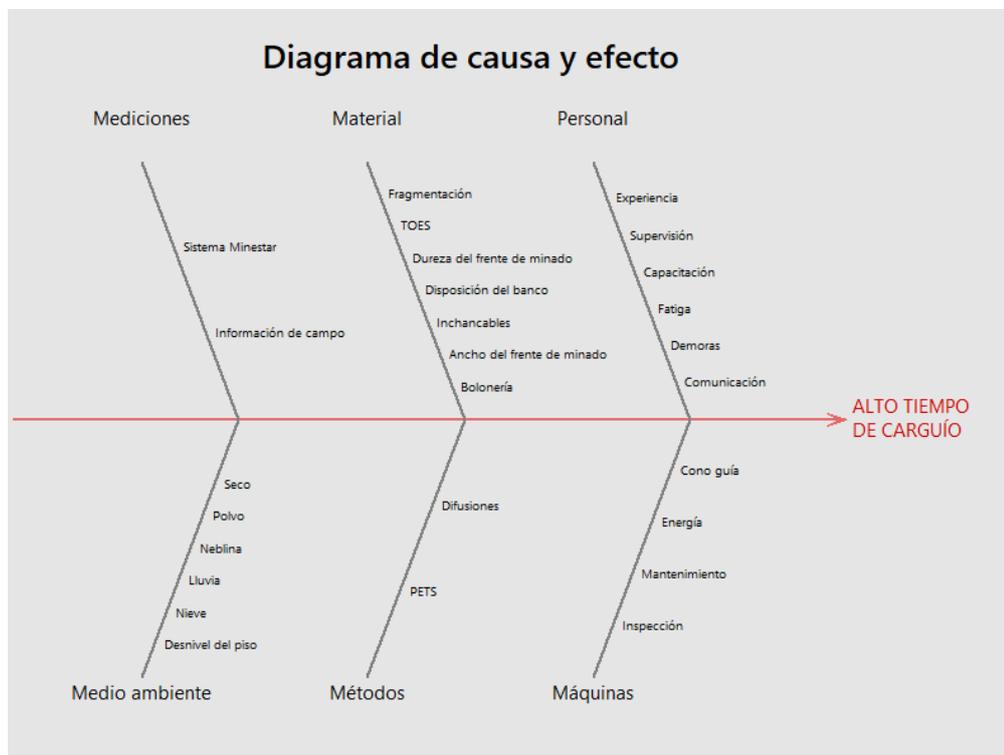




Figura 26: Carguío

Una vez analizada las actividades o condiciones que son causas raíces de los tiempos altos, procedemos a describir cada una de ellas y su impacto.

Medio Ambiente:

- Condiciones secas.



Figura 27: Condiciones secas en el tajo.

- Presencia de polvo



Figura 28: Polvo en la operación minera.

- Neblina



Figura 29: Neblina en la operación minera.

- Lluvia / Nieve



Figura 30: Nieve o lluvia en la operación minera.

- Tormenta



Figura 31: Inicio de tormenta eléctrica (acumulación de nubes negras).

- Desnivel del piso en zona de carguío



Figura 32: Desnivel del piso en zona de carguío. Tractor de ruedas en trabajo de nivelación.

- Condición de plataforma de descarga



Figura 33: Estado del piso de la zona de descarga (Chancadora).

- Condición de vías



Figura 34: Estado de la vía de acarreo.

- Gradientes y Curvas



Figura 35: Gradientes y curvas de la vía de acarreo.

Material:

- Fragmentación: Nivel del tamaño del material una vez que ha sido detonado.



Figura 36: Nivel de fragmentación del banco que acaba de ser detonado.

- Inchancables: Todo material que no sea mineral o desmonte, puede provocar problemas en la chancadora primaria.

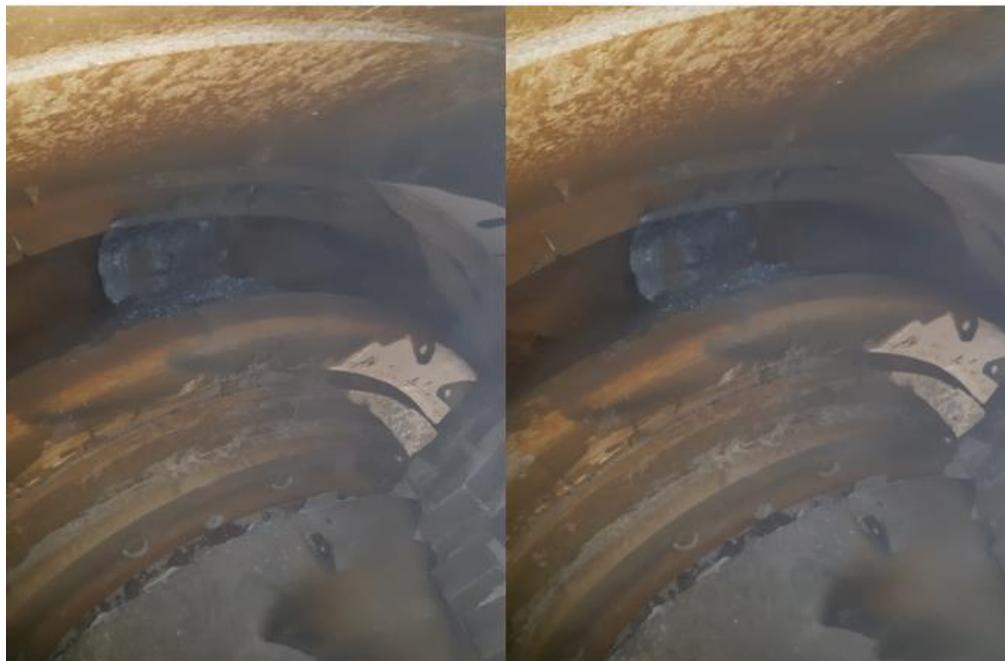


Figura 37: Detección de material inchancable.

- Exceso de carga útil (tonelaje): cuando se carga la tolva del camión a más de 385 T.C.



Figura 38: Camión son sobrecarga.

- Bolonería: Material rocoso de grandes dimensiones (0.5 a 1.0 metros).



Figura 39: Bolonería causada por una mala voladura.

- Disposición del material en la tolva del camión: el material rocoso puede ser cargado a la tolva del camión de forma centrada o lateral, este último no se recomienda ya que produce un mayor desgaste de llantas.



Figura 40: Material mal cargado, ocasiona mayor desgaste en las llantas del lado derecho del camión.

- TOES: ondulaciones presentes en el piso de la zona de carguío.



Figura 41: Presencia de TOES (ondulaciones) en el piso de la zona de carguío.

- Dureza del frente de minado: es la resistencia que presente la cara del frente de minado ante el ataque de la cuchara del equipo de carguío.



Figura 42: Ataque poco profundo del cargador frontal debido a la dureza del frente de minado.

- Disposición del banco después de la voladura
- Ancho del frente de minado: es la amplitud donde se ejecutará el proceso de carguío, se recomienda trabajar de 60 a 90 metros para que el equipo de carguío trabaje por ambos lados.



Figura 43: Disposición del material detonado. Se observa el esponjamiento además de un frente amplio para cargar por dos lados.

Personal:

- Experiencia: nivel de conocimientos de manejo de equipos, adquiridos dentro o fuera de la empresa.
- Capacitación: nivel de aprendizaje en el manejo de nuevos equipos.
- Fatiga: nivel de cansancio del operador durante el trabajo.
- Demoras: tiempo perdido en el ciclo productivo, debido a diversas razones: almuerzo, cambio de guardia, SS.HH, fallas de equipos, etc.
- Comunicación: llegada y entendimiento del mensaje que se desea enviar.
- Supervisión: ejecución del liderazgo por parte del jefe de guardia para el cumplimiento de metas de producción.
- Motivación: es el grado en el que una persona se siente capaz de cumplir las metas asignadas.

Máquina:

- Energía: generalmente posee dos fuentes: eléctrica y combustibles. La energía eléctrica se transmite mediante cables de grandes dimensiones. El combustible es repartido mediante un grifo ubicado en los alrededores del tajo.
- Mantenimiento: gestión para el estrado óptimo del equipo.
- Capacidad de la Chancadora: tonelaje por hora que puede procesar.
- Estado de semáforo en zona de descarga (chancadora): existen dos semáforos que indican si el operador puede cuadrar el camión y comenzar con la descarga.
- Inspección: chequeo periódico del estado del equipo.

Métodos:

- PETS: es el procedimiento estándar que debe realizar el operador para cumplir con su trabajo, debe ser elaborado y revisado por la supervisión de mina y de seguridad y salud ocupacional.
- Difusiones: es la labor que realiza el personal de entrenamiento mina o la supervisión para dar a conocer los PETS a todos los operadores.

Mediciones:

- Información de Campo: Información que se recolecta in-situ, es decir desde el mismo tajo, se recomienda recolectar muestras al azar para diversos frentes de trabajo, la información deberá ser lo más precisa posible para más adelante obtener resultados confiables.
- Sistema MineStar: Es el sistema de gestión de flotas que se usa en varias minas de gran escala, tiene como objetivo maximizar la productividad.

PROPUESTAS DE MEJORA PARA LAS ACTIVIDADES QUE SON CAUSAS RAÍCES

Medio Ambiente:

Realizar un mapeo de las necesidades de mantenimiento de vías, plataformas de carguío y descarga para cada condición climática: nieve, lluvia o seco.

Realizar las actividades de mantenimiento de vías, plataformas de carguío y descarga mediante equipos auxiliares y que sean operados por personal experto, esto con el fin de minimizar al tiempo de dicho trabajo.

Realizar la limpieza diaria de las luces delanteras, laterales y posteriores de todos los equipos móviles de mina, esto con el fin de evitar accidentes durante la presencia de niebla.

Material:

Realizar voladura, cuyo resultado sea una fragmentación óptima y desplazamiento adecuado del material, para lo cual se deberá de aumentar el Factor de Potencia y redefinir las dimensiones de la malla de perforación. Al obtener una buena fragmentación se evitaría la presencia de bolones, frentes duros, etc. Al realizar un buen dimensionamiento del taco se evitaría las grandes columnas de gases y fly rocks; en el caso de la sobre perforación, su buen diseño minimizaría la presencia de TOES y pisos duros.

Instalar cámaras de alta definición para la detección de inchancables en el frente de minado y evitar su llegada a la chancadora primaria.

Monitorear con mayor precisión el tonelaje por cada pase de la pala al camión, para evitar la sobrecarga del mismo y el lento desplazamiento del camión durante el acarreo.

Se sugiere la presencia constante de la supervisión en cada frente de minado para dar indicaciones al operador de pala acerca de posibles problemas de carga no centrada.

Personal:

Aumentar la capacitación, contratar personal con experiencia que simultáneamente pueda ser capacitado en otros equipos, esto con el fin de evitar demoras al tener equipos sin operador.

Capacitarlos para que tomen medidas de seguridad antes, durante y después del trabajo; para salvar la integridad del operador y evitar el ausentismo debido a la recuperación médica.

Realizar charlas con mayor frecuencia acerca de los procedimientos (PETS).

Máquinas:

Inculcar la cultura de la pre-inspección y el monitoreo continuo del equipo por parte del operador, para así evitar demoras, tiempo de mantenimiento, tener una mayor durabilidad de componentes. El área de mantenimiento debe mejorar el sistema de detección de fallos.

Métodos:

Afinar los procedimientos, que sean más claros y de fácil entendimiento para el operador; deberán ser revisados con un período mínimo de 6 meses y a la vez comparando con los reportes de eventos de seguridad, con esto último se contemplará evitar mayores tipos de accidentes.

Mediciones:

Calibrar los sensores del sistema MineStar, con frecuencia quincenal o mensual, para evitar mediciones inexactas tanto de tiempos, ubicación, desniveles de piso, etc.

Realizar mediciones en campo con frecuencia diaria, contrastar los resultados con las mediciones realizadas por el sistema MineStar.

CAPÍTULO IV. RESULTADOS

1.- Perforación y Voladura:

Se aplicó la principal estrategia, la cual trata de incrementar el Factor de Potencia (F.P.) mediante el rediseño de las métricas de la malla de perforación.

A continuación, se presenta el rediseño de la malla de perforación:

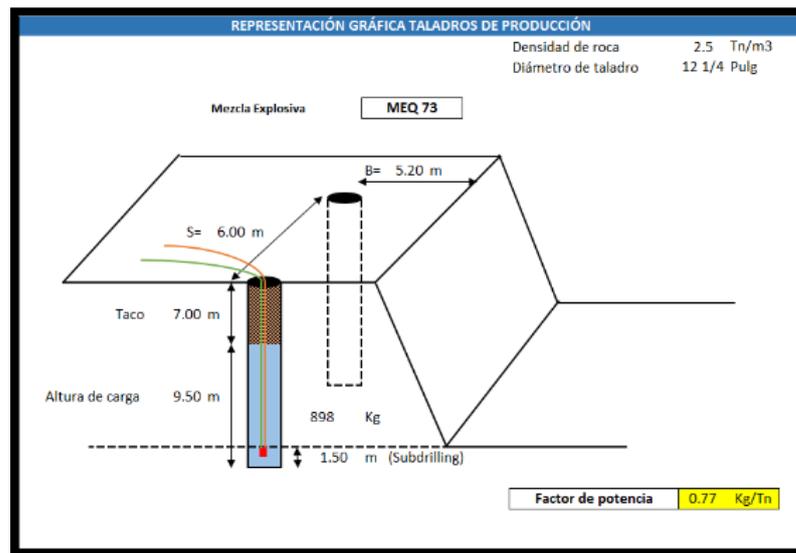


Figura 44: Diseño de carga anterior (Factor de Potencia = 0.77).

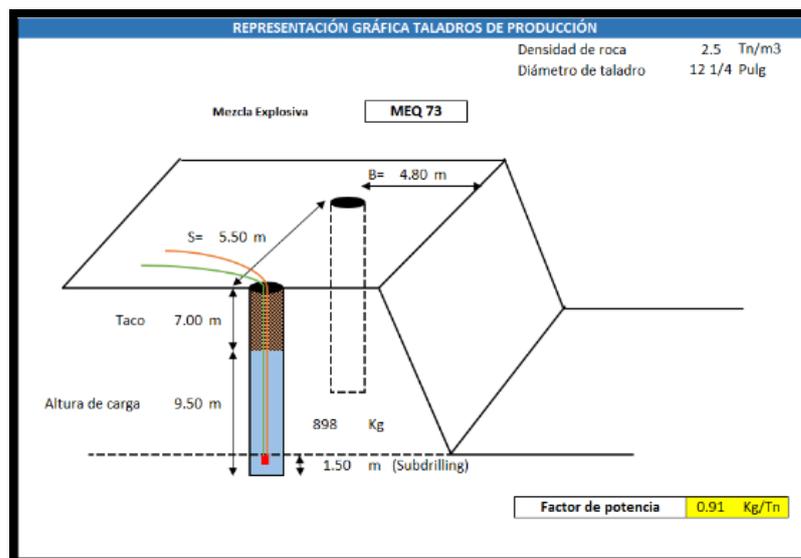


Figura 45: Diseño de carga real (Factor de Potencia = 0.91).

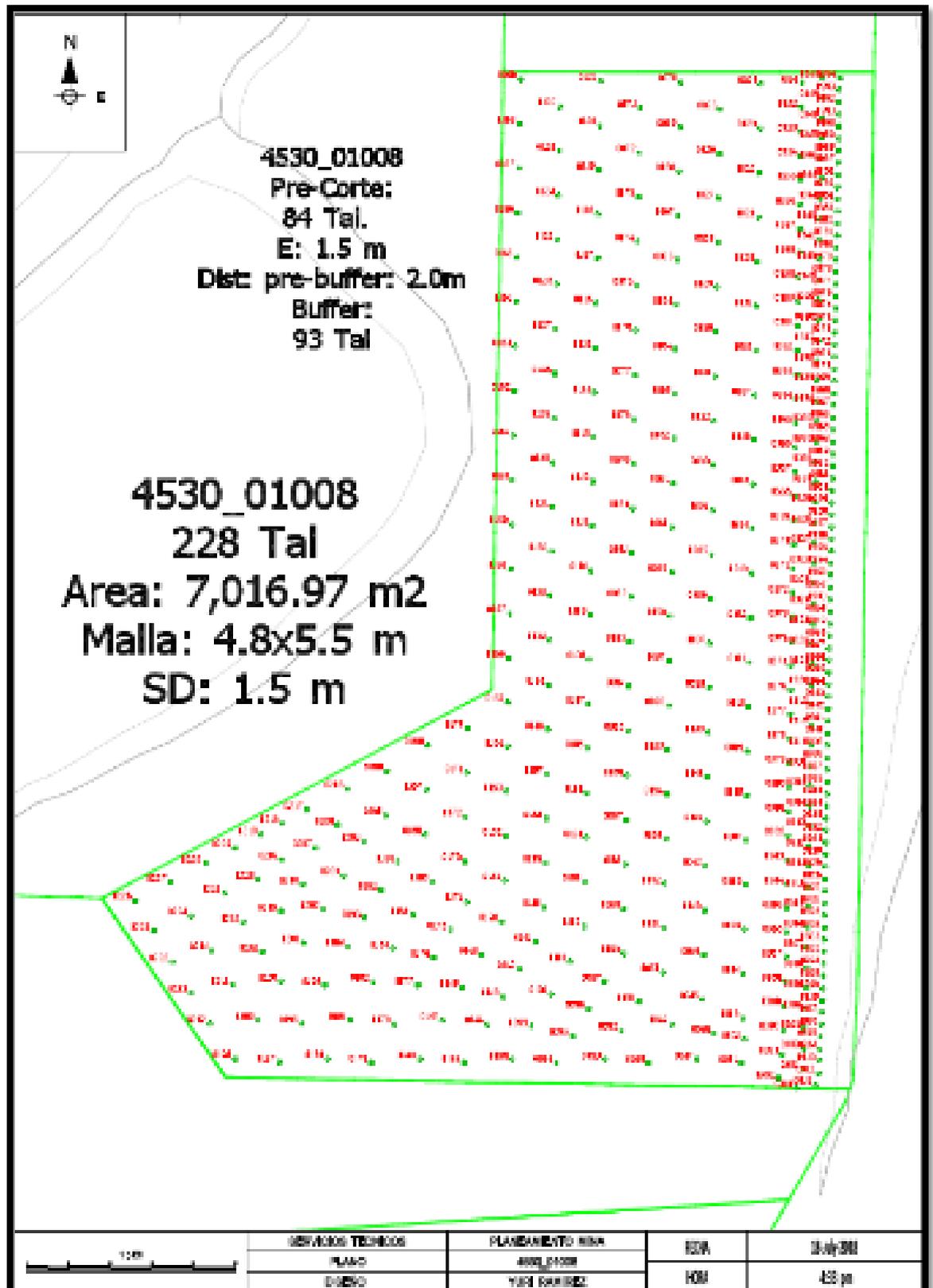


Figura 46: Plano de la malla de voladura, aplicando mejoras.

2.- Carguío y Acarreo

Al aplicar las mejoras propuestas en la presente tesis, se procedió con la medición de los tiempos en campo y la recolección de los tiempos en el sistema MineStar, para alrededor de 500 muestras (viajes).

KPI	Promedio
Viajando Vacío	11.77 min
Cola en zona de carguío	0.43 min
Cuadrado en zona de carguío	0.12 min
Esperando a ser cargado	0.43 min
Cargando	2.06 min
Viajando cargado	13.08 min
Cola en zona de descarga	1.93 min
Cuadrado en zona de descarga	2.81 min
Descarga	0.81 min
Tiempo Total del Ciclo de Acarreo	34.44 min
Payload	375.3 TC
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilización Operativa	75%
Productividad Camión CAT 797F	392.30 TC/Hora
Productividad Flota Camiones CAT 797F	11,769.00 TC/Hora
Producción Diaria Flota Camiones CAT 797F	282,456 TC/Día
Producción Anual Flota Camiones CAT 797F	103'096,348 TC/Año
Producción Anual de Mineral (W:O = 4:1)	20'619,270 TC/Año

Tabla 05: KPI'S con aplicación de mejoras.

Seguidamente se solicitó la información del costo total de producir una tonelada corta de cobre fino (TCF), dicho costo contempla: costo de minado, costo de tratamiento (planta), gastos administrativos, comercialización, teniendo el siguiente comparativo:

Costo Total	Período
\$5002/TCF	Enero 2018 – Febrero 2019 (sin mejora)
\$5007/TCF	Marzo 2019 – Julio 2019 (aplicando mejora)

Tabla 06: Costo total de producir cobre fino.

El precio de la tonelada corta de cobre fino, para los años 2018 y 2019, en promedio, fue de \$6000/TCF. Seguidamente procedemos a calcular la utilidad anual.

Para el periodo, sin aplicar mejoras:

$$Utilidad = Ingresos - Costos$$

$$Utilidad = Tonejale Anual Cobre Fino * (Precio - Costo)$$

$$Utilidad = Tonelaje Anual Mineral * Ley de Cabeza * Rec. Met * Ref.$$

$$* (Precio - Costo)$$

$$Utilidad = 17\,644\,262 * 8\% * 85\% * 99.99\% * (6000 - 5002)\$/Año$$

$$Utilidad = 1\,197\,MM\ \$/Año$$

Para el período donde se aplicó las mejoras:

$$Utilidad = Ingresos - Costos$$

$$Utilidad = Tonejale Anual Cobre Fino * (Precio - Costo)$$

$$Utilidad = Tonelaje Anual Mineral * Ley de Cabeza * Rec. Met * Ref.$$

$$* (Precio - Costo)$$

$$Utilidad = 20\,619\,270 * 8\% * 85\% * 99.99\% * (6000 - 5007)\$/Año$$

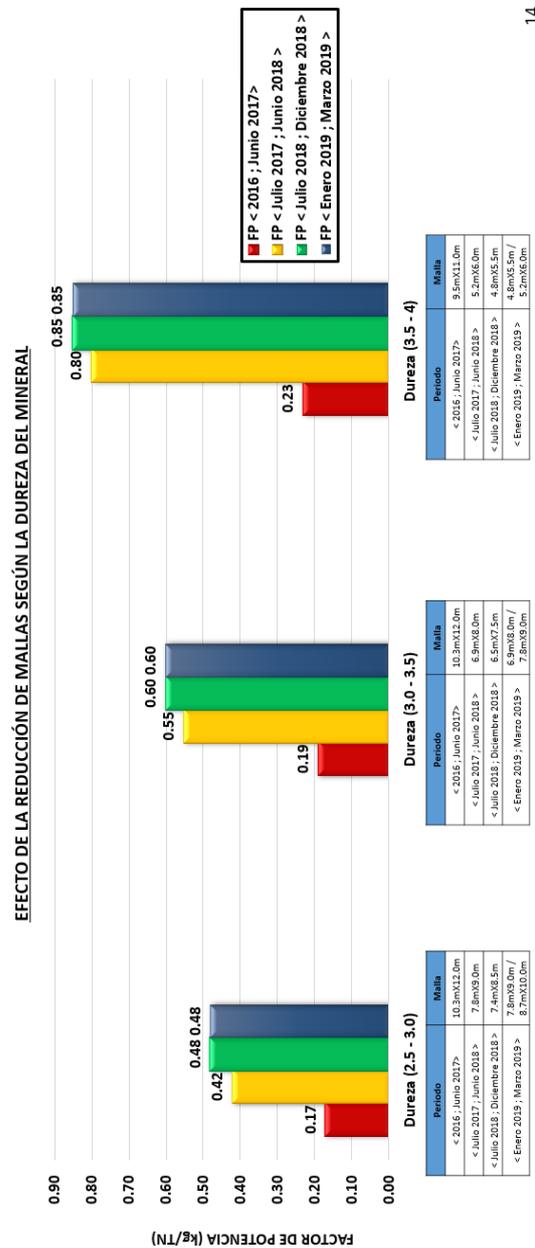
$$Utilidad = 1\,392\,MM\ \$/Año$$

CAPÍTULO V. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1 Discusión

4.1.1 Perforación y Voladura

Se comparó el factor de potencia de la malla usadas en los años 2016, 2017, 2018 y 2019, se observa el aumento del Factor de Potencia.



14

Figura 47: Comparativo en el Factor de Potencia.

Aumento de la productividad en una operación minera a tajo abierto. Además, se verificó en campo, la disminución del tamaño de fragmentación, minimizando la presencia de bolonerías.



Figura 48: Mala fragmentación y sus efectos.



Figura 49: Buena fragmentación, voladura con mejoras aplicadas.

4.2 Conclusiones

- Con las medidas de mejora, se aumentó la productividad y consecuentemente aumentó la utilidad anual de 1197 MM\$ a 1392 MM\$, es decir con las mejoras aplicadas aumentamos el valor de la utilidad en 195 MM\$.
- Se demostró que, al realizar un buen diseño de la voladura, tanto en la malla de perforación y en el explosivo usado, aumenta el Factor de Potencia y disminuye el tamaño de fragmentación del material detonado.
- Como mejora en la seguridad de los operadores y equipos de la mina, se minimizaron los fly rocks hasta casi ser nulos, se disminuye el efecto de las vibraciones protegiendo las paredes de los taludes y evitando así la caída de rocas.
- Al disminuir la fragmentación mejora la ejecución de carguío, ya que el material con buena fragmentación ocupa un mayor volumen en la cuchara de la pala, tomando un menor tiempo para llenar la tolva del camión, además aumenta el payload del camión esto debido a que el material ocupa un mayor espacio dentro de la tolva y se distribuye con mayor uniformidad.
- Se debe de realizar la mejora continua del proceso global de minado, con el fin de acercar los tiempos hacia los óptimos calculados. Tal es el caso del tiempo de cola en zona de descarga donde se redujo de 3.33 min a 1.93 min, pero aún dista demasiado del tiempo óptimo de 1 min.
- La disponibilidad mecánica es un factor que influye directamente en la productividad de la mina, este factor debe estudiarse a profundidad con el fin de que aumente su valor.



- Las mejoras aplicadas poseen un costo, que en casos tales como la perforación y voladura dicho costo aumenta, sin embargo, al tener una mayor productividad se extrae una mayor cantidad de mineral al año conllevando a un mayor ingreso y, lo más importante, da como consecuencia a una mayor utilidad anual, esto quedó demostrado al realizar el análisis financiero de los ingresos anuales.
- La productividad de la mina posee como un factor importante a la Utilización Operativa, para que esta última aumente, se debe de realizar un análisis de mejora para disminuir las demoras operativas: cambio de guardia, suministro de combustible, etc.
- Otro factor que también influye directamente en la productividad es la Disponibilidad Mecánica, por tal motivo se debe aplicar mejoras con el fin de incrementar este factor tales como: realizar inspección efectiva por parte del operador antes del inicio de guardia, realizar reportes al detalle, etc.



REFERENCIAS

- Manual Práctico de Voladura. EXSA. 5ta Edición. 2019.
- Open Pit Mine Planning and Design. 3rd Edition. 2013. Volume 1.

ANEXOS

A	B	C	D	E	F	G	H	I	J
Calendar date	Source destination name	Source block name	Secondary machine name	Eqm	Tons	Distance Average (km)	Travelling Empty (min)	Queuing at Source (min)	Spotting at Source (min)
20190101	Fase 1 4470	4470-04-01021	PL002	CM101	374	4.788262	10.01666667	0	0.56666666
20190101	Fase 1 4470	4470-04-01021	PL002	CM116	380	4.8976055	11.41666667	0.05	0.56666666
20190101	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM106	374	4.979308	9.73333333	0.15	0.56666666
20190101	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM105	371	4.9530545	9.53333333	0	0.56666666
20190102	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM112	386	4.713922	11.06666667	0	0.56666666
20190102	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM116	395	4.9917485	9.81666667	0	0.56666666
20190102	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM113	371	5.8582635	17.3	0	0.58333333
20190102	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM109	368	4.474933	8.86666667	0	0.56666666
20190102	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM120	374	4.9100925	9.9	0	0.56666666
20190102	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM119	348	4.485917	9.83333333	0	0.56666666
20190102	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM109	386	4.93146875	10.1	0	0.58333333
20190102	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM105	371	5.084085	9.71666667	0	0.56666666
20190102	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM109	349	4.955215	7.25	0.85	0.56666666
20190102	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM109	358	4.9775295	7.78333333	0	0.56666666
20190103	Fase 1 4470	4470-05-01022	PL002	CM104	398	4.932804	10.03333333	0	0.56666666
20190103	Fase 1 4470	4470-06-01023	PL002	CM118	405	6.0057225	16.35	0	0.56666666
20190103	Fase 1 4470	4470-03-01012	PL002	CM108	357	5.2052745	11.7	0	0.53333333
20190103	Fase 1 4470	4470-06-01023	PL002	CM124	361	5.1684085	15.88333333	0	0.56666666
20190103	Fase 1 4470	4470-06-01024	PL002	CM129	373	4.695952	11.01666667	0.05	0.56666666
20190103	Fase 1 4470	4470-06-01024	PL002	CM121	363	4.9043295	9.96666667	0.01666667	0.56666666
20190103	Fase 1 4470	4470-06-01023	PL002	CM114	375	5.0309755	10.86666667	0	0.58333333
20190103	Fase 1 4470	4470-06-01023	PL002	CM114	366	5.0210295	13.76666667	0	0.58333333
20190103	Fase 1 4470	4470-06-01023	PL002	CM126	385	5.100173	10.23333333	0	0.56666666
20190104	Fase 1 4470	4470-06-01023	PL002	CM103	383	4.8181495	10.63333333	0	0.56666666
20190104	Fase 1 4470	4470-06-01023	PL002	CM128	371	4.688544	10.51666667	0	0.56666666
20190104	Fase 1 4470	4470-06-01024	PL002	CM113	371	4.9315105	9.91666667	0	0.56666666

Tabla 07: Recolección de tiempos del ciclo de acarreo.

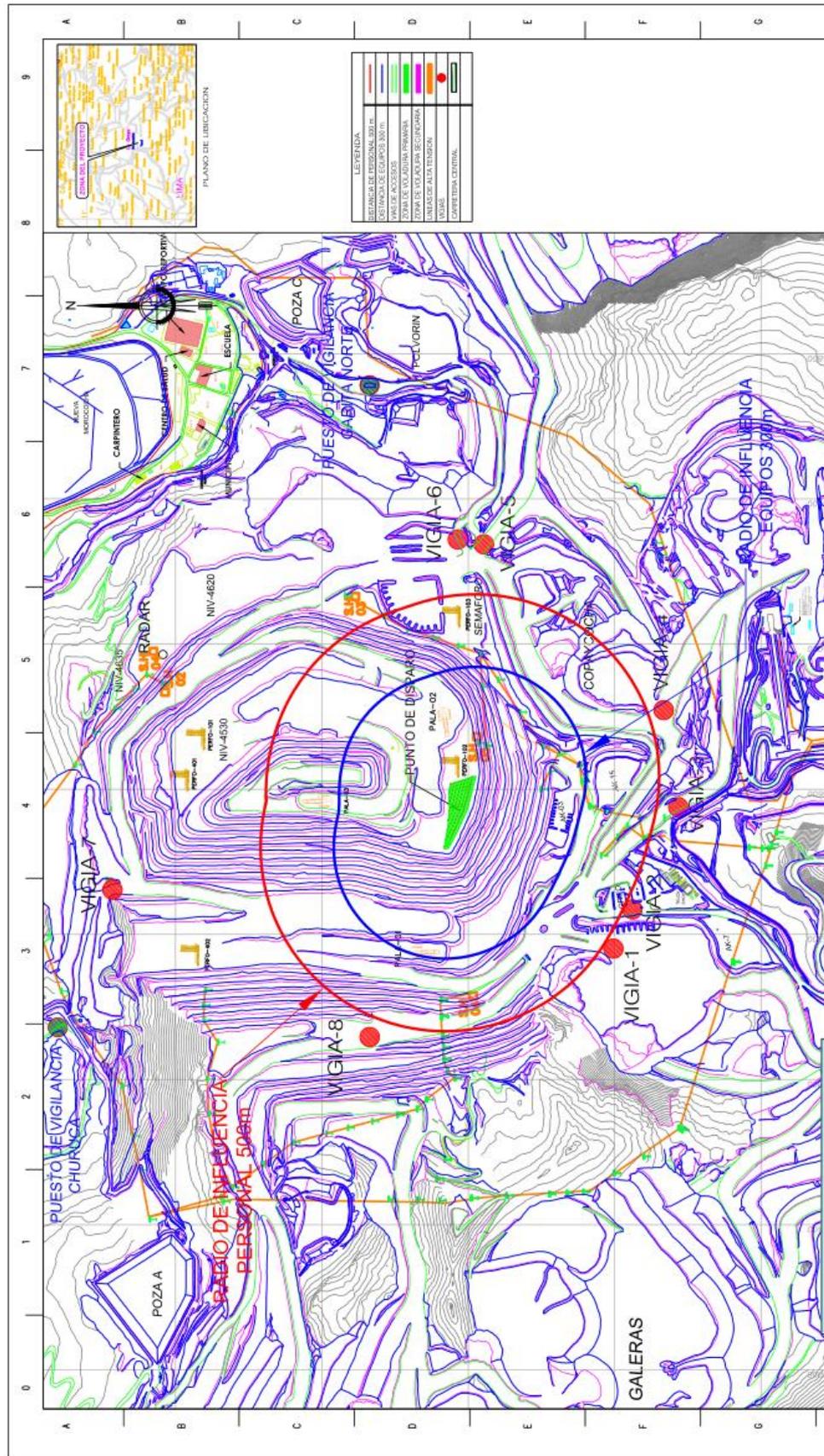


Figura 50: Plano de voladura y radios de influencia.