

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



**“AMPLIACIÓN DE PRODUCCIÓN DE 570 TMD A 1200 TMD DE
MINERALES MEDIANTE EVALUACIÓN DE OPERACIONES
UNITARIAS Y RESERVAS MINERALES EN UNIDAD MINERA
TACAZA – CIEMSA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. ALFONSO BRAVO QUISPE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO-PERÚ

2018



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

TESIS

**“AMPLIACIÓN DE PRODUCCIÓN DE 570 TMD A 1200 TMD DE MINERALES
 MEDIANTE EVALUACIÓN DE OPERACIONES UNITARIAS Y RESERVAS
 MINERALES EN UNIDAD MINERA TACAZA – CIEMSA”**

PRESENTADA POR:


Bach. ALFONSO BRAVO QUISPE

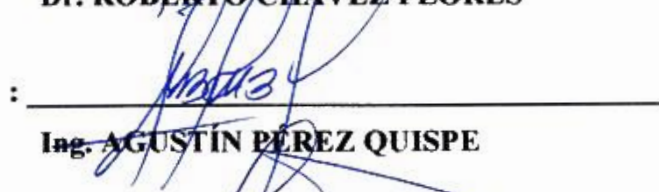
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS.

APROBADA POR:

PRESIDENTE DEL JURADO : 
Dr. JEAN MAYHUA PALOMINO

PRIMER MIEMBRO : 
Dr. ROBERTO CHÁVEZ FLORES

SEGUNDO MIEMBRO : 
Ing. AGUSTÍN PÉREZ QUISPE

DIRECTOR : 
Dr. JORGE GABRIEL DURANT BRODEN

ASESOR : 
Ing. DAVID VELÁSQUEZ MEDINA

ÁREA : Ingeniería de Minas.

Fecha de Sustentación: 06/04/2018

TEMA : Diseño y Producción en Minería.

DEDICATORIA

Dedico con todo mi amor y cariño a mi amada esposa Zenaida por creer en mí, aunque hemos pasado momentos difíciles siempre ha estado brindándome su apoyo y cariño.

Dedico a mi amado hijo Adner Alonso por ser mi fuente de motivación e inspiración para poder superarme cada día más y así poder luchar para que la vida nos depara un futuro mejor.

Dedico a mis padres Juan y Juana María, mis hermanos Juan Luis y Joel Iván quienes en todo momento de mi vida de estudiante fueron los pilares para poder llegar a ser una persona de bien.

Dedico a mis compañeros de trabajo y amigos presentes y pasados, quienes sin esperar nada a cambio compartieron su conocimiento, alegría y tristezas y a todas aquellas personas que estuvieron a mi lado apoyándome y lograron que este sueño se haga realidad.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios, por los valores y fuerzas para superar todas las dificultades en las aulas Universitarias y la actividad minera hasta culminar el presente trabajo de investigación.

A mis padres Juan y Juana María, quienes incansablemente me dieron el apoyo a ellos mis profundos agradecimientos por los sacrificios que hicieron para culminar con éxito mis estudios universitarios.

Agradezco a mis docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas de quienes he aprendido los conocimientos en mi alma mater la Universidad Nacional del Altiplano.

ÍNDICE

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
RESUMEN	xx
ABSTRACT.....	xxi
INTRODUCCIÓN.....	xxii

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad problemática.....	24
1.2. Formulación del problema.....	25
1.2.1. Problema general	25
1.2.2. Problemas específicos.....	25
1.3. Objetivos de la investigación.....	25
1.3.1. Objetivo general.....	25
1.3.2. Objetivos específicos	3
1.4. Justificación de la investigación	26
1.4.1. Justificación teórica	26
1.4.2. Justificación metodológica	27
1.4.3. Justificación práctica.....	27
1.4.4. Limitaciones del estudio	28
1.4.5. Viabilidad del estudio	28

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.	Antecedentes de la investigación	29
2.2.	Bases teóricas.....	31
2.2.1.	Métodos de perforación	31
2.2.2.	Tipología de los trabajos de perforación en el arranque con explosivos	32
2.2.3.	Propiedades de las rocas que afectan a la perforación.....	32
2.2.4.	Campos de aplicación de los diferentes métodos de perforación	38
2.2.5.	Determinación de la flota de carguío y transporte	39
2.2.6.	Conceptos importantes.....	40
2.2.7.	Ciclo de transporte	40
2.2.8.	Tiempo de ciclo del equipo de carguío	41
2.2.9.	Pendiente de la ruta de transporte	41
2.2.10.	Resistencia a la rodadura	41
2.2.11.	Curva rimpull.....	42
2.2.12.	Curva de retardo.....	42
2.2.13.	Compatibilidad de equipos	43
2.2.14.	Factores que controlan la velocidad del volquete	43
2.2.15.	Evaluación de la flota utilizando la simulación	44
2.2.16.	Aspectos de la minería a tajo abierto en altura	44
2.2.17.	Los efectos en la maquinaria	44

2.2.18.	Efectos de la reducción de la capacidad máxima del motor en los tiempos de ciclo de un volquete.....	45
2.2.19.	Índices operacionales	46
2.3.	Definiciones conceptuales	48
2.3.1.	Movimiento de equipos	48
2.3.2.	Algunos espacios a considerar	49
2.3.3.	Operación en botaderos	49
2.3.4.	Planificación minera	50
2.3.5.	Minería a cielo abierto	50
2.3.6.	Modelo geomecánico	51
2.3.7.	Ley de corte (cut off)	51
2.3.8.	Cono óptimo	51
2.3.9.	Diseño de pit final.....	52
2.3.10.	Ancho operativo óptimo	53
2.3.11.	Ancho de rampa	53
2.3.12.	Ancho de banco	53
2.3.13.	Altura de banco.....	53
2.3.14.	Ángulo de la cara del banco.....	54
2.3.15.	Berma.....	54
2.3.16.	Planes de minado	55
2.3.17.	Perforación manual	55
2.3.18.	Perforación mecanizada.....	55

2.3.19.	Perforación de banqueo	55
2.3.20.	Perforación de rocas con recubrimiento	56
2.3.21.	Selección de equipos.....	56
2.3.22.	Criterios para el diseño de explotación.....	57
2.3.23.	Factores operativos	57
2.3.24.	Voladuras controladas.....	58
2.3.25.	Técnicas tradicionales.....	59
2.3.26.	Técnicas modernas.....	59
2.3.27.	Diseño de perforación.....	59
2.3.28.	GPS en la perforación.....	59
2.3.29.	Diseño de voladura	59
2.3.30.	Diseño de carga.....	60
2.3.31.	Carguío para voladura.....	60
2.3.32.	Tapado de taladros	60
2.4.	Aspectos generales de Unidad Minera Tacaza-CIEMSA.....	61
2.4.1.	Ubicación.....	61
2.4.2.	Coordenadas.....	61
2.4.3.	Accesibilidad a la Unidad Minera Tacaza-CIEMSA.....	62
2.4.4.	Clima.....	62
2.4.5.	Vegetación	62
2.4.6.	Geología regional.....	62

2.4.7.	Geología estructural	63
2.4.8.	Geología local	63
2.4.9.	Geología del yacimiento	63
2.4.10.	Clasificación de la mineralogía.....	64
2.4.11.	Tipo de yacimiento	65
2.4.12.	Reservas minerales	65
2.4.13.	Método de explotación.....	65
2.4.14.	Método de explotación a cielo abierto.....	66
2.4.15.	Ventajas y desventajas para trabajar a cielo abierto	67
2.4.16.	Preparación y desarrollo	68
2.4.17.	Plan de minado.....	69
2.4.18.	Equipos utilizados.....	69
2.4.19.	Ciclo de minado	69
2.4.20.	Diseño de voladura	70
2.5.	Operaciones unitarias en U. M. Tacaza-CIEMSA.....	71
2.5.1.	Perforación.....	71
2.5.2.	Factores que influyen en el rendimiento de perforación.....	71
2.5.3.	Factores variables	72
2.5.4.	Factores geométricos	72
2.5.5.	Factores de perforabilidad	72
2.5.6.	Factores de servicio y operación.....	72

2.5.7.	Influencia de estructuras de la roca.....	72
2.5.8.	Perforación con track drill	73
2.5.9.	Voladura.....	74
2.6.	Formulación de hipótesis	74
2.6.1.	Hipótesis general.....	74
2.6.2.	Hipótesis específico	74
2.6.3.	Hipótesis nula	75
2.6.4.	Variable independiente	75
2.6.5.	Variable dependiente.	75

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1.	Diseño de la investigación	76
3.2.	Tipo de la investigación.....	77
3.3.	Nivel de investigación	77
3.4.	Método.....	77
3.5.	Población y muestra.....	78
3.5.1.	Población	78
3.5.2.	Muestra	78
3.5.3.	Muestreo	78
3.5.4.	Cálculo del tamaño de la muestra con población desconocida.....	78
3.6.	Operacionalización de variables	79

3.7.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	79
3.7.1.	Técnicas de análisis de datos	79
3.7.2.	Técnicas para el procesamiento de la información	80
3.7.3.	Codificación.....	80
3.7.4.	Instrumentos.....	80

CAPÍTULO IV

PRUEBAS Y RESULTADOS

4.1.	Exposición de pruebas y resultados de acuerdo a hipótesis y objetivos	81
4.1.1.	Hipótesis específico	81
4.2.	Metodología de investigación realizada	81
4.2.1.	Fases de la investigación.....	81
4.3.	Variables	82
4.4.	Escenario 1: Evaluación de reservas minerales para una producción de 570 TM/día.....	82
4.4.1.	Reservas minerales globales	83
4.4.2.	Estimación de vida proyectada de la mina.....	83
4.4.3.	Perforación.....	83
4.5.	Factores que influyen en el rendimiento de perforación.....	85
4.5.1.	Factores variables	85
4.5.2.	Factores geométricos	85
4.5.3.	Factores de perforabilidad	86
4.5.4.	Factores de servicio y operación.....	86

4.5.5.	Influencia de estructuras de la roca.....	86
4.6.	Perforación con track drill	87
4.6.1.	Perforadora.....	87
4.6.2.	Dimensiones de varillaje y broca	87
4.6.3.	Comprensora.....	87
4.6.4.	Lubricación	87
4.7.	Voladura.....	88
4.8.	Reporte de perforación y voladura.....	88
4.8.1.	Elementos básicos para el diseño de bancos.....	88
4.8.2.	Criterios de selección de explosivos	89
4.8.3.	Características de la roca	90
4.9.	Voladura Unidad Minera Tacaza-CIEMSA.....	91
4.9.1.	Booster	91
4.9.2.	Cordón detonante 5P.....	91
4.9.3.	Detonador ensamblado	92
4.9.4.	Exanel	92
4.9.5.	Retardo para cordón detonante	92
4.9.6.	Examón P.....	93
4.9.7.	Slurrex AP 80.....	93
4.9.8.	Taladro cargado	94
4.9.9.	Detalles del área de voladura	94

4.9.10.	Proceso de carguío de taladros para la voladura.....	95
4.10.	Resultados de voladura	95
4.10.1.	Reporte de producción por cada voladura para una producción 570 TMS....	96
4.10.2.	Adecuación de producción al requerimiento de planta de recuperación metalúrgica	96
4.10.3.	Capacidad de planta de tratamiento	96
4.11.	Vida de la Unidad Minera Tacaza-CIEMSA.....	99
4.12.	Carguío y transporte de minerales	99
4.12.1.	Carguío de mineral o desmonte	99
4.12.2.	Transporte del mineral o desmonte.....	100
4.12.3.	Servicios auxiliares	101
4.12.4.	Control operacional.....	101
4.12.5.	Pala hidráulica <i>Hyundai 360 lc-7A</i>	102
4.12.6.	Volquete <i>Volvo FM 440</i>	103
4.13.	Exposición y evaluación de resultados de las operaciones para una producción de 1200 TMD	104
4.13.1.	Recomendaciones de EXSA S.A. para incrementar producción de 570 TMD a 1200 TMD de acuerdo a pruebas realizadas	104
4.13.2.	Cálculo del burden y espaciamiento	105
4.13.3.	Forma de carguío	106
4.14.	Escenario 2: Exposición y evaluación de los resultados de las operaciones unitarias y reservas minerales para la producción de 1200 TM/día	107
4.14.1.	Longitud de taladro.....	115

4.14.2.	Número de taladros	115
4.14.3.	Área en banco	116
4.14.4.	Volumen en banco	117
4.14.5.	Costos de perforación voladura	118
4.14.6.	Costo unitario.....	119
4.14.7.	Fragmentación	120
4.14.8.	Toneladas métricas secas	121
4.14.9.	Carguío de minerales de cobre.....	124
4.14.10.	Transporte en Unidad Minera Tacaza-CIEMSA	124
4.14.11.	Evaluación de capacidad de equipos de acarreo en U. M. Tacaza-CIEMSA	125
4.14.12.	Evaluación de tiempos óptimos de ida, descarga, retorno y carguío completo de volquete de 15 m ³	126
4.14.13.	Ciclo completo de trabajo de volquetes para transporte de minerales.....	126
4.14.14.	Producción diaria óptima en gran tajo norte de U. M. Tacaza-CIEMSA.....	126
4.14.15.	Cálculo de ciclos para producción de mineral de cobre en m ³	127
4.14.16.	Se requiere total de horas trabajadas y la eficiencia para cálculos	127
4.14.17.	Cálculo de producción de mineral	127
4.14.18.	Producción diaria con un volquete 15 m ³	128
4.14.19.	Producción mensual (PM) en m ³	128
4.14.20.	Producción diaria con volquete de 15 cubos en tonelaje	128
4.15.	Producción diaria con un volquete de 22 cubos.....	128
4.15.1.	Producción diaria con un volquete.....	128

4.15.2. Producción mensual (PM) en m ³	128
4.15.3. Producción diaria con volquete de 22 cubos en tonelaje	128
4.15.4. Vida de la mina	129
CONCLUSIONES	131
RECOMENDACIONES	132
BIBLIOGRAFÍA	133
WEB GRAFÍA	135
ANEXOS.	136

ÍNDICE DE TABLAS

Anexo 1. Tablas	137
Tabla N°2. Reporte 151/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	138
Tabla N°3. Reporte 132/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	139
Tabla N° 4. Reporte 140/05 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	140
Tabla N° 4. Reporte 141/05 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	141
Tabla N° 5. Reporte 142/05 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	142
Tabla N° 6. Reporte 143/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	143
Tabla N° 7. Reporte 143/02 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	144
Tabla N° 8. Reporte 143/01 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	145
Tabla N° 9. Reporte 143/05 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	146
Tabla N° 10. Reporte 143/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	147
Tabla N° 11. Reporte 144/06 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	148
Tabla N° 12. Reporte 145/06 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	149
Tabla N° 13. Reporte 146/06 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	150
Tabla N°14. Reporte 148/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	151
Tabla N° 15. Reporte 151/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	152
Tabla N° 16. Reporte 151/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	153
Tabla N° 17. Reporte 150/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	154
Tabla N°18. Reporte 151/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	155
Tabla N° 19. Reporte 152/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	156

Tabla N° 20. Reporte 154/08 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	157
Tabla N° 21. Reporte 155/08 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	158
Tabla N°22. Reporte 156/08 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	159
Tabla N° 23. Reporte 130/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	160
Tabla N° 24. Reporte 131/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	161
Tabla N° 25. Reporte 132/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	162
Tabla N° 26. Reporte 133/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	163
Tabla N° 27. Reporte 134/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	164
Tabla N° 28. Reporte 135/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	165
Tabla N° 29. Reporte 136/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.	166

ÍNDICE DE FIGURAS

Anexo 2. Figuras.....	167
Figura N° 1. Planta concentradora Santa Lucia.....	167
Figura N° 2. Planta concentradora Santa Lucia.....	167
Figura N° 3. Alimentación a chancadora.....	168
Figura N° 4. Tolva de chancadora.	168
Figura N° 5. Oficina de muestras.....	169
Figura N° 6. Espumas en la celda.....	169

ÍNDICE DE FÓRMULAS Y TEORÍAS

Anexo 3. Fórmulas y teorías	170
Cálculo de burden (B).....	170

RESUMEN

La Unidad Minera Tacaza-CIEMSA está ubicada en el distrito de Santa Lucía, provincia de Lampa, departamento de Puno, el minado actual es método superficial con una producción aproximado de 570 TM/día de mineral cobre. En el minado superficial existen ciertas dificultades en las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y transporte de minerales, en una voladura de producción de 800 TM, los equipos de carguío y transporte quedan parados en vista que solo se requiere 570 TM/día, la diferencia de mineral producto de la voladura es 230 TM este volumen considerable de mineral queda acumulado, el presente trabajo de investigación de “Ampliación de producción de 570 TM/día a 1200 TM/día de minerales mediante evaluación de operaciones unitarias y reservas minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”, se ha planteado dos objetivos son: evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570 TM/día de mineral en U. M. Tacaza-CIEMSA” y evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para incrementar la producción a 1200 TM/día. La metodología de investigación es descriptivo y aplicativo, con ritmo de procesamiento de 432 000 TM/año en planta concentradora, y reservas de 5’653,986.3 TM de mineral, las dimensiones estimadas son 13.8 m de largo, 17.5 m de ancho con longitud de taladro de 3.21 m con 72 taladros se logra 774 m³ de mineral equivale a 1889 TM de mineral cobre, el transporte es en volquetes de 15 cubos, la voladura se realiza 3 veces a la semana.

Teniendo reservas de 5’653,986.3 TM se puede incrementar la producción a 1200 TM/día de mineral, las dimensiones más apropiadas son largo de 33.9 m por 5.2 m de ancho y una altura de taladro de 5.00 m se logra un volumen de aproximado de 885 m³ un total de 2159 TMS de mineral cobre con 59 taladros cargados y un taladro vacío, hay buena fragmentación y nivel de piso uniforme y talud buena, con cuatro disparos por semana resulta 8636 TMS se alcanzaría una producción de 1234 TM/día por encima de 1200 TMS con track drill y 3 volquetes de 15 cubos y si se opta por volquetes de 22 cubos se requiere 2 volquetes de 22 cubos para llegar a la producción propuesta de 1200 TM/día.

Palabras claves: Reservas minerales, operaciones unitarias, producción de mineral.

ABSTRACT

The Mining Unit Tacaza- CIEMSA is located in the district of Santa Lucia, province of Lampa, department of Puno, the current mining is by surface method with an approximate production of 570 MT / day of copper ore. In the superficial mining there are certain difficulties in the unitary operations of drilling, blasting, loading and transport of minerals, a production blasting of 800 MT, the loading and transport equipment are left standing in view that only 570 TM / day is required, the difference of The product of the blasting is 230 TM. This considerable volume of mineral remains as accumulated, the present investigation work of "Extension of production from 570 TM / day to 1200 TM / day of minerals through evaluation of unit operations and mineral reserves in the Mining Unit Tacaza - CIEMSA ", has set two objectives that are to evaluate the unit operations and mineral reserves to determine the production of 570 TM / day of minerals in the Tacaza Mining Unit" and evaluate the unit operations and mineral reserves to increase the production to 1200 MT /day. The research methodology is descriptive and application, for a processing rate of 432000 MT / year in concentrator plant, and reserves of 5'653,986.3 of TM of Mineral, the estimated dimensions are 13.8 m long, 17.5 m wide with drill length of 3.21 m with 72 holes, 774 m³ of ore is obtained, equivalent to 1889 TMS of ore of 0.71% Cu and 0.22 of copper oxide, the transport is in dumps of 15 cubes, the blasting takes place 3 times a week.

Having reserves of 5'653,986.3 of TM can increase the production to 1200 TM / day of minerals the most appropriate dimensions result a length of 33.9m by 5.2 of width and a height of drill of 5.00 m achieves a volume of approximately of 885 m³ a total of 2159 TMS of copper ore with 2.40% Cu law and 0.46% copper oxide with 59 loaded drills and an empty drill a very good fragmentation and a uniform floor level and good slope, with four shots per week is 8636 TMS would reach a production of 1234 TM / day over 1200 TMS with Track drill and 3 dump trucks of 15 cubes and if you opt for dumps of 22 cubes requires 2 dump trucks of 22 cubes to reach production proposal of 1200 TM / day.

Keywords: Mineral reserves, unit operations, mineral production.

INTRODUCCIÓN

La Unidad Minera Tacaza-CIEMSA está ubicada en el distrito de Santa Lucía, provincia de Lampa, departamento de Puno, en la cordillera occidental de los Andes del Sur del Perú distinguiéndose dentro del dominio magmático del arco principal debajo de la discontinuidad de la cordillera de la costa. Predominan las secuencias volcánicas andesíticas, volcanoclásticas, tufáceas e ignimbritas cuyo desarrollo corresponderían al Grupo Tacaza y Grupo Palca, supra yacente se tiene el Grupo Sillapaca, el minado actual es por método superficial con una producción aproximado de 570 TM/día de mineral cobre. En el proceso de minado por método superficial en la Unidad Minera Tacaza-CIEMSA existen ciertas dificultades en las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y transporte de minerales, los problemas más influyentes en los trabajos de perforación y voladura es de que se logra en una voladura aproximadamente una producción 800 TM luego los equipos de carguío y transporte quedan parados en vista que la producción de minerales requerida es de 570 TM/día, la diferencia de mineral producto de la voladura es 230 TM este volumen considerable de mineral queda como acumulado, es decir queda un volumen considerable de mineral de 230 TM por cada voladura de producción. En esta realidad se plantea el presente trabajo de investigación de “Ampliación de producción de 570 TM/día a 1200 TM/día de minerales mediante evaluación de operaciones unitarias y reservas minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”, al respecto surge la interrogante ¿De qué manera se puede evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570TM/día e incrementar a 1200TM/día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA?, se ha planteado dos objetivos que son evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570 TM/día de minerales en Unidad Minera Tacaza–CIEMSA y evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para incrementar la producción a 1200 TM/día de minerales en Unidad Minera Tacaza–CIEMSA.

En el desarrollo del presente trabajo de investigación se han considerado varios capítulos. El planteamiento del problema, antecedentes de la investigación, metodología de la investigación, pruebas y resultados, discusiones de los resultados con otros trabajos.

La metodología de investigación es descriptivo y aplicativo con dos escenarios primero para una producción de 570 TM/día y segundo para una producción de 1200 TM/día mediante la evaluación de reservas minerales y las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y transporte.

Considerando el objetivo 1, con un procesamiento de mineral de 432 000 TM/año, para un ritmo de procesamiento de 432 000 TM/año de la planta concentradora, para las reservas globales ascienden a los 5'653,986.3 TM de mineral, las dimensiones estimadas son 13.8 m de largo, 17.5 m de ancho con longitud de taladro de 3.21 m con 72 taladros se ha logrado obtener un volumen de 774 m³ de mineral multiplicado por la densidad de 2.44 se logra 1889 TMS de mineral de 0.71% de Cu y 0.22 de óxido de cobre, el resultado final es que tenemos exceso de producción de 374 TMS de mineral de cobre, existe dimensiones muy variadas en perforación y voladura se ha estimado una producción aproximado de 800 TM/día considerando el requerimiento de la planta de recuperación metalúrgica de 570 TM diarias (570 TM/día), en esta realidad hay una producción en exceso de 230 TM/día, para el transporte de minerales la empresa cuenta con volquetes de 15 cubos, la voladura para el requerimiento de la planta de recuperación se realiza 3 veces a la semana.

De acuerdo al objetivo 2, las reservas minerales de 5'653,986.3 TM son satisfactorias para incrementar la producción a 1200 TM/día de minerales de acuerdo a la evaluación estadística las dimensiones más apropiadas resultan un largo de 33.9 m por 5.2 m de ancho y una altura de taladro de 5.00 m con estas dimensiones se logra un volumen aproximado de 885 m³ un total de 2159 TMS de mineral de cobre con ley de 2.40% de Cu y 0.46% de óxido de cobre con 59 taladros cargados y un taladro vacío, los resultados de la voladura han sido satisfactorios con una muy buena fragmentación y un nivel de piso uniforme y talud buena, con cuatro disparos por semana resulta 8636 TMS se alcanzaría una producción de 1234 TM/día por encima de 1200 TMS propuestas, esta se logra haciendo uso de los equipos y maquinarias con que cuenta la empresa con track drill y 3 volquetes de 15 cubos y si se opta por volquetes de 22 cubos se requiere 2 volquetes de 22 cubos para llegar a la producción propuesta de 1200 TM/día.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad problemática

En la Unidad Minera Tacaza la producción requerida es aproximadamente de 570 TMD de acuerdo a la planta de recuperación metalúrgica de acuerdo a la infraestructura física de la planta existe la posibilidad de ampliar la capacidad de la planta de recuperación.

Planear la vida de la mina, que depende directamente de las reservas y la secuencia de extracción que se realizara con referencia al tamaño de la planta; es de suma importancia ya que flexibilizara los costos y aumentara su rendimiento.

Teniendo en cuenta que el precio los de metales varían constantemente en el mercado, ampliando la producción tonelaje por día nos daría una estabilidad o no elevar nuestros costos unitarios el cual mejoraría eficientemente.

En el proceso de minado por método superficial en la Unidad Minera Tacaza CIEMSA existen ciertas dificultades en las operaciones unitarias de perforación voladura carguío y transporte de minerales, los problemas más influyentes en los trabajos de perforación y voladura es de que se logra en una voladura aproximadamente una producción 800 TM luego de los equipos de carguío y transporte quedaban parados en vista que la producción de minerales requerida es de 570 TMD la diferencia de mineral producto de la voladura es 230 TM este volumen considerable de mineral queda

como acumulado, es decir queda un volumen considerable de mineral de 230 TM por cada voladura de producción.

Respecto a las operaciones unitarias de carguío y transporte de minerales los volquetes de 15 cubos tienen tiempos muertos ya que estos esperan para cargar, para evitar tiempo muertos en espera se requiere volquetes de 22 cubos que la empresa no cuenta en la actualidad teniendo presente esta realidad se requerirían menos volquetes de 22 cubos y se evitarían los tiempos muertos, considerando que el transporte o traslado de mineral a planta los volquetes de 15 cubos cargan 22 toneladas y los volquetes de 22 cubos cargan 37 toneladas, se puede apreciar una diferencia de 15 toneladas aproximadamente respecto a volquetes de 15 cubos, esta diferencia en la capacidad de carga nos muestra el requerimiento de menor número de volquetes de 22 cubos.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

- ¿De qué manera se puede evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570 TMD e incrementar a 1200 TMD de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿De qué manera se puede evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para la producción de 570 TMD de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA?
- ¿De qué manera se puede evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para incrementar la producción a 1200 TMD de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

- Evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570 TM/día e incrementar a 1200 TM/día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”.

1.3.2. Objetivos específicos

- Evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570 TM/día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”.
- Evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para incrementar la producción a 1200 TM/día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”.

1.4. Justificación de la investigación

La justificación se refiere a las razones por las cuales se plantea la ejecución del trabajo de investigación frente a ello puede surgir varias interrogantes, estas pueden ser:

¿Es viable? Respecto a esta interrogante se considera viable el presente trabajo de investigación de incrementar la producción actual de 570 TM/día a 1200 TM/día considerando las operaciones de perforación, voladura, carguío y transporte de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

¿Se dispone de recursos? Por los requerimientos en la ejecución del trabajo de investigación en la actualidad se dispone de recursos humanos y materiales además que el investigador tiene conocimiento de la operación minera actual de la empresa en vista que ha laborado por muchos años en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

¿La metodología a seguir conduce a dar respuesta al problema? En la metodología de investigación se tomarán en cuenta las diferentes estrategias en el desarrollo del presente trabajo de investigación las fuentes de información serán consideradas de proyectos de mayor realce al tomar como referencia se mencionará el título de trabajo de investigación el autor y las páginas de donde se ha obtenido la información referente a las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y transporte de minerales.

1.4.1. Justificación teórica

El presente trabajo de investigación es en la Unidad Minera Tacaza - CIEMSA y en minería superficial, tiene como fin la evaluación de la infraestructura actual de la mina para seleccionar y reemplazar oportunamente los equipos para incrementar la producción. En consecuencia reducir el costo de operación, para ello verificar, rechazar

o aprobar aspectos teóricos referidos a las operaciones unitarias en un método de explotación superficial por las características del yacimiento, teniendo conocimiento de que la industria minera por la naturaleza de los trabajos, requiere de equipos capaces de trabajar en forma continúa durante el ciclo de su vida económica. Con el transcurso del tiempo y uso, además de soportar grandes esfuerzos y de realizar trabajos bajo condiciones severas y adversas, sufren un desgaste prematuro en algunos de sus componentes para cumplir con la demanda de la producción. Considerando que la inoperancia de los equipos siempre genera baja producción para evitar la disminución de la disponibilidad del equipo, se debe realizar una selección con parámetros específicos de las reales condiciones de trabajo. La maquinaria pesada existente en el mercado, no es una limitante para la selección de maquinarias en un determinado trabajo, según las condiciones requeridas. El especialista realiza el estudio y busca optimizar la operación. En este sentido la adquisición de estas unidades de mayor tonelaje de capacidad requiere de una gran inversión, debido a esto es importante planificar adecuadamente la obra y seleccionar el equipo requerido para no exceder los costos estimados, sin embargo se considera necesario la disponibilidad de equipos para incrementar la producción de 570 TMD a 1200 TMD de mineral.

1.4.2. Justificación metodológica

Considerando que la metodología de investigación científica es la orientación fundamental del pensamiento que creativamente concatena una serie de operaciones o actividades racionales las que consideramos necesario o convincente seguir para solucionar un problema inherentes en un método de explotación superficial en donde las operaciones unitarias en la producción minera desempeñan un papel importante, las estrategias a tomarse en cuenta para lograr resultados satisfactorios se consideran importantes y con ellos se consolida el conocimiento científico.

1.4.3. Justificación práctica

La justificación del proyecto de tesis es que una selección óptima del equipo de perforación, voladura, carguío y transporte nos permitirá el incremento de la producción de minerales de 570 TMD a 1200 TMD, en la construcción de accesos y plataformas, en la explotación de depósito mineral con la aplicación de la tecnología contribuye a la generación de conocimientos científicos aplicables para yacimientos similares por los profesionales especializados en el área, así como para los estudiantes y personal técnico

dedicado a la actividad minera, además el presente proyecto de tesis tiene como fin el contribuir a que las empresas mineras realicen la evaluación de sus flotas de transporte de minerales y proveer el remplazamiento de equipos de tal manera logre operar minimizando la pérdida de tiempo, el costo de operación y aumentando la eficiencia del equipo con personal idóneo y capacitado en las operaciones mineras. En el desarrollo de las operaciones mineras los equipos con el transcurso del tiempo y uso, además de soportar grandes esfuerzos y de realizar trabajos bajo condiciones severas y adversas, sufren un desgaste prematuro en algunos de sus componentes para cumplir con la demanda de la producción. Razones que señalan que la investigación propuesta ayudará en la solución de problemas en la toma de decisiones correctas de plantear un sistema eficiente de operaciones unitarias en la Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

1.4.4. Limitaciones del estudio

En el presente trabajo de investigación se requiere personal de apoyo con conocimiento de operaciones unitarias en el método de explotación superficial de yacimientos polimetálicos con una adecuada capacitación al personal que acompañarán el proceso de obtención de datos de campo que faciliten una interpretación adecuada para lograr resultados satisfactorios de ello dependerá la solidez de sus resultados.

1.4.5. Viabilidad del estudio

Es considerado viable en vista el presente trabajo de investigación y de acuerdo a las evaluaciones de la operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y transporte de minerales se puede incrementar la producción que se espera alcanzar considerando de que los grandes avances en nuevas tecnologías y el desarrollo de maquinaria pesada de mayor potencia y componentes modernos, permiten el movimiento de enormes cantidades de materiales, dando como resultado que las operaciones sean menos costosas y opten por estas alternativas, muchas empresas mineras continúan operando con maquinaria que tienen un alto costo de operación de menor tonelaje de capacidad y con beneficios muy bajos respecto a otra maquinaria de mayor capacidad en volumen, que para incrementar la producción necesariamente se tiene que recurrir a la disponibilidad de dichos equipos.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

Antecedente de investigación se refiere al estado de conocimiento que se tiene acerca del problema de investigación es decir es el estado en que se encuentra el conocimiento, se formula sobre la base de los estudios previos realizados acerca del problema de investigación considerando el conocimiento de estudios previos realizados acerca de la ampliación de la producción de minerales mediante la evaluación de las operaciones unitarias de perforación voladura carguío y transporte se considerará los estudios realizados en la zona así como también en otras empresas mineras, (Palomino Q. P.) (1996).

Muñoz B. M. (2006), en su tesis de pregrado con el título “Ampliación de producción de la Unidad Minera Chungar de 2000 TMD a 3000 TMD” De la Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas en su resumen menciona: El presente trabajo está orientado al incremento de producción de concentrados para mantener los márgenes operativos que requiere la empresa dada la caída de precios de los metales en el mercado internacional, se ha elaborado el programa de producción considerando la centralización de los tajos en 02 vetas (principal y María Rosa) y la mecanización de las operaciones unitarias, dichas medidas nos permitirá incrementar la producción de 2000 a 3000 TMD y la reducción de costo de minado de 33.09 a 22 US\$/TM.

Calani M. J. (2011) en su tesis de pregrado titulado “Optimización de la operación unitaria de acarreo por la carretera Atacocha Machcan – Compañía Minera Milpo – U.O. Atacocha” de la Universidad Nacional del Altiplano Facultad de Ingeniería de Minas en su resumen menciona: Es a menudo necesario estimar la producción del equipo de movimiento de tierras a fin de seleccionarlo para un determinado trabajo; para lo cual se deberá tener presente variables tales como: resistencia al rodamiento, resistencia a la gradiente, resistencia total, tracción, altitud de operación, eficiencia del trabajo, esto requiere de algún sistema de clasificación o agrupación de los diferentes tipos de equipo. La distinción entre unidades discretas y flujo continuo de material es importante para calcular las capacidades de producción.

Farje V. I. (2006) en su informe profesional para titulación de Ingeniero de Minas con el título de perforación y voladura en minería a cielo abierto de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos Facultad de Ingeniería geológica, minera, metalúrgica y geográfica EP de Ingeniería de minas menciona: Es necesario tomar en cuenta las características del macizo rocoso para la toma de decisiones mostrar de manera iterativa el cálculo de la malla de perforación de una práctica basados en la caracterización del macizo por Lilly y el modelo matemático de Kuz-Ram, para ello es necesario realizar la caracterización del macizo rocoso: caracterización de la mina para el propósito de voladura: Las características físicas de las rocas están en función a su génesis y a la meteorización, el módulo de Young.

Manzaneda C. J. (2015), en su tesis de pregrado titulado “Optimización de la flota de carguío y acarreo para el incremento de producción de material de desbroce de 400k a 1000k BCM - U.E.A. El Brocal Consorcio Pasco Stracon GYM”. Universidad Nacional de San Agustín – Arequipa, Facultad de Ingeniería Geológica, Geofísica y Minas, menciona en su introducción: En primera instancia se proyectó una extracción mensual de 1 000 K BCM de material de desbroce, pero debido a las condiciones del mercado y a deficiencias en el planeamiento de minado en general, se redujo la producción a 400 K BCM. Ahora con el replanteo de opciones y prioridades de minado se optó por el incremento de la producción a 1 000 K BCM, para este incremento es necesaria la evaluación técnica y económica para lograr la óptima selección de equipos de carguío y acarreo para poder alcanzar la meta de aumentar la producción de material de desbroce, considera la importancia de hacer seguimientos a los tiempos de ciclo y

cantidad de pases para mantener un rendimiento óptimo de los equipos de carguío y acarreo.

Piñas E. Y. (2007), en su tesis de pregrado titulado “Aplicación del principio de la velocidad pico de partícula (PPV) para minimizar el daño al macizo rocoso, utilizando tecnología electrónica (Minera Aurífera Retamas S.A.-Yacimiento el gigante – La Libertad)”. De la Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas realiza una evaluación del macizo rocoso para una aplicación de la voladura controlada con los objetivos de minimizar los daños indebidos a la estructura de la roca al respecto considera: De acuerdo a las características particulares de la compañía minera Aurífera Retamas S.A. el autor del trabajo de investigación ha logrado determinar que el costo radica en la operación unitaria de perforación y voladura.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Métodos de perforación

Según (López J. C), “Manual de perforación y voladura”, la perforación de las rocas dentro del campo de las voladuras es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir unos huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar a las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores. Además C. López Jimeno considera que los sistemas de penetración de la roca que han sido desarrollados y clasificados por orden de aplicación son:

Mecánicos

- Percusión.
- Rotación.
- Rotopercusión.

Térmicos - Soplete o lanza térmica

- Plasma.
- Fluido caliente.
- Congelación.

Hidráulicos - Chorro de agua

- Erosión.

- Cavitación.

Sónicos

- Vibración de alta frecuencia.

Químicos

- Microvoladura.
- Disolución.

Eléctricos

- Arco eléctrico.
- Inducción magnética.

Sísmicos

- Rayo láser.

Nucleares

- Fusión.
- Fisión.

2.2.2. Tipología de los trabajos de perforación en el arranque con explosivos

Dentro de la amplia variedad de los trabajos de excavación con explosivos, se han desarrollado un gran número de máquinas que dan lugar a dos procedimientos de perforación.

2.2.3. Propiedades de las rocas que afectan a la perforación

Las principales propiedades físicas de las rocas que influyen en los mecanismos de penetración y consecuentemente en la elección del método de perforación son:

- Dureza.
- Resistencia.
- Elasticidad.
- Plasticidad.
- Abrasividad.

- Textura.
- Estructura.
- Características de rotura.

Dureza. Se entiende por dureza la resistencia de una capa superficial a la penetración en ella de otro cuerpo más duro. En una roca es función de la dureza y composición de los granos minerales constituyentes, de la porosidad de la roca, del grado de humedad, etc.

La dureza de las rocas es el principal tipo de resistencia a superar durante la perforación, pues cuando se logra la penetración del útil el resto de las acciones se desarrollan más fácilmente. Las rocas se clasifican en cuanto a su dureza por medio de la "escala de Mohs", en la que se valora la posibilidad de que un mineral pueda rayar a todos los que tienen un número inferior al suyo. Tal como se refleja en la Tabla 2.1 existe una cierta correlación entre la dureza y la resistencia a la compresión de las rocas.

Tabla 2.1. Escala de Mohs.

CLASIFICACION	DUREZA MOHS	RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)
Muy dura	+ 7	+ 200
Dura	6 - 7	120 - 200
Medio dura	4,5 - 6	60 - 120
Medio blanda	3 - 4,5	30 - 60
Blanda	2 - 3	10 - 30
Muy blanda	1 - 2	-10

Fuente. Ingeniería Geológica - Gonzales L. 2002

Resistencia. Se llama resistencia mecánica de una roca a la propiedad de oponerse a su destrucción bajo una carga exterior, estática o dinámica. Las rocas oponen una resistencia máxima a la compresión; comúnmente, la resistencia a la tracción no pasa de un 10 a un 15% de la resistencia a la compresión. Eso se debe a la fragilidad de las rocas, a la gran cantidad de defectos locales e irregularidades que presentan y a la pequeña cohesión entre las partículas constituyentes. La resistencia de las rocas depende fundamentalmente de su composición mineralógica. Entre los minerales integrantes de las rocas el cuarzo es el más sólido, su resistencia supera los 500 MPa, mientras que la de silicatos ferromagnésicos y los aluminosilicatos varían de 200 a 500 MPa, y la de la

calcita de 10 a 20 MPa. Por eso conforme es mayor el contenido de cuarzo, por lo general la resistencia aumenta. La resistencia de los minerales depende del tamaño de los cristales y disminuye con el aumento de éstos. Esta influencia es significativa cuando el tamaño de los cristales es inferior a 0,5 mm.

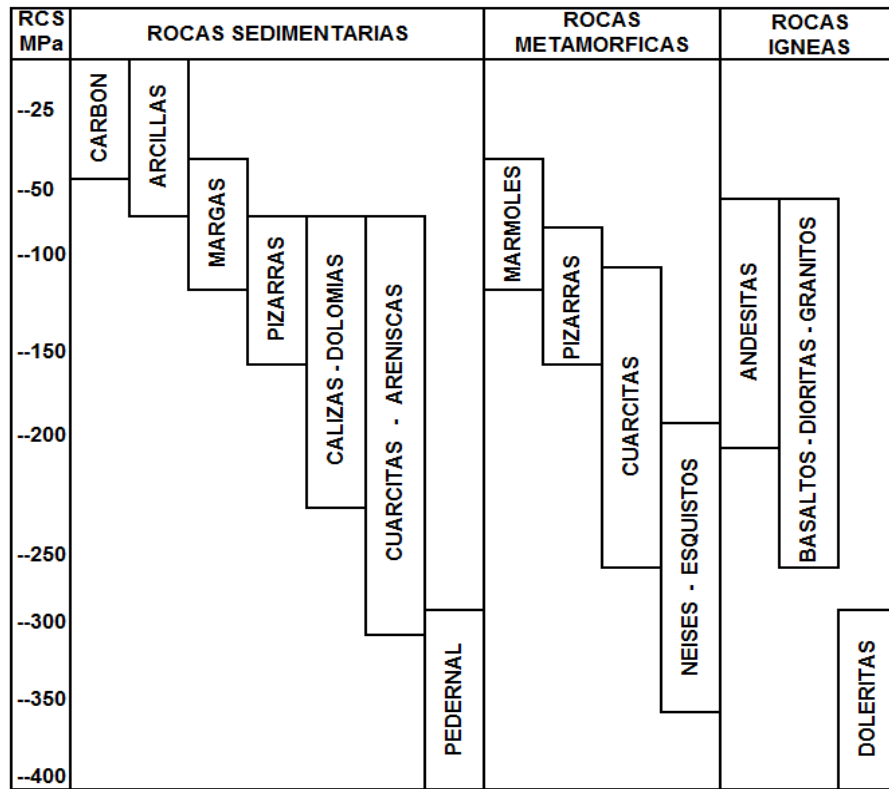
En las rocas la influencia del factor tamaño en la resistencia es menor, debido a que también intervienen las fuerzas de cohesión intercrystalinas. Por ejemplo, la resistencia a la compresión de una arenisca arcosa de grano fino es casi el doble que la de granos gruesos; la del mármol constituido por granos de 1 mm es igual a 100 MPa, mientras que una caliza de granos finos, tiene una resistencia de 200 a 250 MPa.

Entre las rocas sedimentarias las más resistentes son las que tienen cemento silíceo. En presencia de cemento arcilloso la resistencia de las rocas disminuye de manera brusca. La porosidad en rocas con una misma litología conforme aumenta hace disminuir la resistencia, puesto que las fuerzas de acción recíprocas entre ellas (Fig. 2.1).

En la resistencia de las rocas influye la profundidad a la que se formaron y el grado de metamorfismo. Así; la resistencia de las arcillas yacentes cerca de la superficie terrestre puede ser de 2 a 10 MPa, mientras que las rocas arcillosas, que fueron sometidas a un cierto metamorfismo pueden alcanzar los 50 - 100 MPa. Por otro lado, la resistencia de las rocas anisotrópicas depende del sentido de acción de la fuerza.

La resistencia a compresión de las rocas en el sentido perpendicular a la estratificación o esquistosidad es mayor que en un sentido paralelo a éstas. El cociente que suele obtenerse entre ambos valores de resistencia varía entre 0,3 y 0,8, y sólo para rocas isotrópicas es igual a 1. En la Fig. 2.1, se indican los intervalos frecuentes de resistencia a la compresión de los diversos tipos de rocas.

Los minerales de las rocas tienen un comportamiento elástico-frágil, que obedece a la ley de Hooke, se destruyen cuando las tensiones superan el límite de elasticidad.



NOTA: RCS = Resistencia a la Compresión Simple

Figura 2.1. Resistencia a la compresión más frecuente de diferentes tipos de rocas. Fuente. Manual de perforación y voladura de rocas- López J. 1989

Según el carácter de deformación, en función de las tensiones provocadas para cargas estáticas, se consideran tres grupos de rocas:

- Las elasto-frágiles o que obedecen a la ley de Hooke.
- Las plástico-frágiles, a cuya destrucción precede la deformación plástica.
- Las altamente plásticas o muy porosas, cuya deformación elástica es insignificante.

Las propiedades elásticas de las rocas se caracterizan por el módulo de elasticidad "E" y el coeficiente de Poisson "y". El módulo de elasticidad es el factor de proporcionalidad entre la tensión normal en la roca y la deformación relativa correspondiente, su valor en la mayoría de las rocas varía entre 0,03. 104 Y 1,7' 105 MPa, dependiendo fundamentalmente de la composición mineralógica, porosidad, tipo de deformación y magnitud de la carga aplicada. Los valores de los módulos de elasticidad en la mayoría de las rocas sedimentarias son inferiores a los de los minerales correspondientes que los constituyen. También influyen dicho parámetro la textura de la roca, ya que el módulo de elasticidad en la dirección de la estratificación o

esquistosidad es generalmente mayor que en la dirección perpendicular a ésta. El coeficiente de Poisson es el factor de proporcionalidad entre las deformaciones longitudinales relativas y las deformaciones transversales. Para la mayoría de las rocas y minerales está comprendido entre 0,2 y 0,4, y sólo el cuarzo lo tiene anormalmente bajo, alrededor de 0,07. (López Jimeno pp.20). El contenido de minerales se puede observar en Tabla 2.2.

Tabla 2.2. Contenidos minerales de diferentes tipos de roca.

TIPO DE ROCA	CONTENIDO EN CUARZO (%)	TIPO DE ROCA	CONTENIDO EN CUARZO (%)
Anfibolita	0 - 5	Mica neis	0 - 30
Anortosita	0	Mica esquistoso	15 - 35
Diabasa	0 - 5	Norita	0
Diorita	10 - 20	Pegmatita	15 - 30
Gabro	0	Filita	10 - 25
Neis	15 - 50	Cuarcita	60 - 100
Granito	20 - 35	Arenisca	25 - 90
Grauvaca	10 - 25	Pizarra	10 - 35
Caliza	0 - 5	Pizarra grano fino	0 - 20
Mármol	0	Taconita	0 - 10

Fuente. Ingeniería geológica Gonzales L. 2002.

Plasticidad. Como se ha indicado anteriormente, en algunas rocas, a la destrucción le precede la deformación plástica. Esta comienza en cuanto las tensiones en la roca superan el límite de elasticidad.

En el caso de un cuerpo idealmente plástico tal deformación se desarrolla con una tensión invariable. Las rocas reales se deforman consolidándose al mismo tiempo: para el aumento de la deformación plástica es necesario incrementar el esfuerzo.

La plasticidad depende de la composición mineral de las rocas y disminuye con el aumento del contenido de cuarzo, feldespato y otros minerales duros. Las arcillas húmedas y algunas rocas homogéneas poseen altas propiedades plásticas. La plasticidad de las rocas pétreas (granitos, esquistos cristalinos y areniscas) se manifiesta sobre todo a altas temperaturas, ver Fig. 2.2.

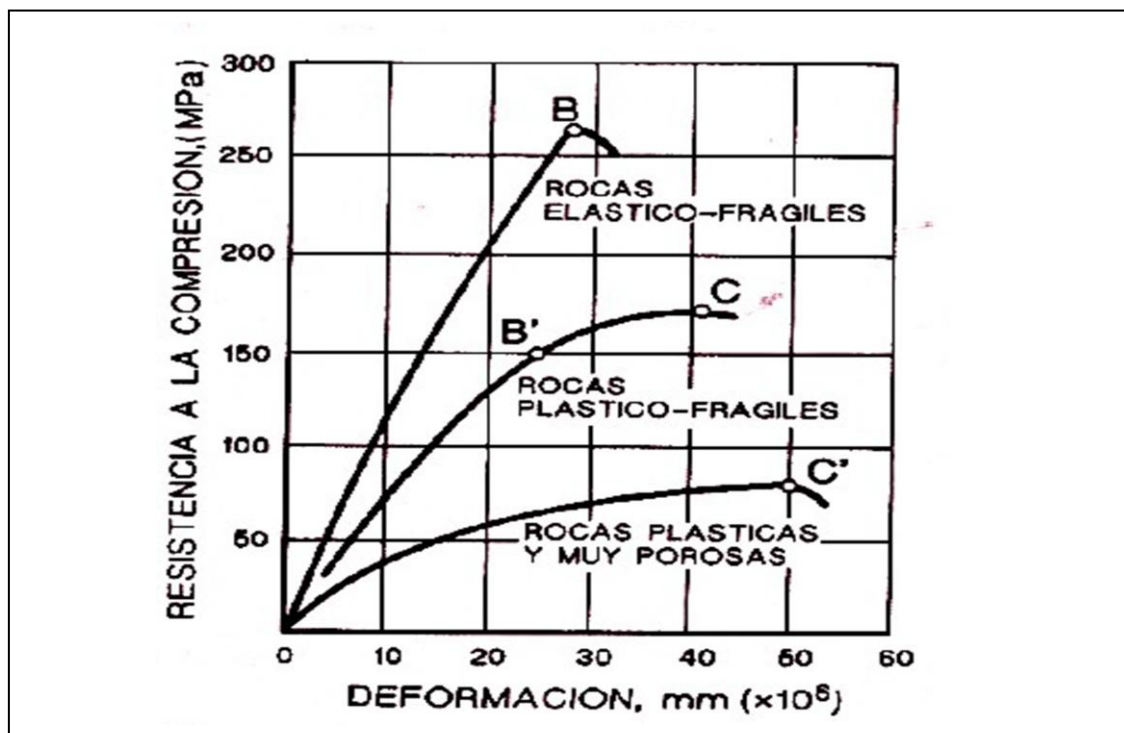


Figura 2.2. Curvas de tensión deformación de diferentes tipos de rocas.
Fuente. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras - Lopez J.C. Bustillo R. 1997

Abrasividad. La abrasividad es la capacidad de las rocas para desgastar la superficie de contacto de otro cuerpo más duro, en el proceso de rozamiento durante el movimiento.

Los factores que elevan la capacidad abrasiva de las rocas son las siguientes:

- La dureza de los granos constituyentes de la roca, Las rocas que contienen granos de cuarzo son sumamente abrasivas.
- La forma de los granos, Los más angulosos son más abrasivos que los redondeados.
- El tamaño de los granos.
- La porosidad de la roca, da lugar a superficies de contacto rugosas con concentraciones de tensiones locales.
- La heterogeneidad, las rocas poliminerales, aunque éstos tengan igual dureza, son más abrasivas, pues van dejando superficies ásperas con presencia de granos duros, por ejemplo, los granos de cuarzo en un granito.

Esta propiedad influye mucho en la vida de los útiles de perforación.

Textura. La textura de una roca se refiere a la estructura de los granos de minerales constituyentes de ésta. Se manifiesta a través del tamaño de los granos, la forma, la porosidad, etc. Todos estos aspectos tienen una influencia significativa en el rendimiento de la perforación. Como los granos tienen forma lenticular, como en un esquisto, la perforación es más difícil que cuando son redondos, como en una arenisca. También influye de forma significativa el tipo de material que constituye la matriz de una roca y que une los granos de mineral. En cuanto a la porosidad, aquellas rocas que presentan una baja densidad y son consecuentemente más porosas tienen una menor resistencia a la trituración y son más fáciles de perforar.

Estructura. Las propiedades estructurales de los macizos rocosos, tales como esquistosidad, planos de estratificación, juntas, diaclasas y fallas, así como el rumbo y el buzamiento de éstas afectan a la linealidad de los barrenos a los rendimientos de perforación y a la estabilidad de las paredes de los taladros, se clasifican los macizos rocosos a partir del espaciamiento entre juntas y la resistencia del material rocoso.

2.2.4. Campos de aplicación de los diferentes métodos de perforación

Los dos grandes métodos mecánicos de perforación de rocas son los rotopercutivos y los rotativos (Fig.2.3).

- **Métodos rotopercutivos.** Son los más utilizados en casi todos los tipos de roca, tanto si el martillo se sitúa en cabeza como en el fondo del barreno.
- **Métodos rotativos.** Se subdividen a su vez en dos grupos, según que la penetración se realice por trituración, empleando triconos o por corte utilizando bocas especiales. El primer sistema se aplica en rocas de dureza media a alta y el segundo en rocas blandas.

Atendiendo a la resistencia a compresión de las rocas y al diámetro de perforación, se pueden delimitar los campos de aplicación de los diferentes métodos.

Por otro lado, según el tipo de trabajo que se realice en minería u obra pública de superficie los equipos que más se utilizan y diámetros más comunes para las voladuras en banco.

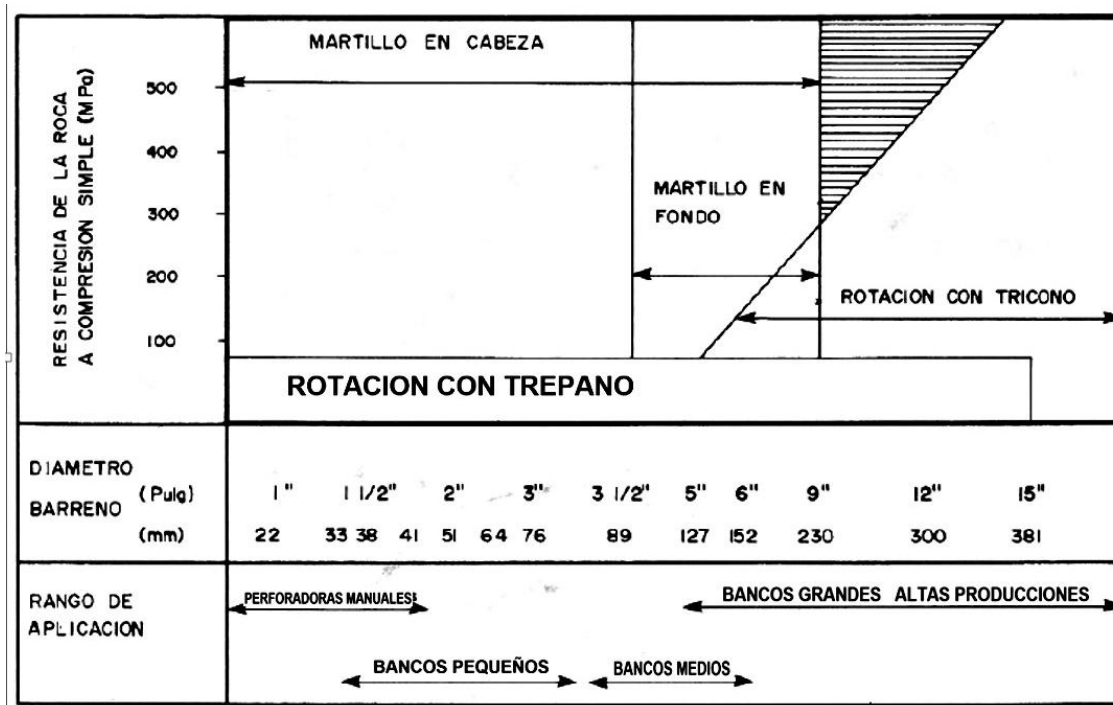


Figura 2.3. Métodos de perforación en función de la resistencia de rocas y diámetro de barrenos. Fuente. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras - Lopez J.C. Bustillo R. 1997

2.2.5. Determinación de la flota de carguío y transporte

Si bien la tarea de determinar la flota de carguío y transporte puede parecer una tarea bastante simple pues basta conocer el tiempo de ciclo de transporte, el tiempo de ciclo de carguío y los tiempos de espera y maniobras para obtener el número de camiones que compondrían la flota de carguío y transporte, sin embargo al realizar un estudio más profundo del tema es posible señalar que la determinación de la flota de carguío y transporte se ve afectada por una serie de factores que muchas veces no son considerados en esta determinación. La determinación de la flota de carguío y transporte de una mina a cielo abierto es una tarea muy sensible a un número no menor de variables y a la vez esta determinación es muy gravitante en el flujo de caja de cualquier empresa minero debido a los altos costos de los equipos involucrados. Las variables que influyen en la determinación de la flota de carguío y transporte son las siguientes:

- Capacidad de la unidad de transporte (volquete).
- Capacidad de la unidad de carguío (pala).
- Velocidad de la unidad de transporte.
- Índices de eficiencia de los equipos.
- Metodología de carguío.
- Experiencia del operador del equipo.

- Pendiente de la ruta de transporte.
- Coeficiente de rodadura de la ruta de transporte.
- Tiempo de espera en el carguío.
- Interferencia por exceso de camiones en la ruta.
- Carga útil de los equipos.
- Altura donde se desarrollen las operaciones mineras.
- Potencia del motor del volquete.
- Tracción del camión.
- Condiciones climáticas.
- Factor de carga.

2.2.6. Conceptos importantes

Tiempo de ciclo del volquete. El tiempo de ciclo de un volquete corresponde al tiempo promedio que demora el camión en recorrer un circuito de transporte ver Fig.2.4.

2.2.7. Ciclo de transporte

Tiempo de carga + tiempo de maniobra + tiempo de viaje + tiempo de maniobra + tiempo de descarga.

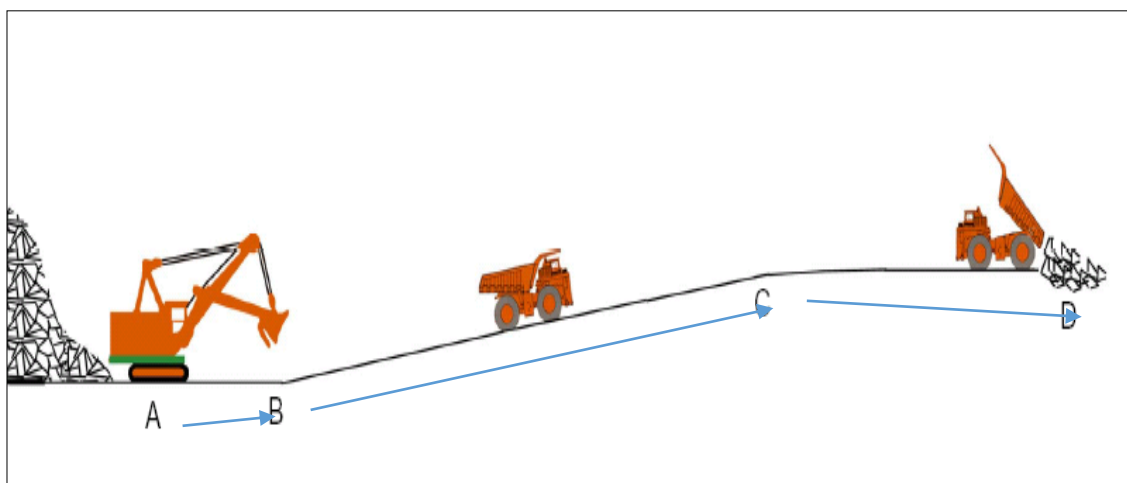


Figura 2.4. Esquema que muestra el ciclo de transporte en un sistema.
Fuente. Diseño de Minas - Universidad de Chile

El tiempo de ciclo de un camión depende, entre otras cosas, de las esperas requeridas en los puntos de carga y descarga, de interferencias con vehículos más lentos

durante el recorrido (los cuales no pueden ser sobrepasados) y de la velocidad que los distintos conductores proceden bajo variadas condiciones.

2.2.8. Tiempo de ciclo del equipo de carguío

Es el tiempo requerido para cargar y situar una cuchara de roca en el camión. Las palas, las cuales rotan de manera circular requieren de mucho menos tiempo que los cargadores frontales, los cuales tienen que trasladarse desde el banco de extracción hasta el camión. El tiempo también depende de la compatibilidad del equipo de carguío con el camión, de las condiciones de excavación, y del tamaño del equipo de carguío. Los tiempos de carguío son función de las condiciones de fragmentación resultante, de la necesidad de reposicionamiento de la pala, etc.

Por tal razón, los tiempos del ciclo de transporte exhiben cierta dispersión que hace necesaria la determinación estadística del valor medio de los tiempos de carguío y transporte con el fin de poder estimar el volumen de producción para cada turno. El número óptimo de camiones que componen una flota es un equilibrio entre la productividad y los costos y a medida que se incrementa el número de volquetes, la producción aumenta al principio en forma lineal y luego decae a medida un exceso de camiones es asignado a la pala. Por tal razón la metodología que se busca deberá determinar y optimizar la flota usando estos criterios.

2.2.9. Pendiente de la ruta de transporte

Es la diferencia en elevación del eje central de la ruta expresado como porcentaje de la distancia horizontal a lo largo del mismo eje. Por ejemplo una pendiente de -10% representa una caída vertical de 10 metros en 100 metros horizontales.

2.2.10. Resistencia a la rodadura

La fricción entre las cubiertas y la superficie de la ruta actúan en oposición al movimiento del camión. La resistencia a la rodadura se expresa en porcentaje debido para poder sumarla en el caso de pendientes positivas o restarla en el caso de pendientes negativas a la pendiente de la ruta de transporte y de esta manera determinar la resistencia total de la ruta. La resistencia total se utiliza tanto en los gráficos de frenado dinámico como en los de rendimiento.

La resistencia a la rodadura es el resultado de la fuerza friccional que ocurre entre los neumáticos del camión y la superficie de la ruta de transporte. Esta fuerza friccional es tangente a los neumáticos del camión, es decir paralelo a la superficie de tierra, y actúa en la dirección opuesta al movimiento del camión. Cuanto mayor es el peso del camión, mayor es la resistencia a la rodadura. La resistencia a la rodadura se expresa como porcentaje del componente del peso del camión que es normal (perpendicular) a la superficie de la tierra. El componente normal del peso del camión varía dentro del perfil del transporte en función de la carga útil del camión y de la pendiente de la ruta.

La resistencia de la rodadura también depende del tipo de superficie sobre la cual se desplace el camión (liso o áspero) Por lo tanto, la resistencia a la rodadura sufre variaciones a lo largo del perfil del transporte. El diagrama siguiente ilustra la manera de la cual la resistencia a la rodadura cambia con la pendiente de la ruta de transporte.

2.2.11. Curva rimpull

La velocidad de un camión desplazándose a lo largo de un tramo ascendente de la ruta de transporte puede calcularse conociendo la fuerza rimpull del volquete. Esta fuerza actúa en dirección paralela a la superficie de la ruta de transporte generada por la potencia de tracción del camión durante la aceleración.

La curva rimpull de rendimiento muestra la fuerza rimpull disponible en función de la velocidad del camión durante periodos de aceleración y es normalmente utilizada para determinar la velocidad máxima estable que el camión puede sostener cuando avanza cargado en rampas ascendentes.

Los gráficos de rendimiento representan la capacidad del camión para desarrollar fuerza rimpull la cual decrece con el aumento de la velocidad o bien representa la fuerza suministrada por el motor que actúa a lo largo de la ruta para propulsar el camión.

2.2.12. Curva de retardo

La velocidad de un camión desplazándose a lo largo de un tramo descendente de la ruta puede calcularse conociendo la fuerza de retardo propia del camión. La curva de retardo representa la capacidad del sistema de frenos del camión durante la desaceleración. La fuerza del sistema dinámico de frenado dada por el gráfico de retardo

representa la fuerza suministrada por el sistema de frenos que actúa a lo largo de la superficie de la ruta para frenar el volquete.

2.2.13. Compatibilidad de equipos

El factor de compatibilidad (*match factor*) representa el número ideal de camiones asignado a una pala. Este equivale al tiempo de ciclo total dividido por el tiempo de carga promedio. El tiempo de ciclo para cada viaje se ve afectado por los tiempos de espera en los puntos de carga y descarga, y además por interferencias con vehículos más lentos que no pueden ser sobrepasados durante el recorrido y de la velocidad a la que los distintos conductores proceden bajo variadas condiciones.

Los tiempos de carguío son a menudo sumamente variables debido a las condiciones de fragmentación, metodología de carguío, necesidad de reposicionamiento de la pala, etc. Los puntos de descarga, generalmente el chancador, suele ser uno de los puntos de mayor tiempo de espera para el volquete. Por tal razón, los tiempos del ciclo de transporte presentan una cierta dispersión, situación que no se puede representar utilizando una metodología que solo considere los tiempos de transporte y de carguío.

2.2.14. Factores que controlan la velocidad del volquete

La velocidad del volquete dependerá de muchos factores. Las características de rendimiento de motor y el sistema de frenos, la pendiente y la resistencia a la rodadura de la ruta de transporte son los parámetros más importantes.

La mayor parte de las operaciones establecerán límites de velocidad en variadas situaciones, a fin de asegurar las condiciones operacionales. El trasladarse pendiente abajo y cargado o aquellas intersecciones de caminos son ejemplos de áreas en las cuales es necesario disminuir la velocidad. La pendiente de la ruta, la resistencia a la rodadura de la superficie del camino y las condiciones climáticas incluyendo la visibilidad resultan ser factores importantes. La velocidad a la que los distintos conductores proceden bajo variadas condiciones constituye un aspecto fundamental, por tal razón en el cálculo de flota de equipos debe ser considerada a través de alguna variable la experiencia que tengan los conductores de los equipos.

2.2.15. Evaluación de la flota utilizando la simulación

La determinación de la flota de carguío y transporte resulta ser una actividad muy importante para cualquier plan minero, incluyendo el comienzo de una nueva operación y durante la planificación de proyectos futuros.

Simulación. Es el desarrollo de un modelo lógico matemático de un sistema, de tal forma que se obtiene una imitación de la operación de un proceso de la vida real o de un sistema a través del tiempo. La realización de una simulación involucra la generación de una historia artificial de un sistema donde la observación de esta historia mediante la manipulación experimental nos ayuda a inferir las características operacionales de tal sistema. Las etapas fundamentales de una simulación son el desarrollo de un modelo y la experimentación.

Modelo estocástico: Los valores de las variables dentro de un modelo estocástico sufren modificaciones aleatorias con respecto a un valor promedio; dichas variaciones pueden ser manejadas mediante distribuciones de probabilidad. Un buen número de estos modelos se pueden encontrar en la teoría de líneas de espera.

2.2.16. Aspectos de la minería a tajo abierto en altura

Las operaciones en minas a tajo abierto en altura, presentan numerosos desafíos relativos a los efectos en el personal y el rendimiento del equipo. Los efectos de la altura se tornan significativos en alturas que superan los 3000 m como es el caso de División Andina Codelco Chile. La selección del equipo minero en una mina a tajo abierto en altura, debe considerar la reducción en la capacidad máxima del motor (derating). Por ejemplo, el rendimiento del motor del volquete de transporte deberá disminuir para predecir en forma precisa los tiempos de ciclo de camiones utilizados para determinar el tamaño de flota requerido. Sin embargo, si no se les reduce de manera suficiente la capacidad a los motores, disminuirá la confiabilidad de flota y los costos operacionales aumentarán de manera importante. La temperatura, presión y densidad del aire, disminuyen con la altura.

2.2.17. Los efectos en la maquinaria

Existen dos tipos de problemas que afectan de manera fundamental a la maquinaria que opera en altura: reducción en la capacidad disponible y capacidad de enfriamiento

deficiente. Sin embargo, en muchos casos, estos problemas están interrelacionados. Para lograr que los motores diésel funcionen de forma eficiente, es necesario mantener una relación o proporción adecuada en lo que se refiere a aire-combustible. En el aire menos denso, los motores diésel presentan algunos problemas en la ingestión de suficiente aire (oxígeno) como para generar la potencia requerida por el motor.

En aire menos denso, los turbos sobrealimentadores deben funcionar a mayor velocidad para liberar la masa de aire requerida por los cilindros para la combustión. Esta mayor velocidad genera una gran tensión, la cual afecta adversamente la vida útil del turbo. El aire menos denso es perjudicial en cierto punto, ya que la capacidad de enfriamiento disminuye. La efectividad de enfriamiento conectivo, depende de la densidad del líquido que transfiere el calor. La disminución de calor que se transfiere es resultado del aire menos denso, lo cual hace que las máquinas puedan funcionar a temperaturas más altas. En motores diésel, la combustión genera energía que produce calor. La eliminación de calor es necesaria para que el motor pueda funcionar dentro de un rango de temperatura deseado. El operar bajo estos límites de temperatura, reduce en forma importante la vida útil del motor.

Cuando la temperatura de un motor supera el límite crítico, el fabricante tiene dos opciones para cambiar esta situación. Estas son: la reducción de la capacidad disponible o la modificación. La reducción de potencia máxima de salida disponible (derating) de un motor, es la solución típica del fabricante de adaptar un motor estándar en altura. Si se genera menos energía, significa que se requiere menos disipación de calor, funcionando el motor, de esta forma, más frío. Un fabricante, por ejemplo, señala que los motores diésel de dos ciclos no requieren ningún tipo de (derating) hasta los 3000 m. de altura. Sin embargo, su capacidad máxima deber reducirse en un 1% cada 300 metros. Esto demuestra cómo cada motor tiene un distinto grado de sensibilidad a la altura. Por lo general, a los motores que operan en altura, se les reduce su potencia máxima de salida en un 10% -20%.

2.2.18. Efectos de la reducción de la capacidad máxima del motor en los tiempos de ciclo de un volquete

La reducción de la capacidad máxima del motor, no significa necesariamente que un camión de transporte experimentará una reducción en su fuerza rimpull.

Al emplear un sistema de accionamiento correcto, el motor cuya capacidad máxima ha sido reducida (derated engine), sólo reducirá la velocidad del vehículo sin afectar su fuerza de engrane. Simplemente, esta reducción en la capacidad máxima del motor del camión, no requerirá automáticamente una reducción en su carga (payload), así como ocurre con la capacidad retardadora, eléctrica o mecánica, o el valor nominal térmico de los motores impulsores de aire por movimiento rotatorio.

Si sólo se reduce la capacidad máxima del motor, el efecto en los tiempos de ciclo del camión, no es proporcional al grado de reducción de su capacidad (deration). Por ejemplo, si se reduce la capacidad máxima del motor en un 20%, el efecto no coincidirá normalmente con un 20% de aumento en los tiempos de ciclo del camión.

El efecto sobre la velocidad es mayor cuando el camión viaja cargado tanto cuesta arriba como cuesta abajo y ciñéndose a los límites de velocidad de acuerdo a su capacidad de frenado o sistemas de desaceleración.

2.2.19. Índices operacionales

Los índices operacionales son parámetros que nos indican el tiempo en que un equipo está en un determinado estado operacional, ejecutando una función o no. Existen 4 índices que nos permiten medir los 4 estados posibles en los que puede estar un equipo determinado. De esta manera un equipo nunca está fuera de control, pues siempre pertenece a un estado. El aumento o (disminución) del tiempo de un estado disminuye (o aumenta) el tiempo del otro. En la siguiente figura se muestran los 4 estados posibles en los que puede estar un equipo cualquiera. (Fig. 2.5)

Los estados de los equipos son los siguientes:

Tiempo efectivo (EFEC): Es el tiempo en el cual el equipo se encuentra realizando funciones propias de su operación asignada.

Demoras (DEM): Es el tiempo en el cual el equipo está apto pues cuenta con operador y labor asignada, pero no puede cumplir sus funciones por razones atribuibles a la operación.

Reserva (RES): Es el tiempo en el cual el equipo se encuentra apto para operar o realizar su función, pero no puede efectuarla principalmente por falta de operador o por no tener postura.

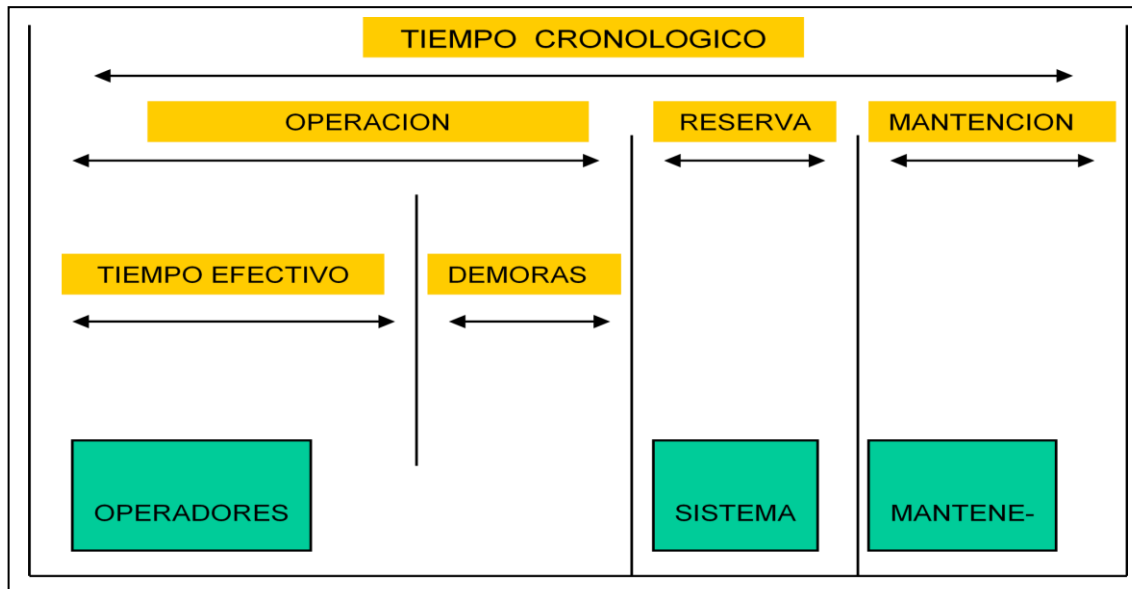


Figura 2.5. Distribución del tiempo cronológico.
Fuente. Diseño de Minas - Universidad de Chile

Mantenimiento / reparación (M/R). Es el tiempo en que el equipo no se encuentra apto para realizar sus funciones en condiciones seguras por presentar fallas en sus sistemas de manera que requiere efectuar mantenimiento y reparación.

Disponibilidad. Índice que refleja el tiempo requerido para mantener el equipo en las condiciones técnicas y operativas originales. Corresponde al porcentaje de tiempo en que el equipo se encuentra en condiciones de operar y a disposición de la operación, respecto del total de tiempo controlado. Mide el requerimiento de mantenimiento y/o reparación de un equipo, lo que es función del trato operacional, de la calidad del equipo y de la eficiencia de servicio técnico de mantenimiento.

$$\text{Disponibilidad} = \frac{\text{EFEC} + \text{DEM} + \text{RES}}{\text{EFEC} + \text{DEM} + \text{RES} + \text{M/R}}$$

Factor operacional. Representa la relación porcentual existente entre el tiempo en que el equipo se encuentra realizando sus funciones propias, para lo cual fue dispuesto o asignado y el tiempo operacional, que incluye este mismo tiempo más las demoras operacionales. Mide la eficiencia interna de la operación.

$$\text{Factor operacional} = \frac{\text{EFEC}}{\text{EFEC} + \text{DEM}}$$

Utilización. Índice que refleja los objetivos relacionados con el uso del equipo, y representa la cantidad de tiempo de uso de un equipo respecto al total del tiempo en que hubiere sido posible operarlo. Mide la eficiencia del sistema.

$$\text{Utilización} = \frac{\text{EFEC} + \text{DEM}}{\text{EFEC} + \text{DEM} + \text{RES}}$$

Utilización efectiva. Representa la relación porcentual entre el tiempo efectivo y el tiempo total de control del equipo. Este índice permite estimar las horas efectivas proyectadas de los equipos para fines de evaluación de planes de producción y de presupuestos. Mide la utilización real del equipo.

$$\text{Utilización efectiva} = \frac{\text{EFEC}}{\text{EFEC} + \text{DEM} + \text{RES} + \text{M/R}}$$

2.3. Definiciones conceptuales

2.3.1. Movimiento de equipos

El movimiento de los equipos mineros de todos los tamaños, al interior de un pit requieren de espacios físicos en ancho y largo suficientes como para su desempeño y movilización con seguridad, de tal forma que puedan cumplir sus funciones de diseño, evitando accidentes con otros equipos y /o a las personas, optimizando así la producción conjunta de la mina. La visualización en el tiempo de estos espacios es responsabilidad del trabajo conjunto entre los ingenieros de planificación (largo plazo) y los ingenieros de operación (corto plazo), para los distintos trabajos planificados para el pit.

2.3.2. Algunos espacios a considerar

- Accesos.
- Bermas.
- Cunetas.
- Pendientes.
- Cruce de camiones o doble vía.
- Ancho máximo de expansión.
- Desfase entre palas.
- Ancho mínimo de operación (perforación, carguío y transporte).

2.3.3. Operación en botaderos

Básicamente la descarga se realiza en los cercanos del borde del botadero, teniendo en cuenta que debe existir una distancia prudente para evitar accidentes durante y después de la operación. (Fig. 2.6 y 2.7)

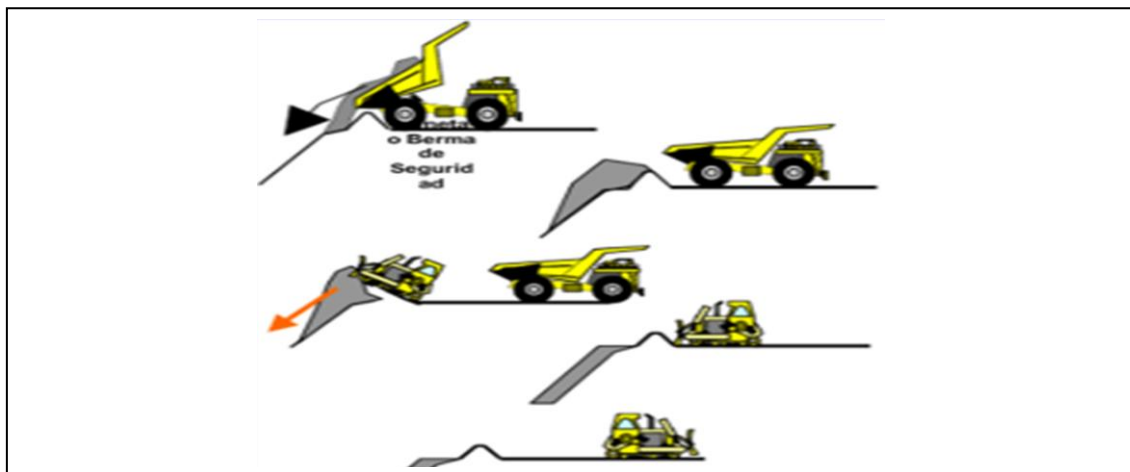


Figura 2.6. Descarga hacia el talud del botadero
Fuente. Minería superficial- Universidad de Chile

Para ello es muy importante la presencia de la operación de otros equipos de apoyo como los bulldozers y/o wheeldozer (coleros), los cuales direccionan el vaciado y a la vez mantendrán la altura y seguridad del perfil una vez descargado el material.

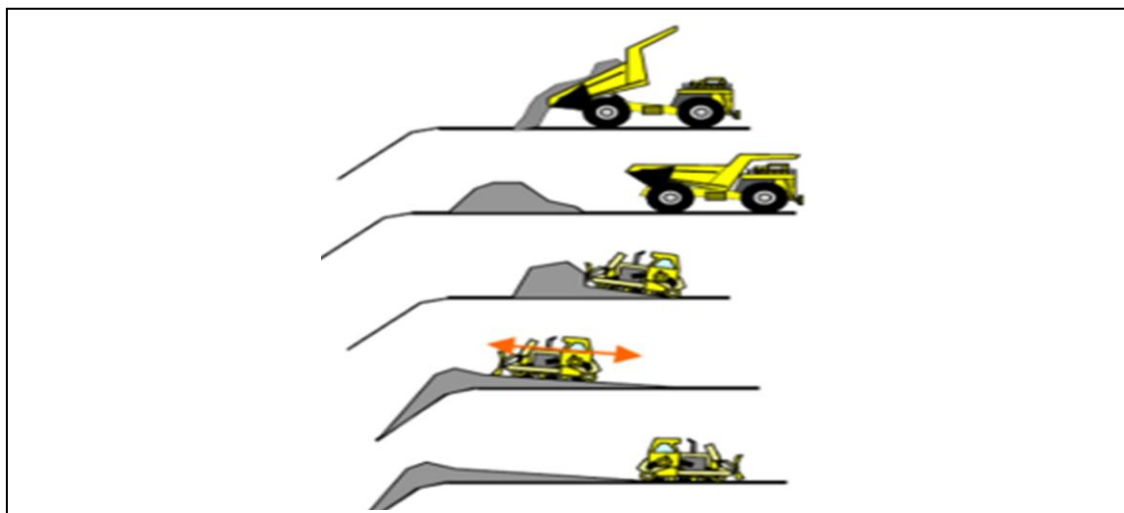


Figura 2.7. Descarga sobre el botadero.
Fuente. Minería superficial- Universidad de Chile

2.3.4. Planificación minera

La planificación es el proceso de Ingeniería de Minas cuyo fin es transformar el recurso mineral en el mejor negocio productivo. Es decir maximizar el aporte de cobre fino y reduce los costos de operación. No se puede pensar en el plan minero sin un modelo de bloques. Los sondajes y un modelo geológico son la partida de toda planificación minera.

2.3.5. Minería a cielo abierto

- Generalmente aplicado a yacimientos de baja ley y superficiales.
- Ritmo de producción >20,000 TMD.
- Moderadamente selectivo ya que posee la facilidad de vaciar el estéril en botaderos.
- Desafíos en el diseño.
- Manejo de la razón estéril/mineral y su evolución en el tiempo.
- Ubicación de las rampas de acceso y producción.
- Diseño de las flotas de equipos.
- Estabilidad de las paredes del tajo.

Excavación superficial, cuyo objetivo es la extracción de mineral.

- Modelo de bloques a utilizar (calidad de los recursos minerales).
- Modelo de costos (mejor estimación de los costos de largo plazo).

- Precio de largo plazo de los minerales que serán explotados.
- Parámetros de diseño (ángulo de talud, recuperación metalúrgica, etc).
- Restricciones medio ambientales.

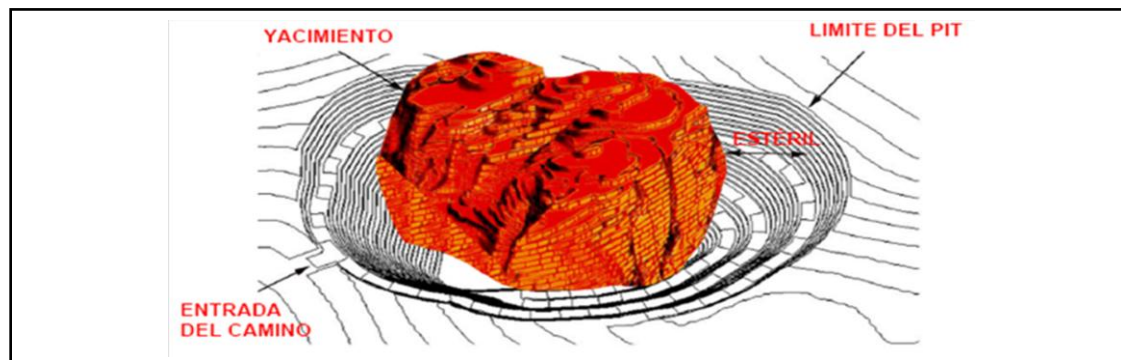


Figura 2.8. Cuerpo mineralizado y explotación superficial.
Fuente. Minería superficial- Universidad de Chile

2.3.6. Modelo geomecánico

El modelo geomecánico debe contener:

- Modelo tri-dimensional.
- Tipos de rocas.
- Dominios estructurales.
- Ángulos permitidos.

2.3.7. Ley de corte (cut off)

La ley de corte (cut off), será aquella ley mínima cuyo valor cubre todos los costos indispensables para que la reserva minera resulte económicamente rentable. El volumen de material cuya ley se encuentre por debajo de la ley de corte, será considerado desmonte ya que el valor económico del reducido contenido metálico no justifica su tratamiento por no cubrir los costos del proceso.

2.3.8. Cono óptimo

El problema de determinación del cono óptimo (aquel cuyo NPV es máximo), es en realidad un problema de determinación de la secuencia óptima de explotación. Consiste en fijar una ley de corte y buscar desde la superficie del modelo hacia su interior, el primer bloque (o conjunto de ellos) que la supere.

Cuando lo encontremos, se suma el valor neto de todos los bloques del cono que le(s) corresponde. Si el resultado es positivo, se eliminan todos los bloques implicados, y si no lo es, permanecen.

Se continúa la búsqueda del siguiente bloque y se trabaja de la misma manera, descartando siempre de los conos, aquellos bloques eliminados con anterioridad.

Los parámetros usados para generar el cono óptimo son los nombrados a continuación:

- Costos unitarios.
- Valor de bloque.
- Topografía.
- Ángulo Inter Rampa (IRA).
- Ratio de descuento.

2.3.9. Diseño de pit final

La explotación se lleva a cabo de manera tridimensional por bancos, con secciones transversales en forma tronco cónico, ajustándose al límite del cono óptimo. (Fig.2.9)

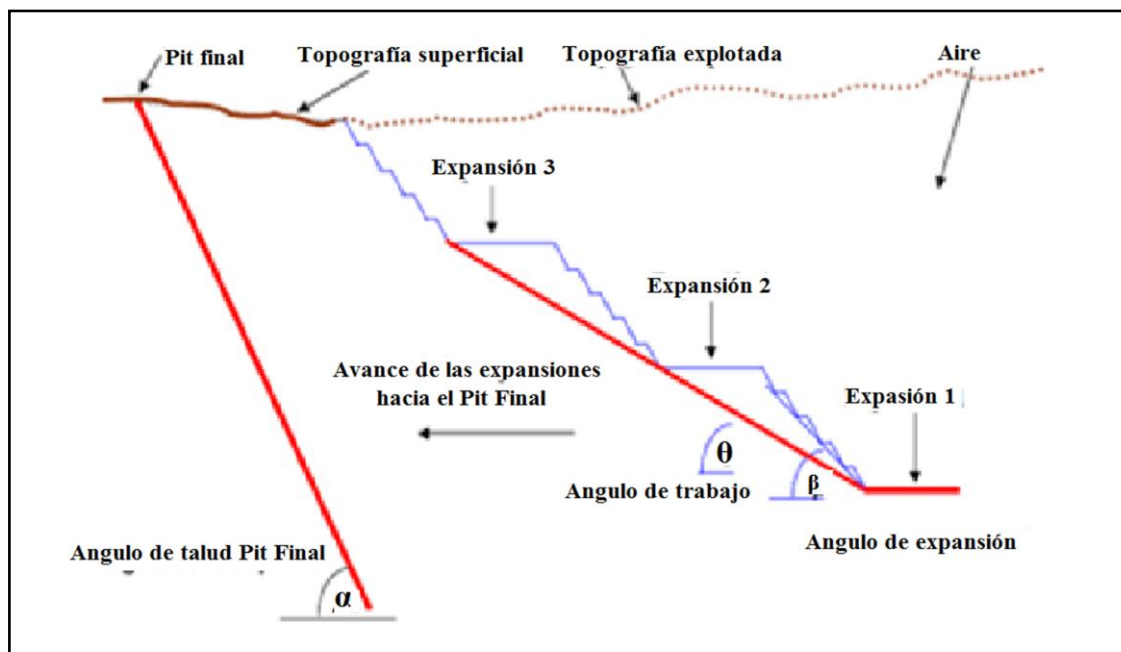


Figura 2.9. Diseño de pit final.

Fuente. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras - Lopez J.C. Bustillo R. 1997

2.3.10. Ancho operativo óptimo

Depende del espacio necesario para que trabaje a dos frentes la combinación de los equipos de carguío y acarreo a ser usados en el proyecto.

Para un cargador frontal es necesario 40 metros y para una pala el ancho, mínimo, necesario es de 60 metros.

2.3.11. Ancho de rampa

Las pistas de transporte se adaptan a los taludes finales, o en actividad, permitiendo el acceso a diferentes cotas. El ancho de las rampas, según recomendación del Ministerio de Energía y Minas es de 3.5 veces el ancho del camión más grande que transite por dicha rampa. Para este proyecto será de 25 metros.

2.3.12. Ancho de banco

Suma de los espacios necesarios para el movimiento de la máquina que trabaja en ellos simultáneamente (30 m). (Fig.2.10)

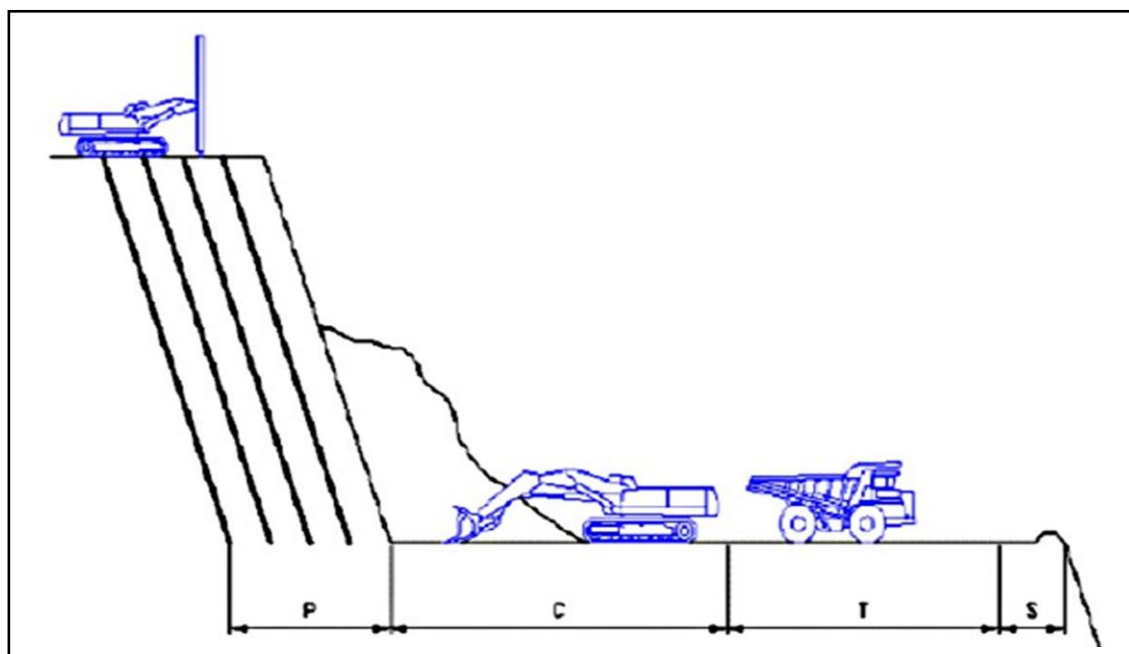


Figura 2.10. Proceso de perforación y voladura de rocas.
Fuente. Minería superficial- Universidad de Chile

2.3.13. Altura de banco

Es la distancia vertical entre dos niveles, o lo que es lo mismo, desde el pie del banco hasta la parte más alta o cabeza del mismo.

La altura del banco se establece, generalmente, a partir de las dimensiones de los equipos de excavación y carga, las características del macizo y las exigencias de selectividad.

2.3.14. Ángulo de la cara del banco

Es el ángulo que forma la cara de talud de cada banco con la horizontal. Este ángulo, al igual que el IRA, está basado en las alteraciones y estructuras del yacimiento.

2.3.15. Berma

Es el espacio que se encuentra entre el pie del banco superior y la cresta del banco inferior, las terminologías utilizadas en el diseño se pueden observar en Figura 2.11.

Diseño de fases. La idea es que cada contorno delimitará un pit con beneficio unitario mayor al que se generará posteriormente, que lo englobará, de manera que extraeremos sucesivamente material de mayor a menor valor unitario. Desde el punto de vista de maximizar el NPV esto es lo que nos interesa, adelantar en lo posible los flujos de caja más elevados. Las mejores fases de minado se determinan a partir de un análisis de pits anidados complementado con un análisis de los siguientes parámetros: menor relación desmonte sobre mineral (D/M), mayor relación de bloques probados sobre probables, mayor ingreso (Revenue) por TM minada (\$/TM), mayor ganancia (Profit) por TM minada (\$/TM).

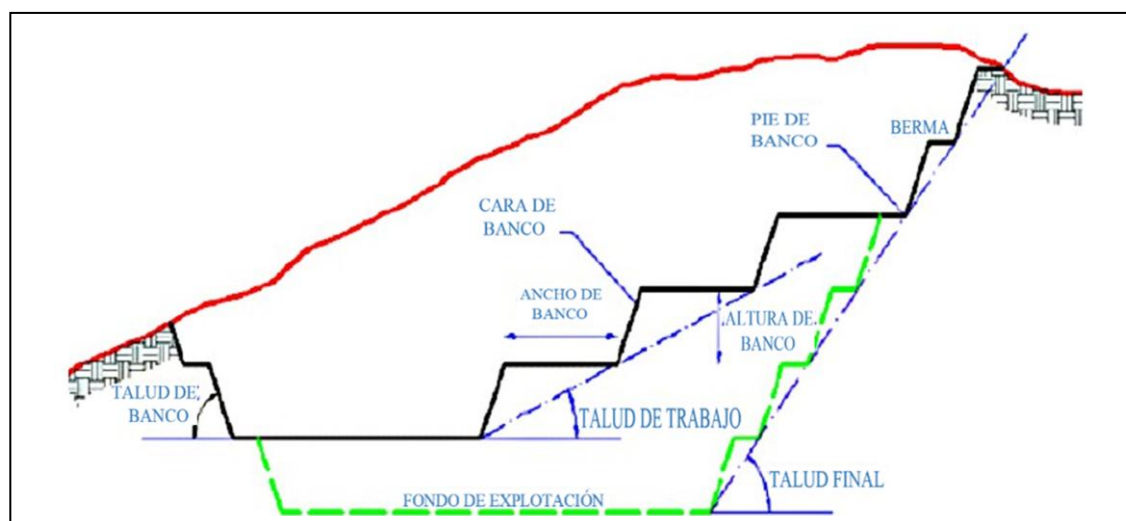


Figura 2.11. Terminología empleada en mina a cielo abierto.
Fuente. Minería superficial- Universidad de Chile

2.3.16. Planes de minado

La extracción, en cada nivel, se realiza en bancos con uno o varias fases. Debe existir un desfase entre bancos a fin de disponer de unas plataformas de trabajo mínimas para que operen los equipos a su máximo rendimiento y en condiciones de seguridad. Los planes de minado buscan la secuencia con mayor valor actual neto. En función del número de bancos del pit final, de las fases de explotación y de los periodos de tiempo que configuran la vida de la explotación, y teniendo en cuenta los ritmos de producción y las restricciones geométricas impuestas entre las fases, el algoritmo, a usarse en esta optimización busca de forma heurística, secuencias que cumplan con las restricciones anteriores, escogiendo finalmente la de mayor NPV. El algoritmo no puede garantizar que la solución sea la mejor posible, aunque en general, si en los entornos de la solución maximizada las variaciones son suaves, el resultado estará cercano al óptimo buscado.

2.3.17. Perforación manual

Se lleva a cabo con equipos ligeros manejados a mano por los perforistas. Se utiliza en trabajos de pequeña envergadura donde por las dimensiones no es posible utilizar otras máquinas o no está justificado económicamente su empleo.

2.3.18. Perforación mecanizada

Los equipos de perforación van montados sobre unas estructuras, de tipo mecano, con las que el operador consigue controlar todos los parámetros de la perforación desde unas posiciones cómodas. Estas estructuras o chasis pueden ir montadas sobre neumáticos u orugas y ser automotrices o remolcables.

Por otro lado, los tipos de trabajo, tanto en obras de superficie como subterráneas, pueden clasificarse en los siguientes grupos.

2.3.19. Perforación de banqueo

Es el mejor método para la voladura de rocas y a que se dispone de un frente libre para la salida y proyección del material y permite una sistematización de las labores. Se utiliza tanto en proyectos de cielo abierto e interior con barrenos verticales, generalmente, y también horizontales, en algunos casos poco frecuentes. (Fig. 2.12)

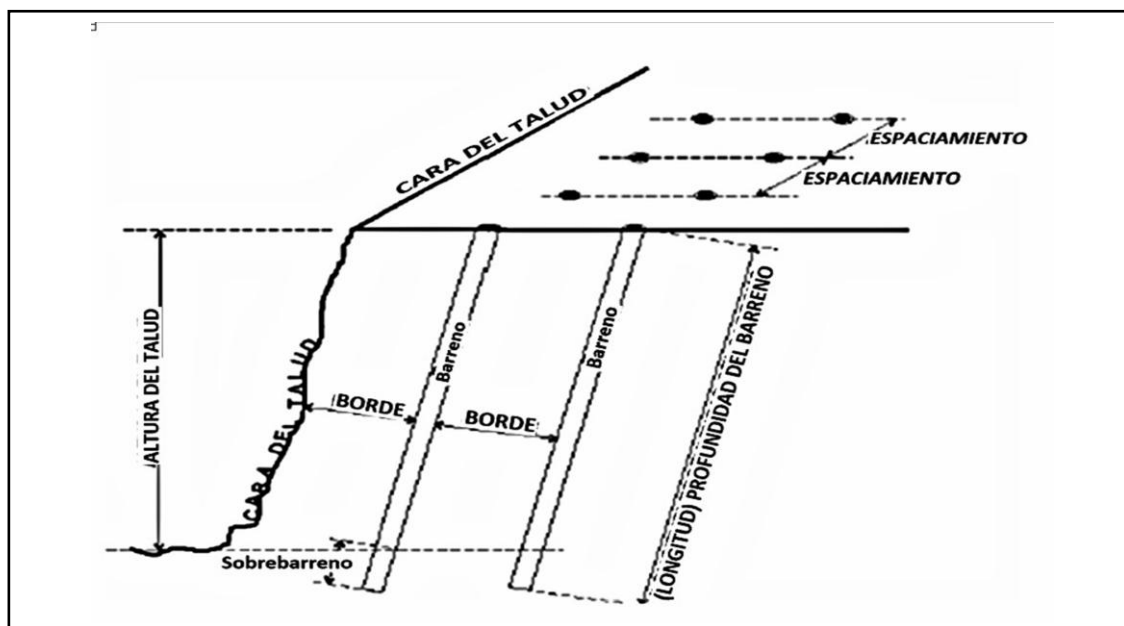


Figura 2.12. Perfil de distribución de barrenos.
Fuente. Minería superficial- Universidad de Chile

Perforación de producción. Este término se utiliza en las explotaciones mineras, fundamentalmente subterráneas, para aquellas labores de extracción del mineral. Los equipos y los métodos varían según los sistemas de explotación, siendo un factor común el reducido espacio disponible en las galerías para efectuar los barrenos.

2.3.20. Perforación de rocas con recubrimiento

La perforación de macizos rocosos sobre los que yacen lechos de materiales sin consolidar obligan a utilizar métodos especiales de perforación con entubado.

2.3.21. Selección de equipos

Procedimiento:

- Determinar la producción requerida.
- Tasas anuales que deben convertirse en tasas diarias.
- Considere mineral y estéril.
- Determinar alcance o recorrido de transporte.
- Distancias y pendientes a recorrer.
- Calcular tiempo de ciclo.
- Componente fija (cargar girar descargar).
- Componente variable (transporte).

- Calcular capacidad.
- Tasa de producción=cap. x (N° de ciclos/u. de tiempo).
- Productividad=Tasa de producción x factor de eficiencia.
- Iterar para mejorar la productividad.
- Depende de disponibilidad (enfoque probabilístico).
- Iterar para reducir costos de capital y de operación.

2.3.22. Criterios para el diseño de explotación

- Factores geométricos.
- Factores geomecánicos.
- Factores operativos.
- Factores medioambientales.

2.3.23. Factores operativos

Altura de banco: A una altura de 10 m de banco final, se tienen las siguientes ventajas:

- Utilizar los equipos de carga para sanear el frente.
- Mantener condiciones de seguridad aceptables.
- Mayor control sobre la fragmentación en la voladura.
- Mayor rapidez en ejecución de rampas entre bancos.
- Menores niveles de vibraciones.
- Mejores condiciones para restauración y tratamiento de taludes finales.

Ángulo del talud: Es función de dos factores:

- Tipo de roca: características estructurales y resistentes de los materiales.
- Altura de banco: Se utiliza durante el trabajo en roca media, ángulos de talud entre 60° y 75°, para dejarlos con el ángulo definitivo y disponer de bermas de seguridad más prácticas.

Bermas (W): Según criterio de Ritchie (1963), modificadas por Evans y Call (1992):

$$W = 0.2 H + 2.0, \text{ para } H = 9.0 \text{ m} \quad W = 0.2 H + 4.5, \text{ para } H > 9.0 \text{ m}$$

$$H = \text{altura de banco (m)}.$$

Para una altura de 10 m, el ancho de berma debería estar entre 4 y 6.5 m, al estar cerca del límite establecido por Evans y Call (9 m), se decidió que el ancho de la berma sea de 6 metros.

2.3.24. Voladuras controladas

- La aplicación de voladuras controladas a corto, mediano y largo plazo, es la opción más rentable y sostenible en el tiempo para una empresa minera de clase mundial. Sobreponiendo el cuidado del entorno social y para el desarrollo de las propias operaciones.
- La aplicación de voladuras controladas permite desarrollar los trabajos de profundización con factores de seguridad elevados.
- La utilización de emulsiones gasificadas elimina la generación de gases nitrosos en el proceso de voladura.
- La utilización de detonadores electrónicos permite reducir los niveles de ruido en un 80% en la detonación (17 Convención Minera).

Objetivos:

- Mantener un equilibrio en las actividades sociales del entorno controlando los niveles permisibles de ruido, vibraciones y control de los gases residuales de la voladura.
- Continuidad de las operaciones y de la vida de útil de la mina.
- Taludes y paredes estables.
- Reducción de los niveles de vibraciones.
- No generar proyección de rocas.

Requerimientos:

- Para la aplicación de esta técnica se requiere una mayor inversión que para las voladuras convencionales.
- Para efectuar las voladuras controladas, se necesita equipos de perforación de precortes (diámetro menor), explosivos de baja densidad, carguío mecanizado, y personal altamente calificado.

2.3.25. Técnicas tradicionales

Las técnicas más comunes de voladuras controladas son:

- Voladura de precorte.
- Voladura de recorte.
- Voladura amortiguada.
- Perforación en línea.

El objetivo es solo para garantizar la estabilidad de las paredes.

2.3.26. Técnicas modernas

- Diseño de perforación con softwares especializados. (perforación con 03 tipos de diseño precorte, buffer, y producción).
- Diseño y simulación de voladuras con softwares especializados.
- Utilización con detonadores electrónicos de última generación.
- Utilización de explosivos de baja densidad. (emulsiones gasificadas).
- Utilización de material especial para el taco.

2.3.27. Diseño de perforación

Los diseños de perforación para la voladura controlada, deben considerar taladros de precortes y/o taladros de amortiguación (Buffer). El diámetro de los taladros de precortes deberán ser de menor diámetro que los taladros de producción. ($<\varnothing$ ”).

2.3.28. GPS en la perforación

La tecnología del **GPS**, permite recepcionar la malla de manera inalámbrica, logrando la perforación en los mismos puntos del diseño de gabinete; también transmite la información a tiempo real de los parámetros de dureza del macizo, para el control de carguío de explosivos.

2.3.29. Diseño de voladura

El diseño de carga explosiva y secuencia de voladura debe ser a través de softwares especializados para garantizar los resultados y objetivos propuestos, el diseño de la carga se observa en Figura 2.13.

2.3.30. Diseño de carga

El diseño de carga se realiza considerando los tres tipos de taladros ver Figura 2.13.

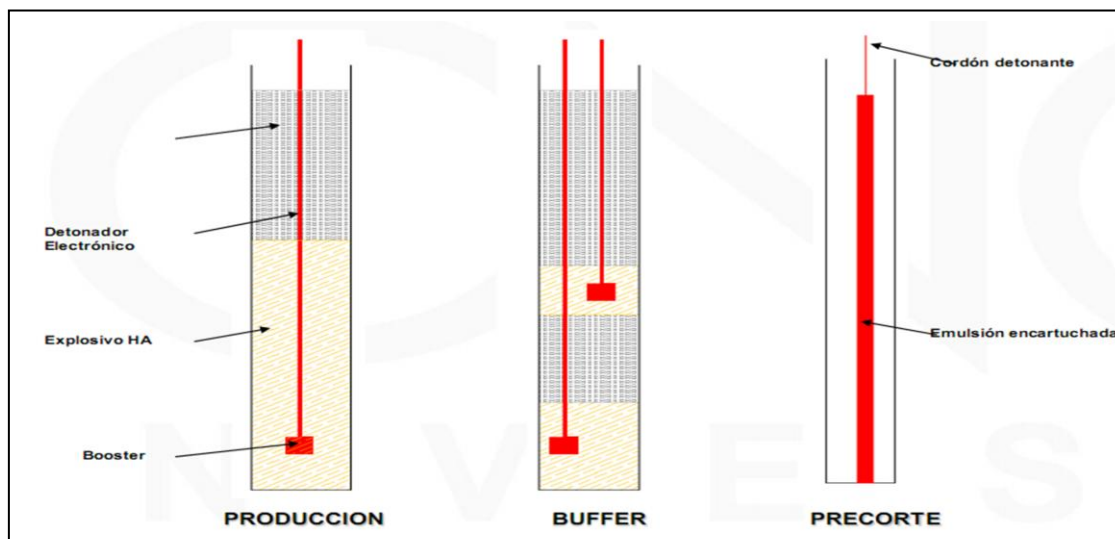


Figura 2.13. Diseño de carga de taladro de producción buffer y precorte.
Fuente. Instituto de Ingenieros de Minas-17 Convención minera

2.3.31. Carguío para voladura

La iniciación de la carga explosiva se debe realizar con los detonadores electrónicos de última generación, con la finalidad de eliminar la dispersión en los tiempos de retardo por cada taladro disparado. El carguío de los taladros se debe realizar de forma mecanizada a través de camiones mezcladores. La cantidad de kilogramos de explosivo en el taladro es exacta y de acuerdo a lo planificado. (La descarga es computarizada, Fig. 2.14).



Figura 2.14. Carguío mecanizado de voladura.
Fuente. Instituto de Ingenieros de Minas-17 Convención minera

2.3.32. Tapado de taladros

El taco ó *stemming* debe ser con un material especial chancado de 1" a 1.5" de diámetro. Este material crea un mayor confinamiento de la carga explosiva, evitando fly

rocks y/o proyección de rocas (Fig. 2.15).



Figura 2.15. Cargador frontal de volteo lateral.
Fuente. Instituto de Ingenieros de Minas-17 Convención minera

2.4. Aspectos generales de Unidad Minera Tacaza-CIEMSA

2.4.1. Ubicación

La Unidad Minera Tacaza está ubicada en el: Fig. 2.16

Distrito : Santa Lucia.

Provincia : Lampa.

Departamento : Puno.



Figura 2.16. Ubicación de Unidad Minera Tacaza-CIEMSA.
Fuente. Unidad Minera tacaza

2.4.2. Coordenadas

La coordenada UTM. Corresponde al punto de línea base 5+00 del presente proyecto con una cota de 4,345 m.s.n.m. siendo las siguientes:

Longitud : 8 272 000 N.
 Latitud : 315 000 E.
 Cuadrángulo : Lagunillas (32-U).

2.4.3. Accesibilidad a la Unidad Minera Tacaza-CIEMSA

A la Unidad Minera TACAZA se puede llegar de la siguiente forma: Tabla 2.3.

Tabla 2.3. Ubicación de la Unidad Minera Tacaza-CIEMSA

ACCESO DE	DISTANCIA	TIEMPO	VIA
Juliaca - Santa Lucia	58 km	50 min	Terrestre afirmado
S. Lucia – desvió Tacaza	16 km	20 min	Terrestre afirmado
Desvió Tacaza - Tacaza	2 km	10 min	Trocha carro-sable
Arequipa - Choroma	298 km	3 h	Terrestre afirmado

Fuente. Unidad Minera Tacaza-CIEMSA.

2.4.4. Clima

El clima de la zona es típica de las zonas alto andinas, se caracteriza por ser seco y frígido en la estación de otoño y húmedo, lluvioso en la estación de verano. Variando la temperatura entre -6 °C a 15 °C, dependiendo de la estación en que se encuentre.

2.4.5. Vegetación

El proyecto se extiende en un área de con una serie de hondonadas quebradas que se recorren, siendo además un área de cambios de declive, la vegetación de la zona se caracteriza por crecer a altitudes elevadas con respecto al nivel del mar, tales como la chilligua, tola, flores silvestres, variedad de cactus, keñua, otros.

2.4.6. Geología regional

Se encuentra en la cordillera occidental de los Andes del Sur del Perú distinguiéndose dentro del dominio magmático del arco principal debajo de la discontinuidad de la cordillera de la costa. Las rocas que componen el cenozoico del sur del Perú son sedimentos molásicos, volcanoclásticos y rocas volcánicas andesíticas, volcanoclásticas, tufáceas cuyo desarrollo correspondería al Grupo Tacaza y Grupo Palca.

En el distrito de Santa lucia predominan las secuencias volcánicas andesíticas, volcanoclásticas, tufáceas e ignimbritas cuyo desarrollo corresponderían al Grupo

Tacaza y Grupo Palca, suprayacente se tiene el Grupo Sillapaca e infrayacente se tiene al Grupo Puno.

El área ésta dentro de dos fallas paralelas que corresponden al rio verde y lagunillas dirección NNO-SSE, siendo el fallamiento general en bloquetas de movimiento vertical muy escaso y horizontal con predominio NNE, N-S y NO-SE, principalmente teniendo las secuencias volcánicas una dirección de buzamiento general al SSO y NNO.

2.4.7. Geología estructural

El dominio estructural del área es un fallamiento regional NO-SE y localmente fracturamientos menores que no han afectado sustancialmente a la sustancia volcánica; siendo el salto vertical apenas de unos metros preferentemente son del tipo normal, los fallamientos principales. Siendo los rumbos preferentes Norte-Sur, Nor-Noroeste, y Nor-Este considerando el mismo orden del más joven al más antiguo.

2.4.8. Geología local

El yacimiento mineralizado se encuentra en el grupo Tacaza siendo las secuencias volcánicas tipo andesítico, tufos areno-arcillosos y aglomerados litoclasticos de hasta un metro. La lito-estratigrafía establecida en el estudio de exploración, como los detalles, son como sigue:

- Areniscas tufáceas Churuma (1).
- Andesitas Huayllatira (2).
- Andesita basáltica (3).
- Aglomerado Inferior (4).
- Arenisca Tufacéa Intermedia (5).

2.4.9. Geología del yacimiento

- El yacimiento está emplazado en manto mineralizado como control litológico, presenta un horizonte de manto principal diseminado y rellenando espacios vacíos por minerales de cobre porque la roca lo permite, la roca es permeable y porosa controlado por falla local de desplazamiento normal que se determinó por un desplace al rededor 10m y fallas adyacentes transversos.

- El control de las Tobas re-trabajadas de granulometría no bien clasificada alrededor de 30m. Debajo se encuentra el manto principal o productivo consistente de una toba brecha y aglomerado volcánico sumí-soldados, con potencia económica hasta 24.0 m. Al piso del manto se presenta nuevamente un estrato de tobas re-trabajadas con granulometría mal clasificado, sirve de estrato guía para delimitar el Manto Principal.
- Finalmente en profundidad se encuentra toba brecha moderada a fuertemente soldadas del manto inferior.
- Debajo de toba brecha soldada (Manto Inferior) se presentan secuencias repetitivas de tobas re-trabajadas y tobas brecha.

2.4.10. Clasificación de la mineralogía

La mineralogía del yacimiento distingue dos zonas: Tabla 2.4.

- Zona de sulfuros
- Zona de oxidación

Tabla 2.4. Mineralogía del yacimiento

MINERALOGIA		
OXIDOS	SULFUROS	GANGA
Brocantita	Calcosina	limonita
Malaquita	Galena	Magnetita
Covelina	Esfalerita	Cuarzo
Bornita	Calcopirita	Calcita

Fuente. CIEMSA

Alteración de mineralización. La alteración hidrotermal está dada por carbonatación, débil a moderada agilización y notoria propilitización. Tratándose de mineralización de Cobre, se presenta las 3 típicas zonas de mineralización:

Zona de oxidación. Se encuentra en los afloramientos y cerca de la superficie del manto, profundizan 6.50m. Hasta 9.50m lateralmente alcanza hasta 50.0m. Se presenta principalmente malaquita, azurita y tenorita, escasa presencia de cobre nativo y limonita, los valores de cobre son variados, alcanzando 5.50% Cu.

Zona de enriquecimiento secundario. Se localiza a continuación de la zona de óxidos, es donde se presentan los mejores valores de cobre y da valor a la Mina Tacaza. La mineralización está dada mayoritariamente por calcosina, covelita, digenita, y menos presencia de sulfuros de plomo y plata.

Zona de sulfuros primarios. Es la parte más profunda del manto, donde los valores de cobre, plata y otros elementos se presentan sin variación desde la formación del yacimiento.

2.4.11. Tipo de yacimiento

El Yacimiento es un cuerpo sub horizontal en forma de manto, se denomina así por estar asociados, limitados y hospedados en secuencias de rocas volcánicas, la mineralización ocurre principalmente en los aglomerados que son las rocas más permeables así como también en las lavas andesíticas porfíricas amigdalares y en algunos lugares rellenando fracturas. El manto mineralizado Tacaza muestra una distribución a lo largo de Norte a Sur y con una tendencia hacia el oeste. Es un manto regularmente continuo.

2.4.12. Reservas minerales

Reservas probadas, probables y ley promedio del yacimiento. A través del software minero MineSight, se realizó todos los aspectos de construcción de la geología estimada del yacimiento, obteniéndose así un modelo geológico de bloques, con el que se hizo los cálculos para conocer el tipo de recurso recuente y también el cálculo respectivo de las reservas.

Reservas globales – probadas y probables: 5'653,986.3 TM de mineral (tanto recursos medidos, indicados e inferidos):

Con una ley promedio de: 1.062 %Cu

La ley de corte Geológica: 0.4 %Cu

2.4.13. Método de explotación

Propiedad minera. La Unidad Minera Tacaza se encuentra en la concesión minera de San Salvador 27. Hace ya un ciclo atrás, “Lampa Mining” inicio con lo que podría

decirse un ciclo minero poco técnico, logrando explorar el sector Tacaza y entrar en operación, ya con posterioridad. “Lampa Mining” opero por el método de explotación subterránea, por chimeneas y cámaras y pilares, ya que tenían la percepción de que esta mineralización se presentaba en pequeños mantos. Su mena principal fue la calcosina y su producto principal fue el Cu.

En octubre de 1995, Cia. Minera La Esperanza S.A., emitió un informe titulado “Tacaza Project”. Ya después de haber realizado sondajes diamantinos exploratorios, con un total de 124 Sondajes. En aquel informe se indicaba los cálculos de Reserva que se realizaron en base a los sondajes TRC, muestreos en interior mina (labores ya realizadas) e informaciones geológicas y geoquímicas disponibles a esa fecha. Logrando cubicar 4 099 260 toneladas de mineral de high grade, con una ley promedio de 1.41% Cu, también reporto mineral de low grade en un total de 1 311 610 toneladas con ley promedio de 0.23% Cu.

En el año 2010, CIEMSA inicia con un programa de exploración diamantina que inicia el 18 de marzo con la maquina “Explorer JR – 60E. La malla fue casi regular y su dimensión fue de 20x25 m, podría decirse que la exploración fue ya como etapa de Factibilidad del proyecto Tacaza. Las exploraciones fueron hechas por periodos, la razón más tentativa, fue por el capital diferido que se destinaron exactamente a esta área y además por la forma paralela de ejecutar la parte de operativa del proyecto y la etapa de Factibilidad.

2.4.14. Método de explotación a cielo abierto

Una mina a tajo abierto es una excavación superficial, cuyo objetivo es la extracción de mineral económico. Para alcanzar este tipo de mineral usualmente es necesario excavar, además grandes cantidades de roca estéril (desmonte).

Debemos notar que puede darse el caso que definamos nuestra primera, segunda o cualquiera de las fases y que una de estas corresponda a más de un “pit” dentro del “pit final”, es decir que podemos explotar dos o más sectores dentro de la mina ubicados en distintos lugares como pueden ser en tajo central y el gran tajo norte de los cuales debemos definir por cuál de ellos comenzamos.

La explotación del yacimiento tipo manto por el método de tajo abierto de la mina Tacaza, inicio sus operaciones en el primer trimestre del año 2010 con un objetivo mensual 17,100 TM/mes, hasta hoy (fecha expedida de este expediente), lleva 2 años operativos con una vida proyectada de 24 años.

En base a las campañas exploratorias a cargo del departamento de “Geología y Exploraciones”, se obtuvo datos relevantes sobre el yacimiento tipo manto Tacaza, con que se obtuvo la cubicación de reservas.

Con esa misma información se entró a la etapa de diseño, en la cual se diseñó el banqueo del “Tajo Central” y el “Gran Tajo Norte” en una especie de pushback operativos sin pushback económicos. Tampoco se entregó límites económicos de la explotación denominado pit final, ni mucho menos se agregó los límites de las distintas etapas de la explotación llamadas Fases (Pushbacks), las cuales nos definen la secuencia de explotación del yacimiento.

En los dos años operativos se explotaron tres fases de explotación iniciales, el Tajo Central, Gran Tajo Norte y Tajo Extremo Norte, las cuales cumplían con las leyes del VAN y el costo de oportunidad, pues la ley promedio del mineral, ya concentrado y beneficiado, vario entre los valores de 1.50 % Cu y 1.60 %Cu. Ley considera bastante alta, ya que la ley promedio obtenido en MineSight es de 1.07 %Cu. Por lo que presumo que los beneficios fueron bastante altos, oscilando entre los valores US\$ 18 millones y US\$ 22 millones (Valor comparado con las estimaciones logradas en MSEP para la primera fase con una ley promedio de 1.54 %Cu).

Las leyes más altas provinieron del actual Tajo Central y parte de los tajos Norte y Extremo Norte (Hoy Gran Tajo Norte). La fase operativa del Tajo central ya casi ha culminado su explotación, quedando únicamente la fase de Gran Tajo Norte.

2.4.15. Ventajas y desventajas para trabajar a cielo abierto

Ventajas:

- Los costos de explotación son menores porque pueden utilizarse grandes maquinarias.
- No son necesarias algunas tareas de infraestructura, como ventilación, iluminación, sostenimientos, etc.

- Son mucho mejores las condiciones de seguridad e higiene laboral.
- Más fácil planificación y control de las operaciones.
- Emplea mayor cantidad de mano de obra, por los volúmenes movidos.
- Ritmo más rápido de explotación.

Desventajas:

- Implica una inversión mayor en maquinarias y equipamientos.
- Genera un impacto ambiental mayor.
- Produce mayor contaminación sonora, visual por el polvo en suspensión, e impacta considerablemente en las especies vegetales y animales existentes en el lugar de la explotación.
- Mayores limitaciones para alcanzar profundidad en las excavaciones.
- La filtración de agua en los tajos que son perjudiciales para la explotación.
- Las tareas de rehabilitación requeridas al finalizar la explotación son mucho mayores.

2.4.16. Preparación y desarrollo

Consiste en los trabajos previos que se realizan para llegar al mineral desde la superficie. En una mina superficial, se tiene que hacer los trabajos de desencape, para llegar hasta el mineral posteriormente se realizan los trabajos de accesos para la extracción del mineral y el desmonte. El desarrollo y la preparación en minería superficial es uno de los pasos y requisitos fundamentales para realizar la explotación del mineral.

El desarrollo abarca desde el desarrollo de infraestructura mina como:

- Accesos a frentes o bancos.
- Carreteras que conecten los tres procesos productivos.
- Equipos – maquinarias y personal.
- Zonas de protección y seguridad.
- Sistemas de drenaje.
- Campamento minero.
- Planta de concentradora, etc.

- Botaderos, canchas de relaves.

2.4.17. Plan de minado

Para la explotación del mineral se ha decidido realizarlo mediante un tajo abierto (Open pit) con los siguientes parámetros:

- Altura de doble banco = 10 m
- Altura de banco de minado = 5 m
- Bermas = 1.50 m
- Ángulo de minado = 75°
- Ángulo promedio del pit = 55°
- Rampa(Pendiente) = 10%
- Ancho de vía dentro del pit = 5 m
- Ancho de vía fuera del pit = 9 m

2.4.18. Equipos utilizados

Teniendo en cuenta la mecanización del trabajo en la explotación, se ha decidido utilizar los siguientes equipos mecánicos:

- 02 Perforadora track-drill con sus compresoras incorporados.
- 01 Cargador frontal Caterpillar SEM 956.
- 06 Volquetes Volvo 15 m3.
- 01 Tractor Caterpillar D6D.
- 01 Motoniveladora.
- 01 Camión cisterna.
- 02 Excavadoras.

Cuatro volquetes para el transporte de mineral, distancia 2,600 m (ida y vuelta) desde el tajo hasta la planta concentradora; dos volquetes para el transporte de desmonte, distancia de 300 m.

2.4.19. Ciclo de minado

El ciclo denominado comprende:

- Perforación.

- Voladura.
- Carguío y limpieza.
- Acarreo y transporte.
- Sistemas de manejo de materiales.
- Servicios de apoyo.

2.4.20. Diseño de voladura

Sustentado en el modelamiento de predicción de fragmentación por voladura, los datos que deberán ajustarse en el campo durante el minado, son los siguientes:

- Diámetro de perforación : 3 pulgadas
- Burden (B) : 2.0 m
- Espaciamiento (S) : 2.0 m
- Altura de banco (h) : 5.0 m
- Subgrade (sg) : 0.5 m
- Longitud de carga : 3.5 m

CIEMSA ha definido la explotación a cielo abierto, este será entre las secciones verticales 70 y 80, dado que las leyes y los tonelajes de mineral, son convenientes, la fase 1 de la mina, nos da mineral para 22 meses, tiene 331,000 toneladas de mineral con un ley de 1.66% de cobre. La secuencia de minado se muestra por cada banco es decir cada 5 m, donde los bancos desde el nivel 4,350 hasta el nivel 4,340 serán minados por el acceso superior que se encuentra fuera del tajo y se ubica en el nivel 4,350. Los bancos desde el nivel 4,330 hasta el nivel 4,310 serán minados por una rampa descendente que se ubica dentro del pit, con una pendiente negativa de 10% como máximo.

El botadero de desmonte estará ubicado a 300 m del tajo y permitirá el almacenamiento de 214,000 m³. El botadero de la cancha de óxidos está ubicado a unos 250 m del gran tajo donde se almacena con el propósito de venderlo en lo posterior o si no tratarlo porque tiene una alta ley como para considerarlo desmonte.

Planta concentradora y sus trabajos. Los trabajadores en general de la planta concentradora, enfocamos nuestro trabajo en el siguiente orden de prioridades.

Seguridad y Salud Ocupacional. Basado principalmente en el D.S. N° 055-2010/EM, Conservación y Preservación del Medio Ambiente y producción. La planta concentradora tiene una capacidad inicial de 500 TMD y beneficiará minerales de cobre, por el método de la flotación selectiva. La planta concentradora tiene planificado en lo posterior ampliarlo con una capacidad de tratamiento que debe tratar aproximadamente 1 500 TM/día.

2.5. Operaciones unitarias en U. M. Tacaza-CIEMSA

2.5.1. Perforación

Es una operación mecánica que consiste en penetrar la roca realizando taladros ya sean en zonas de mineral o de desmonte, de tal forma que en el interior de dicho taladro se puedan depositar cargas explosivas que al provocar su explosión sean capaces de arrancar los materiales ya mencionados para su posterior acarreo y transporte. La penetración de la roca se obtiene básicamente por el fracturamiento del material y expulsión del detritus. En lo que es perforación, se realiza con dos unidades de track drill, ambos de marca Ingersoll Rand, los cuales operan a cargo de la contrata minera “COEMPSA”, En esta etapa de perforación se hace con un planeamiento detallado y establecido en donde las longitudes de taladro son diferentes para cada zona. La perforación que realiza la U. M. Tacaza se caracteriza por el uso de perforadora track drill neumática sobre oruga asistida con una compresora y el diámetro del taladro que se usa es de 3” con una profundidad promedio de tres a cinco metros.

En lo que se refiere a la malla de perforación normalmente se trabaja como sigue:

- Malla mineral = 1.90 m x 2 m
Burden = 1.90m; Espaciamiento = 2 m
- Malla desmonte= 1.90 m x 3 m
Burden = 1.90 m; Espaciamiento = 3 m.

La malla que se utiliza es una malla cuadrada con la que no se ha tenido ningún tipo de problema pero anteriormente utilizaron otros tipos de malla como la malla rectangular y la malla triangular.

2.5.2. Factores que influyen en el rendimiento de perforación

Los factores son: Variables, geométricos, perforabilidad, servicios y operación.

2.5.3. Factores variables

- Perforadora.
- Barra, de acuerdo a su tamaño.
- Broca, que dependerá del tipo de roca (fracturada, competente, abrasiva).
- Flujo de barrido.

2.5.4. Factores geométricos

- Diámetro de taladro.
- Longitud.
- Rectitud y/o inclinación.

2.5.5. Factores de perforabilidad

- Propiedades físico-mecánicas.
- Características geológicas, estratificación, fallas, etc.
- Tensiones internas, precisión del recubrimiento, presión de fluidos, etc.

2.5.6. Factores de servicio y operación

- Montaje y tamaño de la máquina.
- Condiciones climatológicas.
- Formación del personal (capacitación en cuanto a uso de maquinaria).
- Tipo de energía disponible.
- Supervisión.
- Tamaño de la operación.
- Organización de trabajo.
- Mantenimiento y conservación del campo.

2.5.7. Influencia de estructuras de la roca

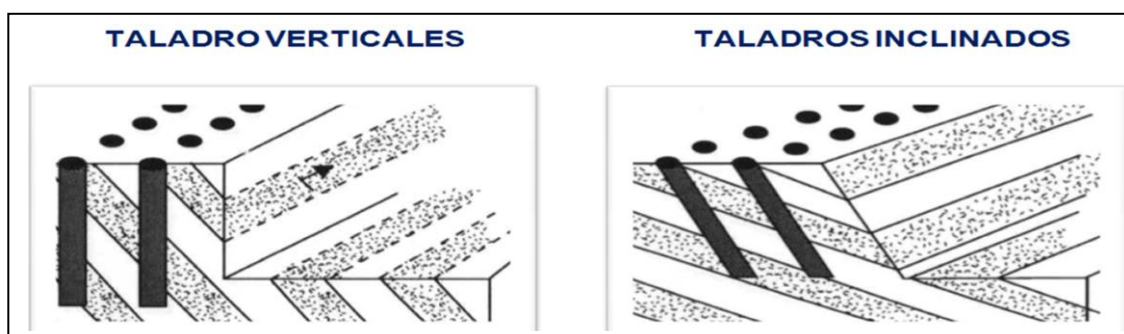


Figura 2.17. Dirección de taladro respecto a la estructura de la roca.
Fuente. Manual de perforación y voladura de rocas- López J. 1989.

2.5.8. Perforación con track drill

Las perforadoras track drill utilizan la roto-percusión como mecánica de penetración un factor importante a considerar en este tipo de perforación es el tipo de roca, sus características o propiedades con lo que se define el diámetro de taladro que en este caso ya está establecido que es de 3” , profundidad de taladro que varía de tres a cinco metros la roto percusión se basa en rotar una broca ya sea de botones o de insertos, y a la vez activar un martillo que da el avance; este tipo de perforación usa energía neumática para producir la rótula, esta energía es suministrado por una compresora.

Perforadora

- Marca y modelo: track drill.
- Tipo: martillo de fondo – neumático.
- Tipo de avance: cadena.

Dimensiones de varillaje y broca

- Longitud de barra: 3.20 metros.
- Longitud de martillo: 1.00 metro.
- Tipo de broca: botones.
- Diámetro de broca: 3 pulgadas.

Compresora

- Marca y modelo: Ingersoll-Rand
- Velocidad de motor: 1850 RPM
- Presión neumática: 84 psi (579,2 kPa)
- Consumo de petróleo: 46gl/día

Lubricación

- Compresora: Mobil grado 40
- Motor: Multigrado 15W-40
- Perforadora: Allmo 525
- Consumo de aceite: 0.5 gl/ día
- Combustible: 5,00 gl/día

2.5.9. Voladura

Es una de las etapas más importantes en lo que se refiere a producción a producción. La finalidad de realizar una voladura es de romper y de mover material útil o económico con el fin de tratarlo y obtener utilidades. La voladura es un campo bastante amplio el cual considera factores como:

- La influencia de las propiedades de la roca en la fragmentación.
- Criterios de selección de explosivos.
- Variables de diseño de voladura.
- Disposición geométrica de los taladros.
- Tiempos de retardos.

Todos ellos constituyen los principales problemas en la práctica de voladura. La expansión de la minería a cielo abierto y el perfeccionamiento de las máquinas de perforación han hecho que se tome más énfasis .seguidamente presentamos aspectos teóricos utilizados en voladura.

2.6. Formulación de hipótesis

La hipótesis en el presente trabajo de investigación está definido en hipótesis general e hipótesis específico.

2.6.1. Hipótesis general

- La evaluación de las operaciones unitarias y reservas minerales nos permitirá determinar la producción de 570 TM/día e incrementar a 1200 TM/día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

2.6.2. Hipótesis específico

- La evaluación de las operaciones unitarias y reservas minerales nos permitirá determinar la producción de 570 TM/día de mineral en U. M. Tacaza–CIEMSA.
- La evaluación de las operaciones unitarias y reservas minerales nos permitirá incrementar la producción a 1200 TM/día de mineral en U.M. Tacaza–CIEMSA.

2.6.3. Hipótesis nula

Las operaciones unitarias y reservas minerales no inciden en el incremento de la producción.

2.6.4. Variable independiente

Operaciones unitarias y reservas minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

2.6.5. Variable dependiente.

Incremento de producción de 570 TMD a 1200 TMD de minerales en la Unidad Minera Tacaza–CIEMSA.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. Diseño de la investigación

El diseño de la investigación es el plan y estructura fundamental que se usa como una guía para recopilar y analizar los datos. El investigador debe idear la manera práctica y concreta de responder a las preguntas de investigación, y cubrir sus propios objetivos o intereses lo cual implica seleccionar o desarrollar uno o más diseños y aplicarlos al contexto particular del estudio es necesario el diseño de una investigación para tener claro cuál será el rumbo de la misma, ya que constituye como una guía para la investigación, puede ser cualitativo y cuantitativo.

Según Tamayo y Tamayo M. (2002), el diseño hace relación con el manejo de la realidad por parte del investigador, y por tanto podemos decir que hay tantos diseños como investigadores, ya que cada investigación es un diseño propio que sobre una determinada realidad presenta el investigador. El diseño es la estructura a seguir en una investigación, ejerciendo el control de la misma a fin de encontrar resultados confiables y su relación con los interrogantes surgidos de los supuestos es hipótesis problema. Considerando esta propuesta podemos mencionar, el diseño de la investigación es un planteamiento en el cual se plasman una serie de actividades bien estructuradas, sucesivas y organizadas, para abordar de forma adecuada el problema de la investigación; por lo tanto en el diseño, se indicarán los pasos, pruebas, y técnicas a utilizar, para recolectar y analizar los datos. Sin duda, el diseño de la investigación es la mejor estrategia que puede efectuar el investigador.

3.2. Tipo de la investigación

El presente trabajo de investigación es aplicada y descriptiva.

- **Aplicada.** El presente trabajo de investigación está orientado a lograr nuevos conocimientos destinados a procurar y a dar soluciones de problemas prácticos respecto al ciclo de operatividad de perforación, voladura, carguío y transporte la descripción y evaluación de reservas de minerales para incrementar la producción a 1200 TMD en la Unidad Minera Tacaza-CIEMZA.
- **Descriptiva.** Se refiere a la descripción o identificación de cada uno de los componentes esenciales de las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y transporte considerando las reservas de minerales en la Unidad Minera Tacaza- CIEMSA

3.3. Nivel de investigación

En los niveles de investigación pueden ser consideradas las siguientes:

- **Explicativo.** Se refiere a la explicación sustentada del comportamiento de una variable en función de otra por ser estudios de causa-efecto requieren control y debe cumplir otros criterios de causalidad, el control estadístico es multivariado a fin de descartar asociaciones aleatorias, casuales entre la variable independiente y dependiente.
- **Descriptivo.** Se refiere a la descripción de las operaciones unitarias y la evaluación de reservas minerales para lograr el incremento de producción de 1200 TMD en la Unidad Minera Tacaza-CIEMSA, su finalidad es describir y/o estimar parámetros, se describen frecuencias y/o promedios, y procedimientos de tendencia central, se estiman parámetros con intervalos de confianza que nos permiten determinar el comportamiento estadístico de las variables.

3.4. Método.

En la investigación realizada por Tamayo y Tamayo M.(2009), considera a un método como un conjunto de procedimientos sistemáticos para lograr el desarrollo de una ciencia al desglosar nuestra investigación planteamos técnicas referentes a como recolectar datos, como medir los datos, codificación, validez y los diferentes instrumentos de medición tales como: la entrevista, el cuestionario, la observación, la encuesta, para viabilizar presentamos un desarrollo bien definido que nos permitirá conocer cada uno de los métodos para recolectar información, una vez que

seleccionamos el diseño de investigación apropiado y la muestra adecuada de acuerdo con nuestro problema de estudio e hipótesis plantea en el trabajo de investigación.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

La población es el conjunto de todas las observaciones posibles, el análisis y su respectiva delimitación, la población para el presente trabajo de investigación es el conjunto de mediciones que se obtengan de los tiempos y espacios recorridos en el circuito operacional actual en la Unidad Minera Tacaza-CIEMSA.

3.5.2. Muestra

Es una parte representativa de la población conformada por un grupo de datos seleccionados como representativos, la muestra se obtendrá aplicando la fórmula para cálculo del tamaño de la muestra conociendo la población.

3.5.3. Muestreo

Es un instrumento de gran validez en la investigación, por medio del muestreo, el investigador selecciona las unidades representativas para obtener los datos que le permitirán obtener información acerca de la población que investiga, es una herramienta de la investigación científica cuya función específica es; que parte de una realidad en estudio es decir de la población debe realizarse con el objetivo de hacer inferencias sobre dicha población.

3.5.4. Cálculo del tamaño de la muestra con población desconocida

Se utilizará:

$$n = \frac{(Z^2_c)(P)(Q)}{D^2}$$

Donde:

Z: Nivel de confianza.

P: Probabilidad de éxito.

Q: Probabilidad de fracaso (Q=1-P).

D: Precisión (Error máximo permisible en términos de proporción).

Tamaño de muestra. El tamaño de muestra (n) será de 15 pruebas realizadas para cada variable estadístico, es decir:

$$n = 15.$$

3.6. Operacionalización de variables

La operacionalización de las variables es la forma de desintegrar la variable en sus indicadores e índices y las respectivas unidades de medición. Tabla. 3.1

Tabla 3.1. Cuadro de operacionalización de variables.

VARIABLES	Dimensión	Indicadores	Índice	Unidades de medición
1.VARIABLE INDEPENDIENTE : Operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo en Unidad Minera Tacaza-CIEMSA.	Reservas minerales	Reservas probadas	Mineral de cobre	TM.
	Operaciones unitarias	Perforación	Longitud de taladros	m
		Voladura	Explosivos	m ³
		Carguío	Excavadoras	m ³
Transporte	Camiones	m ³		
Producción actual	570 TMD	Mineral de cobre	TM	
2.VARIABLE DEPENDIENTE Incremento de producción de 570 TMD a 1200 TMD de minerales en Unidad Minera Tacaza- CIEMSA.	Operaciones unitarias.	Perforación	Longitud de taladros	m
		Voladura	Explosivos	m ³
		Carguío	Excavadoras	m ³
	Transporte	Camiones	m ³	
Incremento de producción	De 570 TMD a 1200 TMD	Mineral de cobre	TM	

Fuente. Autor de tesis

3.7. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.7.1. Técnicas de análisis de datos

Los datos obtenidos del campo son consolidados en tablas de contingencia, con tantas entradas como indicadores tengan las variables y representados en gráficos, en cualquiera de las formas. En cuanto a la prueba o pruebas estadísticas a emplearse, se puede emplear la estadística descriptiva que tiene por objeto procesar las medidas necesarias de las cosas, individuales o grupalmente que permite evaluar los resultados estadísticos, valor, diferencia e importancia.

3.7.2. Técnicas para el procesamiento de la información

Se refiere a las técnicas, codificación, tabulación en cuadros de consistencia para luego en función a estos cuadros elaborados se puede realizar el análisis respectivo con el apoyo de un ordenador específico es el software Excel avanzado y otros que permiten interpretar los resultados con mayor facilidad.

3.7.3. Codificación

Se refiere a la consolidación de datos obtenidos para que puedan analizarse correctamente tomando de referencia las respectivas tablas de apoyo para la definición de las categorías de las variables elaboradas de acuerdo a los requerimientos en el trabajo de investigación.

3.7.4. Instrumentos

Un instrumento es un recurso para acercarse a los fenómenos en una tabla establecida o una encuesta de ser necesario para luego extraer de ellos la información requerida la forma y contenido, en ello se consideran la forma y el contenido que nos permiten consolidar con mayor precisión los datos. La forma del instrumento se refiere al tipo de aproximación que se establece con lo empírico, a las técnicas que utilizamos para esta tarea. El contenido queda expresado en la especificación de los datos que se necesita conseguir; se concreta, por lo tanto, en una serie de ítems que no son otra cosa que los mismos indicadores que permiten medir las variables, pero que asumen ahora la forma de pregunta, puntos a observar, elementos a registrar, etc. En el presente trabajo de investigación se han considerados los siguientes:

- Formulario de encuestas.
- Tablas.
- Fichas.
- Brújulas.
- Estación total.
- Equipo de GPS navegador.
- Equipos de logística para salidas nocturnas al campo.
- Documentos de capacitaciones de manejo de registro de datos.
- Computadoras, laptops personales.
- Software especializado para los cálculos y procesamiento de datos.

CAPÍTULO IV

PRUEBAS Y RESULTADOS

4.1. Exposición de pruebas y resultados de acuerdo a hipótesis y objetivos

4.1.1. Hipótesis específico

En el presente trabajo de investigación se ha planteado dos hipótesis específicas que son:

- La evaluación de las operaciones unitarias y reservas minerales nos permitirá determinar la producción de 570 TM/día de minerales en la Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.
- La evaluación de las operaciones unitarias y reservas minerales nos permitirá incrementar la producción a 1200 TM/día de minerales en la Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

Objetivos específicos. Los objetivos son:

- Evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570 TM/día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.
- Evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para incrementar la producción a 1200 TM/día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

4.2. Metodología de investigación realizada

4.2.1. Fases de la investigación

- **Escenario 1** Exposición y evaluación de los resultados de las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570 TM/día de minerales en la Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

- **Escenario 2.** Exposición y evaluación de los resultados de las operaciones unitarias y reservas minerales nos permitirá incrementar la producción a 1200 TM/día de minerales en la Unidad Minera Tacaza – CIEMSA. Tabla 4.1.

Tabla 4.1. Variable independiente.

VARIABLES	DIMENSIÓN	INDICADORES	ÍNDICE	UNIDAD DE MEDICIÓN
1.VARIABLE INDEPENDIENTE : Operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo en Unidad Minera Tacaza-CIEMSA.	Reservas minerales	Reservas probadas	Mineral de cobre	TM.
	Operaciones unitarias	Perforación	Longitud de taladros	m
		Voladura	Explosivos	m3
		Carguío	Excavadoras	m3
Producción actual	570 TMD	Camiones	m3	TM

Fuente Autor de tesis

4.3. Variables

Variable independiente: Operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo en la Unida Mineras Tacaza-CIEMSA.

Variable dependiente: Incremento de producción de 570 TM/día a 1200 TM/día de minerales en la Unidad Minera Tacaza- CIEMSA.

4.4. Escenario 1: Evaluación de reservas minerales para una producción de 570 TM/día

Se ha realizado a través de un procedimiento muy práctico haciendo el uso del software para planeamiento y evaluación de reservas minerales de MineSight → Compas → Report 3DBM Reserves– pitres.dat. Con la alimentación de datos de diamantinos y la topografía dl área de operaciones mineras nos proporciona de acuerdo a los requerimientos las reservas minerales y las leyes pertinentes. El yacimiento tiene reservas estimadas en 7’00,000 Toneladas de mineral cobre, con una ley promedio de 1,44 % de cobre. El cuerpo (manto) principal está ubicado en la parte media del cerro Cochilla. El manto mineralizado Tacaza muestra una distribución a lo largo de Norte a Sur y con una tendencia hacia el oeste. Es un manto regularmente continuo, en la siguiente tabla se muestra un cuadro donde se resumen globales las reservas globales, Ahora, estas reservas tan solo son geológicas, ya que se infirió una ley de corte

geológica que es igual a 0.4 % Cu. Con respecto a reservas económicas, aun se espera realizarlo con MSEP en la sección de planeamiento a largo plazo.

4.4.1. Reservas minerales globales

La Reservas globales de la Unidad Minera Tacaza, las reservas probadas y probables se ha estimado en 5'653,986.3 TM de mineral (Tanto recursos medidos, indicados e inferidos), tal como se observa en Tabla 4.2.

- Ley promedio de: 1.062 %Cu.
- Ley de corte geológica: 0.4 %Cu.

4.4.2. Estimación de vida proyectada de la mina

Proyectar la vida de la mina, que depende directamente de las reservas y la secuencia de extracción que se realizara con referencia al tamaño de la planta; es de suma importancia ya que flexibilizara los costos y aumentara su rendimiento.

Tabla 4.2. Reporte de reservas minerales por bancos establecidos en U. M. Tacaza-CIEMSA.

RESERVAS MINERALES DE UNIDAD MINERA TACAZA – CIEMSA AMAR – 2012.							
BENCH	INSITU	INSITU	RUN OF	WASTE	ROM	INSITU GRADES	
TOE	ORE	ORE	MINE	TOTAL	S/R	CUKRG	CUIDW
	(BCMS)	(TONNES)	(TONNES)	(TONNES)			
4340	0	0	0	8219	-1	-1	-1
4335	19089	46576.8	46576.8	13815	0.27	0.677	0.729
4330	93528	228208.5	228208.5	41932	0.17	0.797	0.801
4325	183600	447984	447984	46896	0.09	1.057	1.072
4320	302665.5	738504	738504	44574	0.05	1.201	1.205
4315	387067.5	944444.7	944444.7	101058	0.1	1.127	1.108
4310	408748.5	997346.7	997346.7	102091	0.09	1.033	1.019
4305	388890	948891.6	948891.6	107879	0.1	1.097	1.046
4300	267579	652892.4	652892.4	95073	0.13	1.035	1.039
4295	160897.5	392589.9	392589.9	80120	0.18	1.034	1.056
4290	67365	164370.6	164370.6	89069	0.49	0.916	0.949
4285	31275	76311	76311	31222	0.37	0.714	0.794
4280	6502.5	15866.1	15866.1	22339	1.27	0.457	0.519
TOTAL	2317207.5	5653986.3	5653986.3	785534	0.13	1.062	1.054

Fuente:Unidad Minera Tacaza-CIEMSA

4.4.3. Perforación

Es una operación mecánica que consiste en penetrar la roca realizando taladros ya sean en zonas de mineral o de desmonte, de tal forma que en el interior de dicho taladro se puedan depositar cargas explosivas que al provocar su explosión sean capaces de arrancar los materiales ya mencionados para su posterior acarreo y transporte. La

penetración de la roca se obtiene básicamente por el fracturamiento del material y expulsión del detritus.

En lo que es perforación, se realiza con dos unidades de track drill, ambos de marca Ingersoll Rand, los cuales operan a cargo de la contrata minera “COEMPSA”, en esta etapa de perforación se hace con un planeamiento detallado y establecido en donde las longitudes de taladros son diferentes para cada zona. La perforación que realiza la U. M. Tacaza se caracteriza por el uso de:

- Perforadora track drill neumática sobre oruga asistida con una compresora y el diámetro del taladro que se usa es de 3” con una profundidad promedio de tres a cinco metros. Fig. 4.1.



Figura 4.1. Perforadora track drill
Fuente. Unidad Minera Tacaza

En lo que se refiere a la malla de perforación normalmente se trabaja como sigue:

- Malla mineral= 1.90 m x 2 m
Burden = 1.90 m; Espaciamiento = 2 m
- Malla desmonte= 1.90 m x 3 m
Burden = 1.90 m; Espaciamiento = 3 m

La malla que se utiliza es una malla cuadrada con la que no se ha tenido ningún tipo de problema pero anteriormente utilizaron otros tipos de malla como la malla rectangular y la malla triangular.

4.5. Factores que influyen en el rendimiento de perforación

Uno de los factores que influye en el rendimiento de la perforación es la calidad del maciso rocoso, estas características se pueden observar en la Figura 4.2 y la malla que se observa en Figura 4.3.



Figura 4.2. Perforadora track drill en operación.
Fuente. Unidad Minera Tacaza

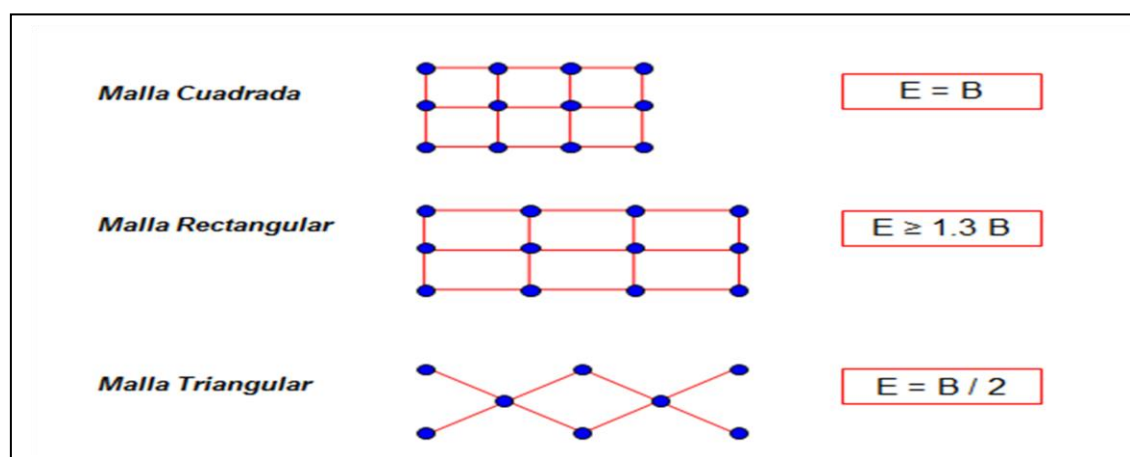


Figura 4.3. Malla de perforación.
Fuente. Unidad Minera Tacaza

4.5.1. Factores variables

Comprende:

- Perforadora.
- Barra, de acuerdo a su tamaño.
- Broca, que dependerá del tipo de roca (fracturada, competente, abrasiva).
- Flujo de barrido.

4.5.2. Factores geométricos

- Diámetro de taladro.

- Longitud.
- Rectitud y/o inclinación.

4.5.3. Factores de perforabilidad

- Propiedades físico-mecánicas.
- Características geológicas, estratificación, fallas, etc.
- Tensiones internas, precisión del recubrimiento, presión de fluidos, etc.

4.5.4. Factores de servicio y operación

- Montaje y tamaño de la máquina.
- Condiciones climatológicas.
- Formación del personal (capacitación en cuanto a uso de maquinaria).
- Tipo de energía disponible.
- Supervisión.
- Tamaño de la operación.
- Organización de trabajo.
- Mantenimiento y conservación del campo.

4.5.5. Influencia de estructuras de la roca

La influencia de estructura de la roca se observa en Figura 4.4.

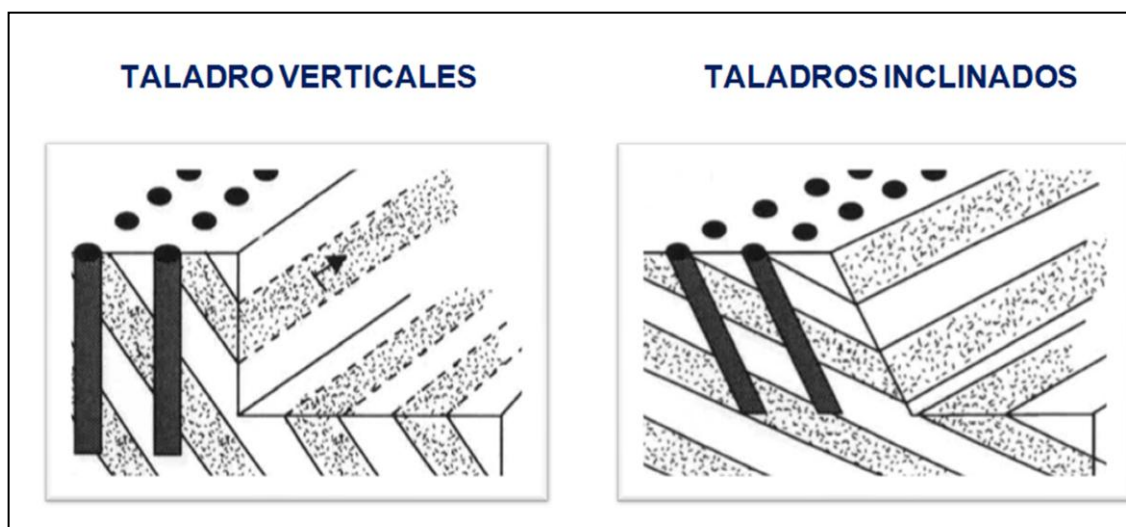


Figura 4.4. Taladros verticales e inclinados.
Fuente. Unidad Minera Tacaza

4.6. Perforación con track drill

Las perforadoras track drill utilizan la roto-percusión como mecánica de penetración un factor importante a considerar en este tipo de perforación es el tipo de roca, sus características o propiedades con lo que se define el diámetro de taladro que en este caso ya está establecido que es de 3", profundidad de taladro que varía de tres a cinco metros la roto percusión se basa en rotar una broca ya sea de botones o de insertos, y a la vez activar un martillo que da el avance; este tipo de perforación usa energía neumática para producir la rótula, esta energía es suministrado por una compresora.

4.6.1. Perforadora

Marca y modelo:	Track drill.
Tipo:	Martillo de fondo – neumático.
Tipo de avance:	Cadena.

4.6.2. Dimensiones de varillaje y broca

Longitud de barra:	3.20 metros.
Longitud de martillo:	1.00 metro.
Tipo de broca:	Botones.
Diámetro de broca:	3 pulgadas.

4.6.3. Compresora

Marca y modelo:	Ingersoll-Rand.
Velocidad de motor:	1850 RPM.
Presión neumática:	84 psi (579,2 kPa).
Consumo de petróleo:	46gl/día.

4.6.4. Lubricación

Compresora:	Mobil grado 40.
Motor:	Multigrado 15W-40.
Perforadora:	Allmo 525.
Consumo de aceite:	0.5 gl/día.
Combustible:	5,00 gl/día.

4.7. Voladura

Es una de las etapas más importantes en lo que se refiere a la producción.

La finalidad de realizar una voladura es de romper y de mover material útil o económico con el fin de tratarlo y obtener utilidades. La voladura es un campo bastante amplio el cual considera factores como:

- La influencia de las propiedades de la roca en la fragmentación.
- Criterios de selección de explosivos.
- Variables de diseño de voladura.
- Disposición geométrica de los taladros.
- Tiempos de retardos.

Todos ellos constituyen los principales problemas en la práctica de voladura. La expansión de la minería a cielo abierto y el perfeccionamiento de las máquinas de perforación han hecho que se tome más énfasis. Seguidamente presentamos aspectos teóricos utilizados en voladura.

4.8. Reporte de perforación y voladura

4.8.1. Elementos básicos para el diseño de bancos

- **Altura de banco (H)**, que es la distancia vertical desde la superficie superior (cresta) a la inferior (piso)

$$H = 5 * D, \quad D: \text{diámetro en pulg.}$$

- **Burden o piedra (B)**, línea de menor resistencia a la cara libre, se considera igual al diámetro del taladro expresado en metros o se aplica a las siguientes relaciones:

$$B = 1.90 \text{ m.}$$

- **Espaciamiento (E)**, es la distancia entre los taladros de una misma fila, normalmente es igual al burden.

$$E = 2.00 \text{ m para mineral.}$$

$$E = 3.00 \text{ m para desmonte.}$$

- **Profundidad de taladro (L)**, es la altura del banco más la sobreperforación necesaria que será aproximadamente igual a $0.3B$.

$L= 5.5$ m.

- **Diámetro del taladro (D)**, que depende del equipo de perforación disponible.

$D=3$ pulgadas.

- **Taco (T)**, que es un sello de material inerte que se coloca en la boca del taladro para retardar los gases en el momento de la detonación, generalmente es de $1/3$ H.

$T=0.5$ m.

- **Columna explosiva**, que es la parte activa del taladro en voladura, usualmente comprende de $1/3$ a $2/3$ de su longitud.
- **Carga específica (kg/m^3)**, es la cantidad de explosivo utilizado por m^3 de roca volada.
- **Volumen y tonelaje**, el volumen de material debe ser igual o cercano al calculado en diseño de la voladura.
- **El consumo específico real del explosivo**, resulta de dividir el volumen total entre el total de explosivo utilizado.

4.8.2. Criterios de selección de explosivos

Intervienen los siguientes factores en la selección de explosivos:

- **Precio del explosivo.-** criterio de selección muy importante, inicialmente hay que seleccionar el explosivo más económico que pueda cumplir con el trabajo a realizar .El explosivo más barato que se encuentra en el mercado es el ANFO. Lo que caracteriza a este agente son la seguridad en su traslado (maniobrabilidad).la facilidad de almacenamiento, etc.
- **Diámetro de carga.-**en el uso de explosivos cuyas velocidades de detonación varían en relación directa con el diámetro, considerar lo siguiente:
 - Los taladros con diámetro inferior a 50mm emplear hidrogeles, o dinamitas encartuchadas.

- Para taladros entre 50 y 100mm el ANFO es adecuado en las voladuras de bancos con carga de columna.
- Para taladros por encima de los 100 mm es adecuado el uso de ANFO, aunque en rocas duras es preferible diseñar las columnas en forma selectiva y con un buen sistema de iniciación.
- Finalmente, los explosivos gelatinosos y pulverulentos encartuchados se siguen usando en diámetros pequeños pero en taladros de tipo medio están siendo sustituidos por hidrogeles y emulsiones encartuchadas.

4.8.3. Características de la roca

Las propiedades del macizo rocoso son las variables más importantes por su influencia directa en los resultados de las voladuras y también por su interrelación con otras variables de diseño. Se clasifican en cuatro tipos, los criterios de selección recomendados son:

- **Rocas masivas resistentes:** el explosivo debe crear superficies nuevas ya que las fracturas y planos de debilidad son escasos. Los explosivos adecuados para este tipo de rocas son aquellos que cuentan con una elevada densidad y velocidad de detonación como: hidrogeles, emulsiones, explosivos gelatinosos.
- **Rocas muy fisuradas:** para este tipo de rocas con fracturas pre-existentes es aceptable el uso de explosivos que producen una elevada energía de los gases como es el caso del ANFO.
- **Rocas conformadas en bloques.-** para este caso de macizo rocoso con grandes separaciones entre sus discontinuidades la fragmentación se basa fundamentalmente en la geometría del diseño de la voladura y en menor grado en las propiedades del explosivo. En estos casos se aconsejan explosivos como el ALFANO y el HEAVY-ANFO.
- **Rocas porosas:** para este tipo de rocas se produce una amortiguación y absorción de la ET, realizándose prácticamente todo el trabajo de rotura por la EB, el explosivo adecuado (de baja densidad y velocidad de detonación) es el ANFO, y se recomienda en retener los gases de los taladros el mayor tiempo posible.

4.9. Voladura Unidad Minera Tacaza-CIEMSA

Para la voladura se revisa las longitudes de perforación y zonas de laboreos subterráneos. La secuencia de salida de voladura es importante para evitar pérdidas o fallas de voladura.

4.9.1. Booster

Las características de booster utilizado en la Unidad Minera Tacaza se muestran en Figura 4.5 y Tabla 4.3.



Figura 4.5. Booster.
Fuente. EXSA.

4.9.2. Cordón detonante 5P

El cordón detonante 5P posee especificaciones técnicas los cuales se observan en Tabla 4.3 y Fig. 4.6.



Figura 4.6. Cordón detonante 5P
Fuente. EXSA

4.9.3. Detonador ensamblado

Las características principales de detonador ensamblado se observa en Figura 4.7.

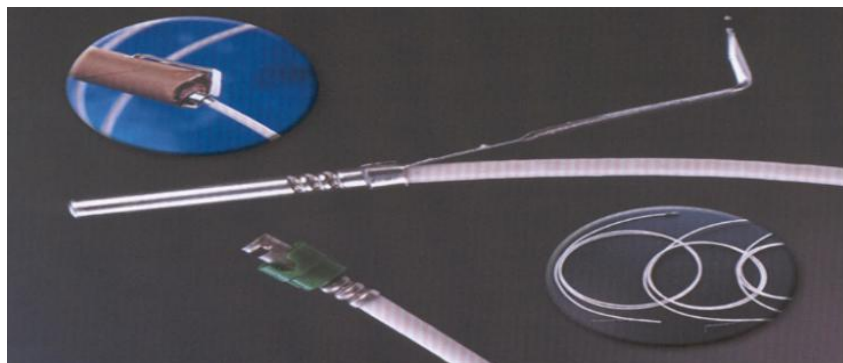


Figura 4.7. Detonador ensamblado.
Fuente EXSA.

4.9.4. Exanel

Los componentes de exanel se puede observar en Figura 4.8.



Figura 4.8. Componentes del exanel.
Fuente EXSA

4.9.5. Retardo para cordón detonante

Las características de cordón detonante se observan en Figura 4.9.



Figura 4.9. Retardo para cordón detonante.
Fuente EXSA

4.9.6. Examón P

ANFO. Es un explosivo a granel y de gran poder de rotura. Resistencia nula al agua, tal como se observa en la Figura 4.10.



Figura 4.10. Examón P y V.
Fuente EXSA

4.9.7. Slurrex AP 80

Slurrex: Es un explosivo a granel y de gran poder de rotura. Resistente al agua.
Fig.4.11



Figura 4.11. Slurrex AP 80.
Fuente. EXSA

4.9.8. Taladro cargado

Cada uno de los taladros se carga con cebp-booster ½ lb,examon y taco de arcilla tal como se observa en Figura 4.12.

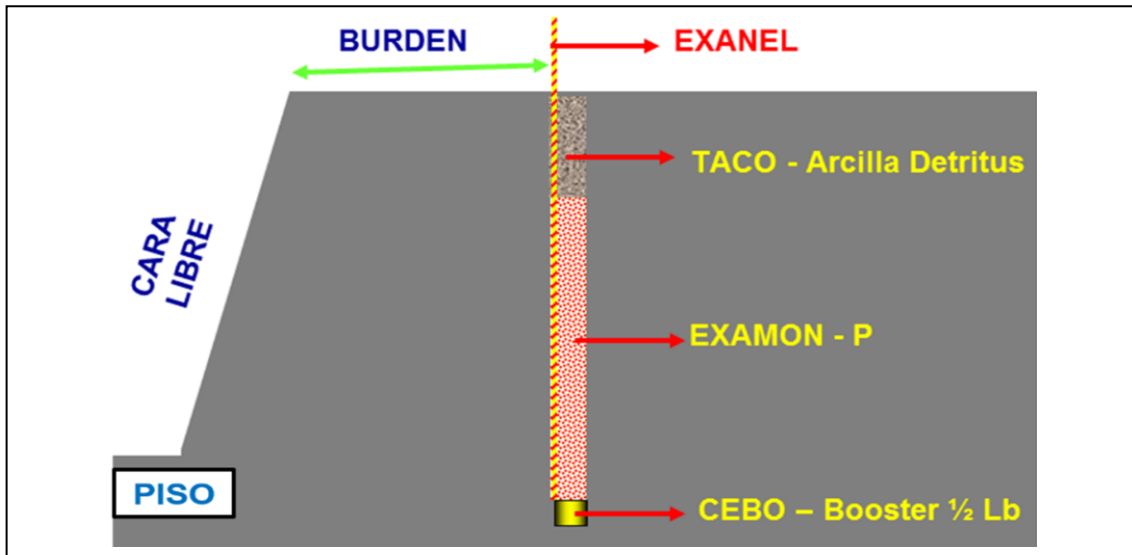


Figura 4.12. Diseño de carguío de taladro.
Fuente. Autor de tesis.

4.9.9. Detalles del área de voladura

Todos los detalles del área de voladura se observa en Figura 4.13.

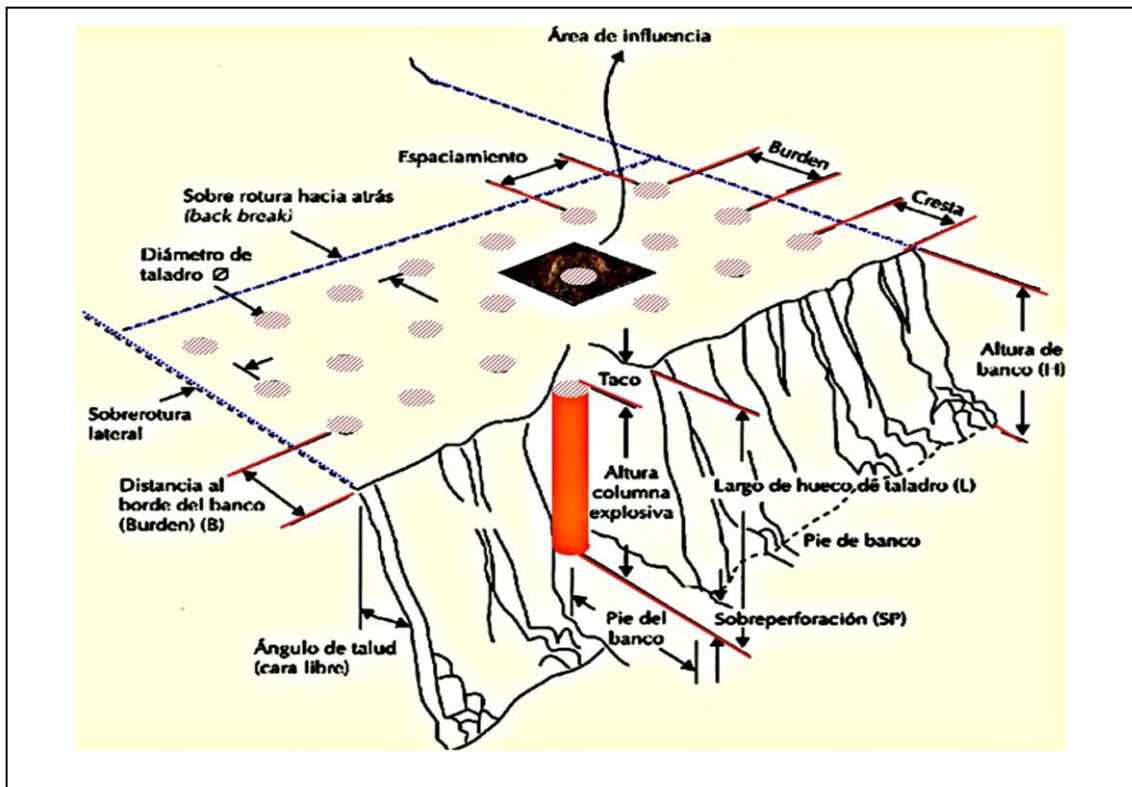


Figura 4.13. Detalles del área de voladura.
Fuente. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras - Lopez J.C. Bustillo R. 1997

4.9.10. Proceso de carguío de taladros para la voladura

El proceso de carguío de taladro se realiza taladro por taladro de cuerdo a la malla de perforación es realizado tal como se observa en Figura 4.14.



Figura 4.14. Carguío de taladros para voladura.
Fuente. Autor de tesis

4.10. Resultados de voladura

Los resultados de la voladura muestran una fragmentación uniforme tal como se observa en la Figura 4.15.



Figura 4.15. Resultado de voladura con buena fragmentación.
Fuente. Autor de tesis

4.10.1. Reporte de producción por cada voladura para una producción 570 TMS

En gran tajo norte la voladura se realiza 3 veces durante la semana en forma interdiaria, tal como se observa en Tabla 4.6, Tabla 4.8. la producción semanal es de 5667 TMS dividido entre 6 días laboradas la producción alcanza a 945 TMS, las dimensiones estimadas son 13.8 m de largo, 17.5 m de ancho con longitud de taladro de 3.21 m se ha logrado obtener un volumen de 774 m^3 de mineral multiplicado por la densidad de 2.44 se logra 1889 TMS de mineral de 0.71% de Cu y 0.22 de óxido de cobre el resultado final es que tenemos exceso de producción de 374 TMS de mineral de cobre, dada las características geológicas de la zona de mineralización y las características del macizo rocoso se ha utilizado diferentes tamaños de longitud de barreno y la producción varía de acuerdo a las características específicas mostradas en Tabla 4.7, resumen de pruebas realizadas en perforación y voladura con longitud de taladro 2.34 m - 2.93 m en gran banco norte en la U. M. Tacaza 2012-2013.

En vista que existe diferentes dimensiones se ha estimado una producción de aproximado de 800 TM/día considerando el requerimiento de la planta de recuperación metalúrgica de 570 TM diarias (570 TM/día), en esta realidad hay una producción en exceso de 230 TM/día aproximadamente.

4.10.2. Adecuación de producción al requerimiento de planta de recuperación metalúrgica

Considerando el requerimiento de la planta de tratamiento de 570 TM/día la voladura no se realiza en forma interdiaria sino cada vez que se requiera, siendo generalmente dos veces a la semana. En la Tabla 4.5 se observa un resumen de reporte de producción que varía en función a sus dimensiones estos resultados han sido minuciosamente evaluados para estimar la producción de cada voladura, la información se puede observar en Tabla 4.3.

4.10.3. Capacidad de planta de tratamiento

La planta de recuperación metalúrgica está operando actualmente con menos del 50% de su capacidad total, es decir es posible ampliar su capacidad a 1200 TM/día. Tabla 4.3.

Tabla 4.3. Reporte de voladura de gran tajo norte en U. M. Tacaza el 22-05-2012.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	143/05						
Fecha:	22/05/2012						
Hora:	01:01						
Banco:	4325 SW			Sección:	801N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	13.8	ANCHO (prom.)	17.5	Altura (prom.)	3.21		
Volumen (m ³)	774						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	774		m ³	1,889	TMS	0.71	% Cu
						0.22	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	3.21	m/tal	71	tal			
No. Taladros vacíos	3.21	m/tal	1	tal			
Long. perforada			231	m			
Tiempo total			6.3	h			
Rendimiento			37	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	715	kg		US\$	0.90	US\$	643.50
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	71	un		US\$	3.38	US\$	239.98
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	71	un		US\$	1.69	US\$	119.99
Cordón Detonante	47	m		US\$	0.18	US\$	8.46
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							1015
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.54
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.4. Resumen de pruebas realizadas con longitud de taladro 2.34 m – 2.93 m.

RESUMEN DE PRUEBAS REALIZADAS EN PERFORACION Y VOLADURA CON LONGITUD DE TALADRO 2.34 m- 2.93 m EN GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA 2012-2013							
N°	Largo (m)	Ancho (m)	Área (m ²)	Longitud taladro (m)	Volumen (m ³)	Mineral – desmonte (TMS)	Fragmentación
1	14.83	7.29	108	2.34	253	617	Buena
2	29.05	7.94	230	2.93	675	1647	Buena
3	29.12	7.93	231	2.93	676	1649	Buena
4	14.82	7.28	108	2.34	253	617	Buena
5	14.83	7.29	108	2.34	253	617	Buena
6	29.05	7.95	231	2.93	677	1652	Buena

Fuente. Autor de tesis.

Tabla 4.5. Resumen de pruebas realizadas con longitud de taladro 3.04 m – 3.71m

RESUMEN DE PRUEBAS REALIZADAS EN PERFORACION Y VOLADURA CON LONGITUD DE TALADRO 3.04 m- 3.71 m EN GRAN TAJO NORTE - U.M.TACAZA 2012-2013							
N°	Largo (m)	Ancho (m)	Área (m ²)	Longitud taladro (m)	Volumen (m ³)	Mineral -desmonte (TMS)	Fragmentación
1	18.77	6.08		3.07	350	854	Buena
2	18.5	6.6		3.21	392	956	Buena
3	23.1	5.2		3.21	382	932	Buena
4	13.8	17.5		3.21	774	1888	Buena
5	23.1	5.2		3.21	382	932	Buena
6	18.5	6.6		3.21	392	956	Buena
7	12.2	8.6		3.08	323	788	Buena
8	28.7	6.7		3.44	661	1612	Buena
9	16.4	14.8		3.37	819	1998	Buena
10	23.03	16.0		3.04	1120	2734	Buena
11	18.77	6.08		3.07	350	854	Buena
12	18.77	6.08		3.64	415	1103	Buena
13	18.5	6.6		3.71	453	1105	Buena
14	13.8	17.5		3.51	848	2069	Buena
15	23.1	3.2		3.46	256	625	Buena
16	18.5	6.6		3.21	392	956	Buena
17	18.5	6.6		3.21	392	956	Buena
18	18.77	6.08		3.07	350	854	Buena

Fuente. Autor de tesis

4.11. Vida de la Unidad Minera Tacaza-CIEMSA

Procesamiento de mineral de 164 160 TM/año

Caso A: Para un ritmo de procesamiento de 191 520 TM/año (570 TM/día) de la planta concentradora para las reservas globales que ascienden a los 5'653,986.3 de TM de Mineral, la vida de la unidad minera Tacaza tendría una vida mina de 29 años, suponiendo que las reservas geológicas son procesadas al 100%. Para un ritmo de procesamiento de 570 TM/día con 7 días de la semana. 15 960 TM/mes 191 520 TM/año.

4.12. Carguío y transporte de minerales

Los estudios de tiempos que se realizan a los equipos de carguío y transporte permiten determinar las eficiencias de estos y de esta manera poder recopilar apreciable información que se define en horas efectivas de trabajo, la cantidad de toneladas que son removidas (Cargados) y transportadas por hora, y por ello el tonelaje total por día de labor.

Es así que presentara a continuación el desenvolvimiento de otros equipos con que cuenta COEMPSA que viene realizando operaciones como empresa contratista en U. M. Tacaza.

4.12.1. Carguío de mineral o desmante

La U. M. Tacaza remueve un volumen de mineral de 17 500 TMS al mes paralelamente el desmante para lo cual cuenta con los siguientes equipos, el carguío de mineral o desmante se realiza tanto en la tajo central como en el gran tajo norte. Los equipos empleados son dos palas hidráulicas o retroexcavadoras, uno de ellos de marca Hyundai y otro de marca CAT. Estos equipos también operan a cargo de la contrata minera "COEMPSA". Ver Figura 4.16.

La Densidad de andesita porfirítica augítica o toba brecha es de 2.44 a diferencia de la Andesita Churuma – conglomerado tufaceovolcanoclastico o toba retrabajada, el cual es de 1.95; sin duda una diferencia de pesos específicos que salta a la vista, que también se nota a la hora de realizar el carguío del material con las diferentes retroexcavadoras.



Figura 4.16. Excavadora hidráulica.
Fuente.Unidad Minera acaza-CIEMSA

El esponjamiento de cada material aun no fue determinado, pero el carguío se diferencia claramente en ambos materiales, ya que la andesita porfírica augítica o toba brecha se presenta más compacta y dura, dificultando su carguío en muchas ocasiones por la presencia de bolones, cosa que no sucede con la toba retrabajada, ya que es menos compacta y dura, y aunque haya presencia de bolones, el brazo de la retroexcavadora es capaz de triturarlo.

4.12.2. Transporte del mineral o desmonte

El transporte de mineral o desmonte se realiza con volquetes desde el Tajo Central como en el Gran Tajo Norte. Los equipos empleados son Volvo FM 440 y Howo, los cuales operan a cargo de la contrata minera “COEMPSA”. Fig.4.17.

Los destinos posibles tanto para mineral y desmonte suman en total 3 destinos. El mineral es el material que posee dos destinos; el material supergeno va hacia la planta concentradora, en tanto el material oxidado va hacia un Stock Pile de óxidos.

El desmonte únicamente tiene un destino, el botadero.

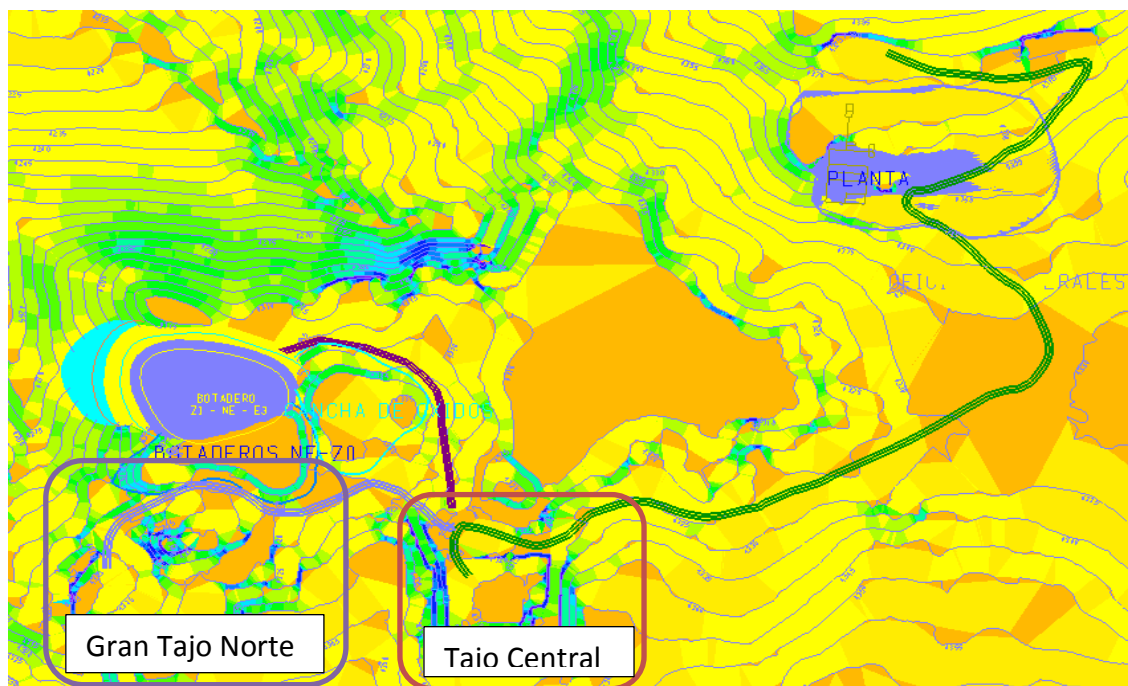


Figura 4.17. Mapa de destino de materiales (mineral y desmorte).
Fuente. Autor de tesis

4.12.3. Servicios auxiliares

Los servicios auxiliares, son aquellos procesos destinados a que factores directos en la explotación, puedan estar en condiciones normales. El mantenimiento de las vías de transporte, es un factor directo que repercute en los costos, eficiencia y eficacia en lo que es transporte de mineral o desmorte, por ello, en la mina Tacaza se dispone de un tractor marca CAT, el cual opera a cargo de la contrata minera “COEMPSA”. Su función no solo es hacer mantenimiento de las vías, también hace servicios de acoplar el desmorte en el botadero.

4.12.4. Control operacional

La operatividad o la explotación de reservas de la unidad minera Tacaza, está a cargo de la empresa contratista “COEMPSA”, las operaciones unitarias a cargo de esta empresa ya fueron citadas en la sección anterior. Las incidencias del plan de trabajo se realizan bajo las especificaciones citadas en los siguientes cuadros:

- Estos factores, más los factores del ambiente de trabajo y el material trabajado, han dado como resultado, índices operacionales en los equipos involucrados en la explotación y servicios auxiliares, los cuales guardan sus propias características, dependiendo del tipo de equipo, que se detallan a continuación: Tabla 4.6 y Fig. 18.



Figura 4.18. Perforadora track drill Ingersoll Rand
Fuente.Unidad Minera Tacaza - CIEMSA

Tabla 4.6. Track drill Ingersoll Rand.

Nombre del equipo:	TRACK DRILL – Ingersoll Rand
Trabajo realizado:	Perforación
Veloc. de perforación	40 M/HR
Rendimiento:	6 TAL/HR
Eficiencia:	93%
Disponibilidad m.:	97%
Longitud de barra:	6.50 m
Max. longitud de perforación:	5 m
Eficiencia de perforación:	83.3%

Fuente. Unidad Minera Tacaza – CIEMSA

4.12.5. Pala hidráulica *Hyundai 360 lc-7A*

La excavadora es de uso actual sus características se observan en Figura 4.19 y Tabla 4.7.



Figura 4.19. Excavadora hidráulica *Hyundai 360 lc-7A*.
Fuente. Unidad Minera Tacaza - CIEMSA

Tabla 4.7. Características de excavadora *Hyundai* 360 lc-7A.

NOMBRE DEL EQUIPO:	HYUNDAI 360 LC - 7A
Trabajo realizado:	CARGUIO
Capacidad de cuchara:	1.88 M3
Rendimiento:	240 TM/HR
Eficiencia:	93%
Disponibilidad m.:	97%

Fuente. Unidad Minera.

4.12.6. Volquete Volvo FM 440

La empresa cuenta con varios volquetes para el transporte. Fig. 4.20 y Tabla 4.8.



Figura 4.20. Volquete Volvo FM 440 de 15 cubos
Fuente. Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

Tabla 4.8. Características de volquete Volvo FM 440

NOMBRE DEL EQUIPO:	VOLVO - FM 440
Trabajo realizado:	Transporte
Capacidad de tolva:	15 M3 (25 TM)
Velocidad media (CG)	7.2 km/HR
Velocidad media (DC)	8.4 TM/HR
Utilización:	84%
Disponibilidad m.:	97%

Fuente. Volvo del Perú

4.13. Exposición y evaluación de resultados de las operaciones para una producción de 1200 TMD

4.13.1. Recomendaciones de EXSA S.A. para incrementar producción de 570 TMD a 1200 TMD de acuerdo a pruebas realizadas

Explosivo y accesorios a utilizar. De acuerdo a las características geomecánicas y geológicas del terreno y en algunos casos con presencia de agua se recomendara dos tipos de explosivos a usar:

- Para terrenos con poca presencia de agua el examón V.
- Para terrenos con presencia de agua, y talados inundados el Slurrex AP 80.
- Como cebó un Booster Primer de 1 Lb. ó Emulex 80.
- Los iniciadores podrían ser los Detonadores No eléctricos Exsanel ó tipo dual *Handidet*.

Con estos explosivos y accesorios recomendados, procedemos a calcular la carga explosiva por taladro.

Cálculo de área del taladro

$$AreaO = \pi * r^2$$

Para 3.5" de diámetro de perforación el área tendrá **9.62 cm²**

Cálculo de la carga explosiva por taladro

$$C.E. = AreaO * Lt. * \rho_e$$

Donde:

- C.E. : Carga explosiva (kg).
- Área O : Área del taladro.
- Lt. : Longitud del taladro a cargar (m).
- ρ_e : Densidad del explosivo (g/cm³).

Usando Examón P para un taladro cargado a 4m se utilizara 32.7 kg/tal. de explosivo. Usando Slurrex AP para un taladro cargado a 4m se utilizara 48.5 kg/tal. de explosivo.

De acuerdo a los cálculos efectuados, esto sería la forma de carguío usando ambos explosivos y accesorios recomendados. Fig. 4.21 y 4.22.

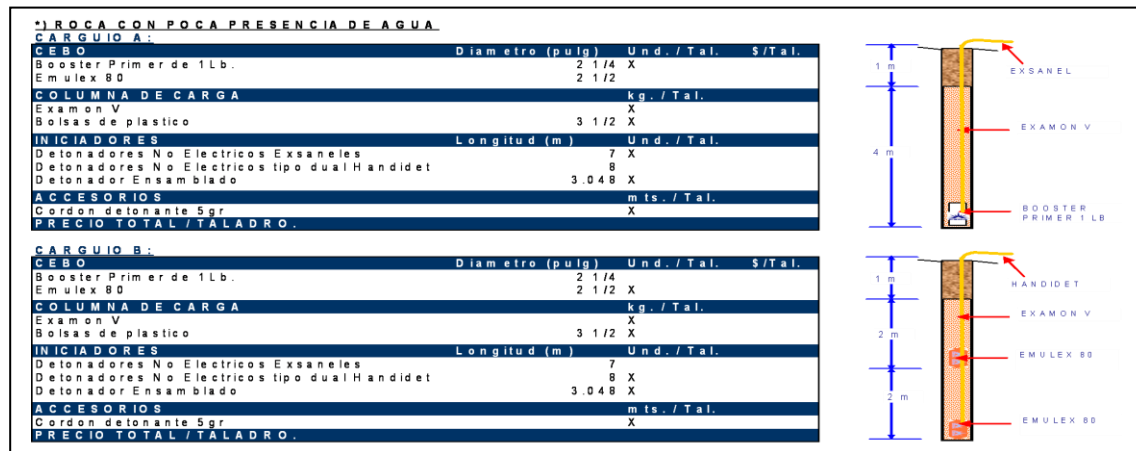
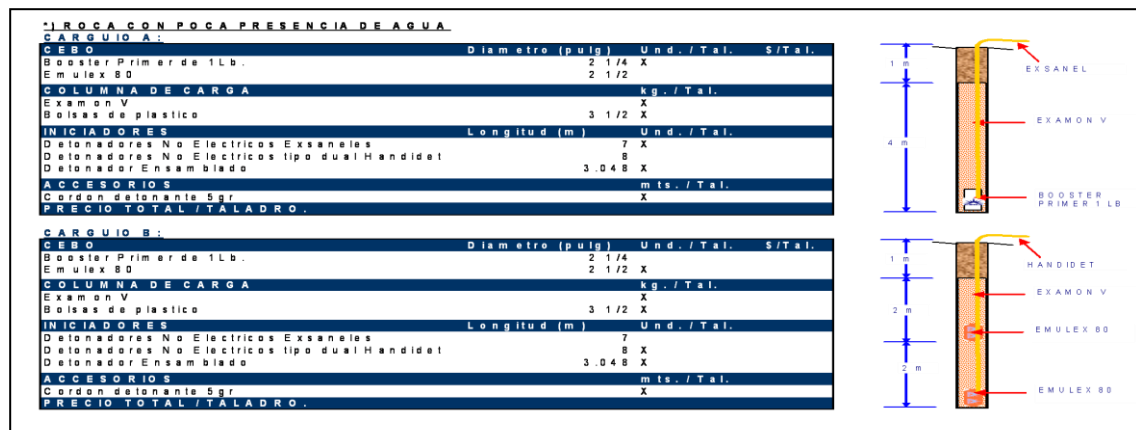


Figura 4.21. Diseño de taladro en roca con poca presencia del agua. Fuente. Unidad Minera Tacaza - CIEMSA



4.13.2. Cálculo del burden y espaciamiento

Referente al cálculo del burden y espaciamiento existe una serie de autores y formulaciones que se encuentra en anexos, pero definitivamente está sujeto de acuerdo, a las características geomecánicas y geológicas de la roca en la que se trabajara, explosivo a usar, diámetro y longitud de perforación, y finalmente la fragmentación que se desea obtener, y en función a este último se ira corrigiendo en base a pruebas y error. Tabla 4.9.

Tabla 4.9. Malla para examón y slurrex.

EXPLOSIVO	BURDEN	ESPACIAMIENTO: B*1.1
EXAMON P	1.8	2.0
SLURREX AP	2	2.2

Fuente. Unidad Minera Tacaza – CIEMSA

4.13.3. Forma de carguío

La secuencia de salida es muy importante porque dependiendo de ello se obtendrá la granulometría de la voladura, proyección de la carga disparada, y nivel de vibraciones si concentramos demasiada masa explosiva por retardo, bajo estos considerándoos, recomendamos la siguiente secuencia de salida para el Exsanel y el Handidet. Fig. 4.23 y 4.24.

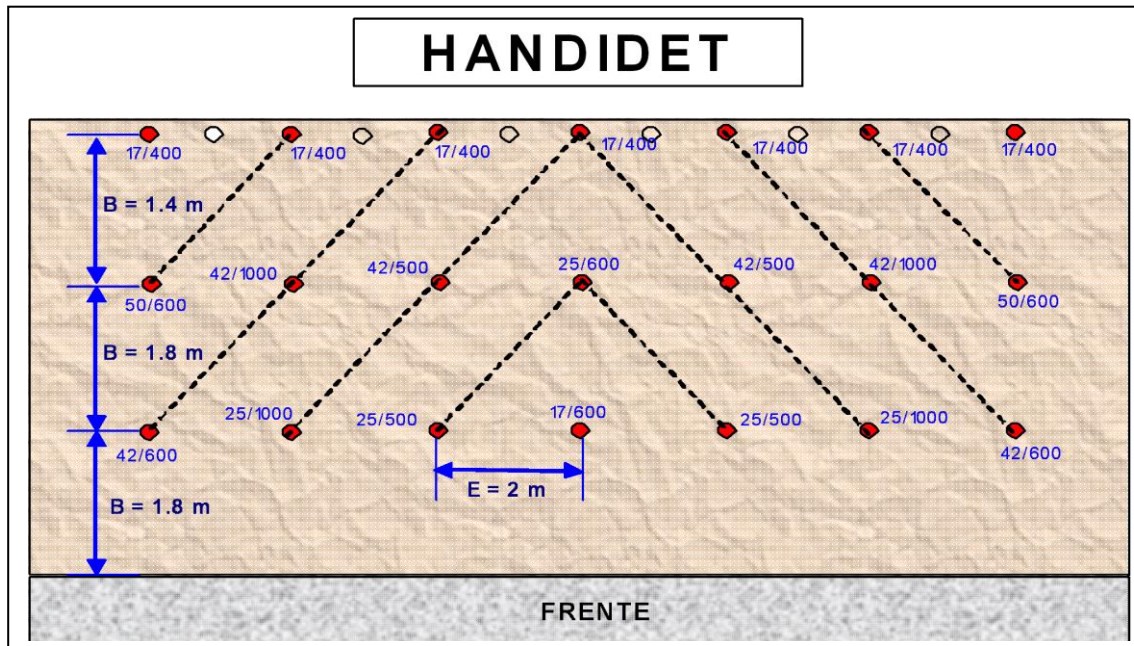


Figura 4.23. Diseño de malla de perforación para *handidet*
Fuente. Autor de tesis.

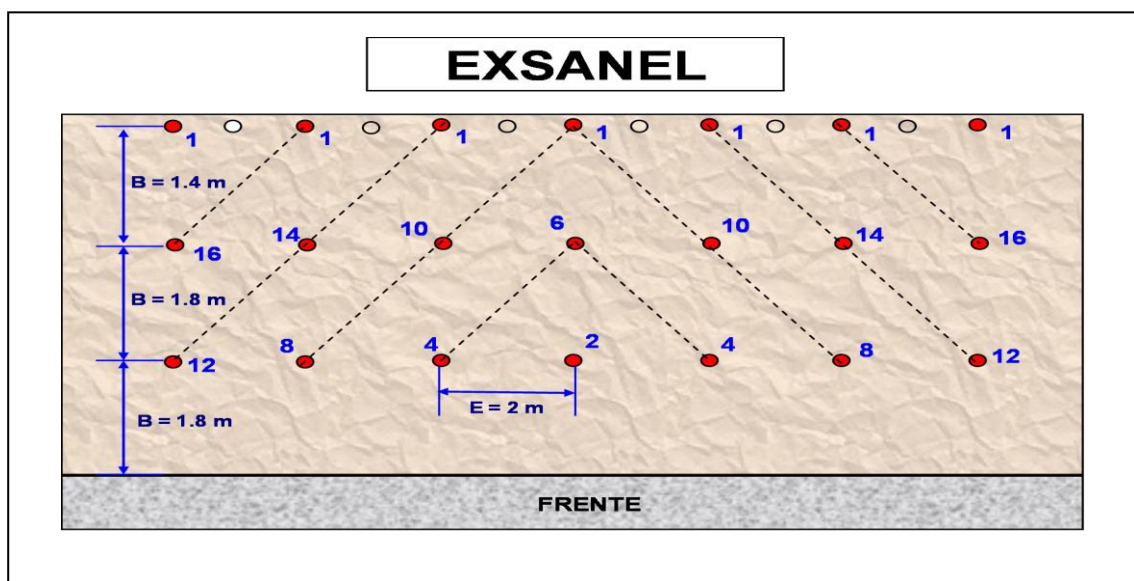


Figura 4.24. Diseño de malla de perforación para *exanel*.
Fuente. Autor de tesis.

En ambos diseños de secuencia de salida los taladros que salen primero como pre-corte deben estar cargados de la siguiente manera. Fig. 4.25 y 4.26.

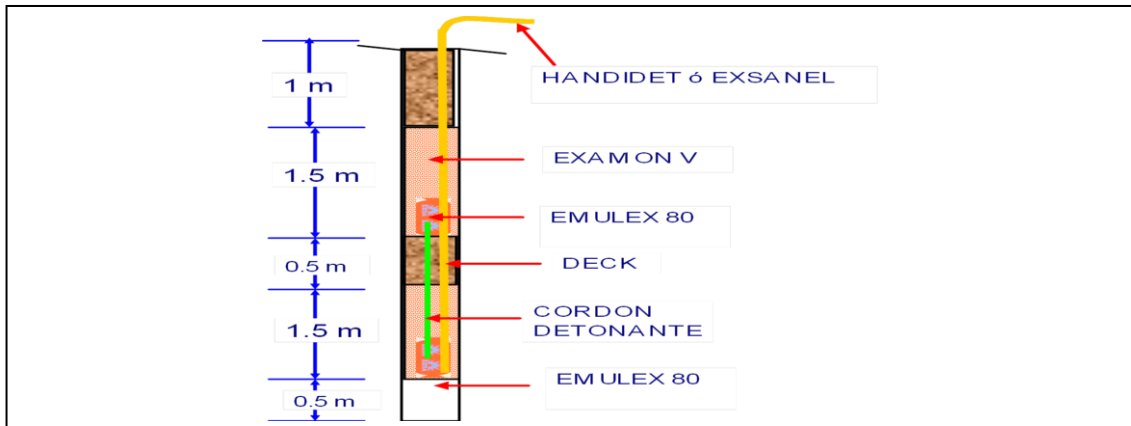


Figura 4.25. Diseño de taladro cargado.
Fuente. Autor de tesis.

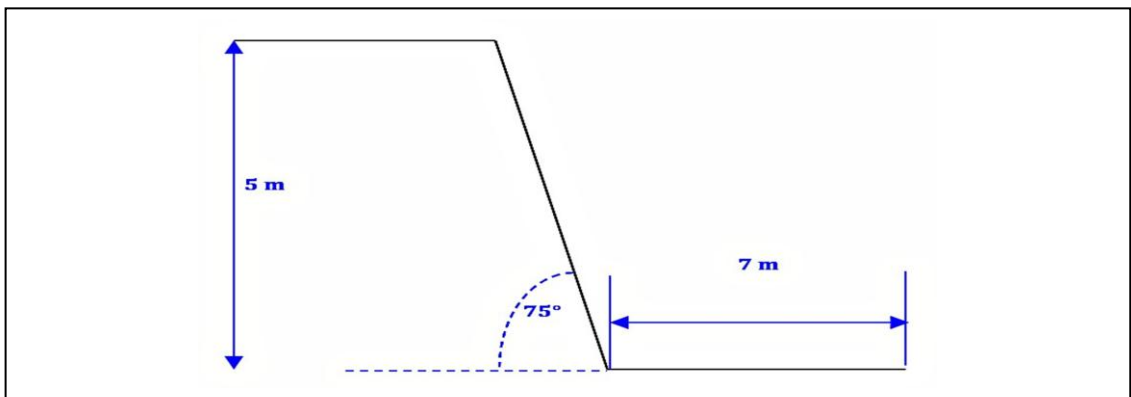


Figura 4.26. Diseño de talud.
Fuente. Autor de tesis.

4.14. Escenario 2: Exposición y evaluación de los resultados de las operaciones unitarias y reservas minerales para la producción de 1200 TM/día

Se ha realizado en función a la hipótesis y la variable dependiente considerando las operaciones unitarias y la producción obtenida de 1200 TMS, tal como se observa en Tabla 4.10 y Tabla 4.11 al 4.20.

Tabla 4.10. Variable dependiente.

2.VARIABLE DEPENDIENTE: Incremento de producción de 570 TMD a 1200 TMD de minerales en Unidad Minera Tacaza-CIEMSA.	Operaciones unitarias.	Perforación	Longitud de taladros	m
		Voladura	Explosivos	m ³
		Carguío	Excavadoras	m ³
		Transporte	Volquetes	m ³
	Incremento de producción	De 570 TMD a 1200 TMD	Mineral de cobre	TM

Fuente. Autor de tesis.

Tabla 4.11. Reporte N°142/05 de perforación voladura de gran tajo norte U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	142/05						
Fecha:	09/06/2012						
Hora:	15:39						
Banco:	4315 S			Sección:	805N		
DIMENSIONES							
Largo (prom.)	31.5	Ancho (prom.)	10.5		Altura (prom.)	4.60	
Volumen (m ³)	1524						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	1524		m ³	3,718	TMS	2.30	% Cu
						0.39	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	4.60	m/tal	71		tal		
No. Taladros vacíos	4.60	m/tal			tal		
Long. Perforada			327		m		
Tiempo Total			11.1		h		
Rendimiento			29		m/h		
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	1,314		kg	US\$	0.90	US\$	1182.60
Slurrex			kg	US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%			kg	US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	71		un	US\$	3.38	US\$	239.98
Detonador ens. 7'	2		un	US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	71		un	US\$	1.69	US\$	119.99
Cordón Detonante	75		m	US\$	0.18	US\$	13.50
Retardo para C.D. 75 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							1559
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.42
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Regular						
Estado del piso	Regular						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.12. Reporte N° 150/06 de perforación voladura de gran tajo norte U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	150/06						
Fecha:	12/07/2012						
Hora:	13:18						
Banco:	4325 SW			Sección:	783N		
DIMENSIONES							
Largo (prom.)	14.8	Ancho (prom.)	12.0		Altura (prom.)	5.16	
Volumen (m3)	918						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	918		m ³	2,241	TMS	1.11	% Cu
						0.14	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	5.16	m/tal	53	tal			
No. Taladros vacíos	5.16	m/tal	1	tal			
Long. Perforada			279	m			
Tiempo Total			13.1	h			
Rendimiento			21	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	690		kg	US\$	0.90	US\$	621.00
Slurrex			kg	US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%	0.16		kg	US\$	2.33	US\$	0.38
Booster	53		un	US\$	3.38	US\$	179.14
Detonador ens. 7'	2		un	US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	53		un	US\$	1.69	US\$	89.57
Cordón Detonante	60		m	US\$	0.18	US\$	10.80
Retardo para C.D. 75 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS	1		un	US\$	2.5	US\$	2.50
COSTO TOTAL US\$							907
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.40
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación		Regular					
Estado del piso		No se observa					
Problemas		Perfil de talud					
Observaciones		Talud del banco					

Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.13. Reporte de voladura N° 149/07 de gran tajo norte U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	149/07						
Fecha:	12/07/2013						
Hora:	13:16						
Banco:	4325 S			Sección:	769N		
DIMENSIONES							
Largo (prom.)	33.9	Ancho (prom.)	5.2	Altura (prom.)	5.00		
VOLUMEN (M ³)	885						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
MINERAL	885		m ³	2,159	TMS	2.40	% Cu
						0.46	% Cu
OXIDO			m ³		TMS		% Cu
DESMONTE			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	5.00	m/tal	59	tal			
No. de taladros vacíos	5.00	m/tal	1	tal			
LONG. PERFORADA			300	m			
TIEMPO TOTAL			13.1	h			
RENDIMIENTO			23	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
EXAMÓN	990	kg		US\$	0.90	US\$	891.00
SLURREX		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
SEMEXA 65%	0.16	kg		US\$	2.33	US\$	0.38
BOOSTER	59	un		US\$	3.38	US\$	199.42
DETONADOR ENS. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
DETONADOR NO ELÉCTRI. EXANEL	59	un		US\$	1.69	US\$	99.71
CORDÓN DETONANTE	90	m		US\$	0.18	US\$	16.20
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							1210
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.56
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Muy buena						
Estado del piso	Buena						
Problemas	Ninguna						
Observaciones	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.14. Reporte de voladura N° 150/07 de gran tajo norte U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	150/07						
Fecha:	22/07/2013						
Hora:	15:20						
Banco:	4320 S			Sección:	768N		
DIMENSIONES							
Largo (prom.)	22.3	Ancho (prom.)	9.3	Altura (prom.)	6.04		
Volumen (m3)	1256						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	1256		m ³	3,064	TMS	1.98	% Cu
						0.41	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	6.04	m/tal	57	tal			
No. Taladros vacíos	6.04	m/tal	2	tal			
Long. Perforada			356	m			
Tiempo Total			11.6	h			
Rendimiento			31	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	1,045		kg	US\$	0.90	US\$	940.50
Slurrex			kg	US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%			kg	US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	57		un	US\$	3.38	US\$	192.66
Detonador ens. 7'	2		un	US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	57		un	US\$	1.69	US\$	96.33
Cordón Detonante	80		m	US\$	0.18	US\$	14.40
Retardo para C.D. 75 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							1247
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.41
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Regular						
Estado del piso	Regular						
Problemas	Bolones						
Observaciones	Talud Con bolones						

Fuente. Autor de tesis

Tabla.4.15. Resumen general de pruebas en perforación y voladura en gran tajo norte U. M. Tacaza 2012-2013.

RESUMEN GENERAL DE PRUEBAS REALIZADAS EN PERFORACION Y VOLADURA EN GRAN TAJO NORTE U. M. TACAZA 2012-2013						
N°	Largo (m)	Ancho (m)	Longitud TALADRO (m)	Volumen	Mineral desmonte	Fragmentación
1	14.8	12.0	5.16	918	2241	Regular
2	18.77	6.08	3.07	350	854	Buena
3	26.5	5.03	4.82	641	1564	Buena
4	18.9	6.8	5.03	652	1591	Buena
5	34.0	4.7	5.02	810	1976	Buena
6	18.5	6.6	3.21	392	956	Buena
7	23.1	5.2	3.21	382	932	Buena
8	13.8	17.5	3.21	774	1888	Buena
9	23.1	5.2	3.21	382	932	Buena
10	18.5	6.6	3.21	392	956	Buena
11	12.2	8.6	3.08	323	788	Buena
12	11.9	10.7	5.93	755	1842	Buena
13	31.5	10.5	4.60	1521	3712	Regular
14	28.7	6.7	3.44	661	1612	Buena
15	16.4	14.8	3.37	819	1998	Buena
16	14.8	12.0	5.16	916	2241	buena
17	33.9	5.2	5.00	881	2159	Buena
18	14.8	12.0	5.16	918	2241	Buena
19	22.3	9.3	6.04	1253	3064	Regular
20	22.20	5.18	6.32	727	1773	Buena
21	51.0	7.10	4.25	1538	4090.68	Buena
22	9.98	7.50	4.70	352	936	Regular
23	29.05	7.94	2.93	675	1648	Buena
24	23.03	16.0	3.04	1120	2734	Buena
25	18.77	6.08	3.07	350	854	Buena
26	23.99	10.0	4.36	1046	2552	Buena
27	14.83	7.29	2.34	253	617	Buena
28	30.16	4.44	5.03	674	1644	Buena
29	17.10	5.61	4.37	419	1022	Buena
30	17.20	5.60	4.37	421	1027	Buena

Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.16. Resumen de pruebas realizadas en perforación y voladura con longitud de taladro 4.25 m- 4.82 m.

RESUMEN DE PRUEBAS REALIZADAS EN PERFORACION Y VOLADURA CON LONGITUD DE TALADRO 4.25 m- 4.82 m EN GRAN TAJO NORTE U. M. TACAZA 2012-2013						
N°	Largo (m)	Ancho (m)	Longitud taladro (m)	Volumen (m³)	Mineral –desmonte (TMS)	Fragmentación
1	26.45	5.03	4.82	641	1564	Buena
2	31.5	10.5	4.60	1524	3712	Regular
3	51.0	7.10	4.25	1538	4090.68	Buena
4	9.98	7.50	4.70	352	936	Regular
5	23.99	10.0	4.36	1046	2552	Buena
6	17.10	5.61	4.37	419	1022	Buena
1	26.5	5.03	4.82	641	1564	Buena
3	51.2	7.11	4.25	1547	3775	Buena

Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.17. Resumen de pruebas realizadas en perforación y voladura con longitud de taladro 5.00 m - 5.35 m en gran tajo norte U. M. TACAZA 2012-2013.

RESUMEN DE PRUEBAS REALIZADAS EN PERFORACION Y VOLADURA CON LONGITUD DE TALADRO 5.00 m- 5.35m EN GRAN TAJO NORTE-U.M.TACAZA 2012-2013						
N°	Largo (m)	Ancho (m)	Longitud taladro (m)	Volumen (m ³)	Mineral –desmonte (TMS)	Fragmentación
1	14.8	12.0	5.16	916	2235	Buena
2	18.9	6.8	5.03	652	1591	Buena
3	14.8	12.0	5.16	916	2235	Buena
4	11.9	10.7	5.25	668	1630	Buena
5	14.8	12.0	5.16	916	2235	Buena
6	33.9	5.2	5.00	885	2159	Buena
7	14.8	12.0	5.16	916	2235	Buena
8	22.3	9.3	5.04	1256	3064	Buena
9	22.2	5.18	5.32	727	1773	Buena
10	30.16	4.44	5.03	674	1644	Buena
11	14.8	12.0	5.16	916	2235	Buena
12	14.8	12.0	5.28	938	1557	Buena
13	14.8	12.0	5.16	916	2235	Buena
14	22.3	9.3	5.35	1110	2708	Buena
15	14.8	12	5.16	916	2235	Buena

Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.18. Escala de valores de variables estadísticas.

Escala de valores de las variables			
VARIABLE	NOMBRE	ESCALA	ETIQUETA
LONGTAL	LONGITUD DE TALADRO	1	REGULAR 4.60 m
		2	BUENA 5.00 m
		3	MUY BUENA 5.16 m
		4	EXCELENTE 6.04 m
NUMTAL	NÚMERO DE TALADRO	1	REGULAR (71 TALADROS)
		2	BUENO (60 TALADROS)
		3	MUY BUENO (54 TALADROS)
		4	EXCELENTE (59 TALADROS)
AREA	AREA	1	REGULAR (331 m2)
		2	BUENO (176 m2)
		3	MUY BUENO (178 m2)
		4	EXCELENTE (207 m2)
VOLUMEN	VOLUMEN	1	REGULAR (1521 m3)
		2	BUENO (881 m3)
		3	MUY BUENO (916 m3)
		4	EXCELENTE (1253 m3)

Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.19. Escala de valores de variables estadísticas, continuación.

Escala de valores de las variables			
VARIABLE	NOMBRE	ESCALA	ETIQUETA
COS PER VO	COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA	1	REGULAR (US\$ 1559)
		2	BUENO (US\$ 1210)
		3	MUY BUENO (US\$ 907)
		4	EXCELENTE (US\$ 1247)
COS UNI	COSTO UNITARIO	1	REGULAR (0.42 US\$/TMS)
		2	BUENO (0.56 US\$/TMS)
		3	MUY BUENO (0.40 US\$/TMS)
		4	EXCELENTE (0.41 US\$/TMS)
FRAGMEN	FEAGMENTACION	1	REGULAR (COSTO UNITARIO 0.42 US\$/TMS)
		2	BUENO (COSTO UNITARIO 0.56 US\$/TMS)
		3	MUY BUENA (COSTO UNITARIO 0.40 US\$/TMS)
		4	EXCELENTE (COSTO UNITARIO 0.41 US\$/TMS)
TOM SEC	TONELADAS METRICAS SECAS	1	REGULAR (3711 TMS)
		2	BUENO (2150 TMS)
		3	MUY BUENO (2235 TMS)
		4	EXCELENTE (3057 TMS)

Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.20. Resultados estadísticos con software SPSS.

Estadísticos									
		LONGITUD DE TALADRO	NUMERO DE TALADROS	AREA EN BANCO	VOLUMEN EN BANCO	COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA	COSTO UNITARIO	FRAGMENTACIÓN	TONELADAS METRICAS SECAS
N	Válidos	15	15	15	15	15	15	15	15
	Perdidos	0	0	0	0	0	0	0	0
Media		2,07	2,07	2,13	2,20	2,07	2,47	2,20	2,13
Mediana		2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00
Moda		2	2	2	2	2	2	2	2
Desv. típ.		1,033	,884	,990	1,014	,884	,990	,676	,990
Varianza		1,067	,781	,981	1,029	,781	,981	,457	,981
Rango		3	3	3	3	3	3	3	3
Mínimo		1	1	1	1	1	1	1	1
Máximo		4	4	4	4	4	4	4	4
Suma		31	31	32	33	31	37	33	32

Fuente. Autor de tesis.

4.14.1. Longitud de taladro

En la longitud de taladro de 5.00 m, 6 pruebas de voladura representan el 40% respecto al total, los resultados obtenidos han sido buenas seguido de una longitud de 4.60 que representa el 33%, en la Tabla 4.21 y Fig. 4.27, reporte de voladura N° 149/07 la fragmentación es muy buena, el piso es buena no hay presencia de bolones en la pared del banco.

Tabla 4.21. Resultados estadísticos de longitud de taladro.

LONGITUD DE TALADRO					
		Frecuencia	Porcentaje	Porcentaje válido	Porcentaje acumulado
Válidos	REGULAR 4.60 m	5	33,3	33,3	33,3
	BUENA 5.00 m	6	40,0	40,0	73,3
	MUY BUENA 5.16 m	2	13,3	13,3	86,7
	EXCELENTE 6.04 m	2	13,3	13,3	100,0
	Total	15	100,0	100,0	

Fuente. Autor de tesis

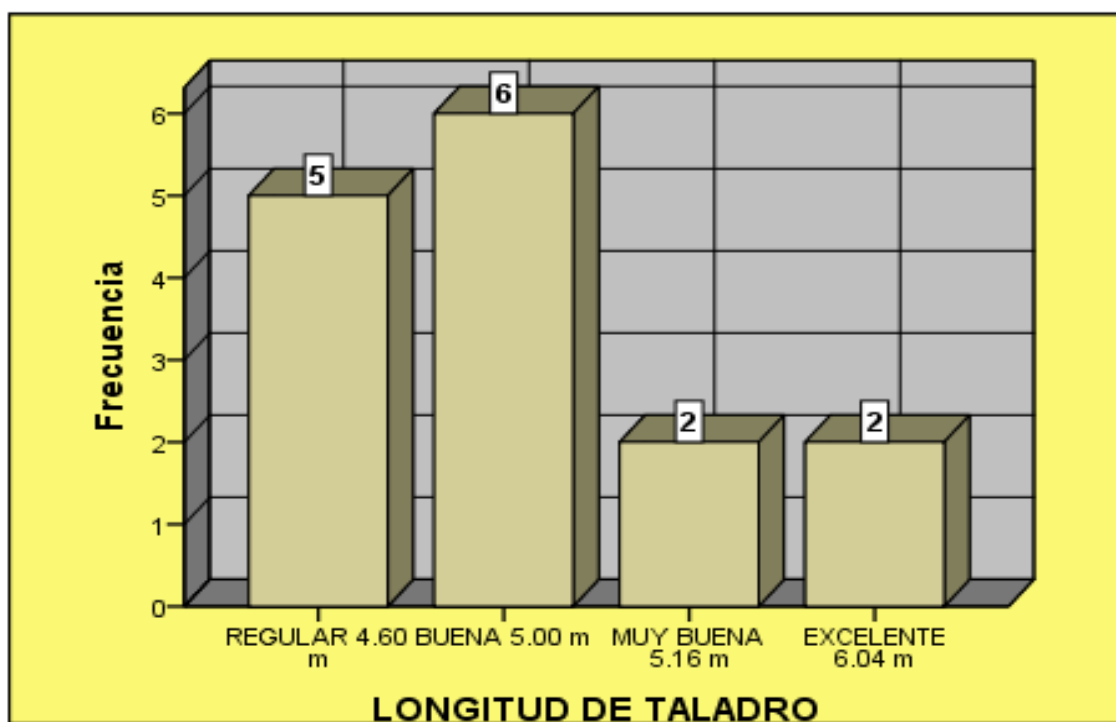


Figura 4.27. Longitud de taladro.

Fuente. Autor de tesis

4.14.2. Número de taladros

Tal como se observa en Tabla 4.25, y Figura 4.28, 7 pruebas de voladura que representa el 46.7 % indican que es buena la cantidad de 60 taladros con una longitud taladro de 5.00 m.

Tabla 4.25. Resultados estadísticos de número de taladros.

NUMERO DE TALADROS					
		Frecuencia	Porcentaje %	Porcentaje válido %	Porcentaje acumulado %
Válidos	REGULAR (71 TALADROS)	4	26,7	26,7	26,7
	BUENO (60 TALADROS)	7	46,7	46,7	73,3
	MUY BUENO (54 TALADROS)	3	20,0	20,0	93,3
	EXCELENTE (59 TALADROS)	1	6,7	6,7	100,0
	Total	15	100,0	100,0	

Fuente. Autor de tesis

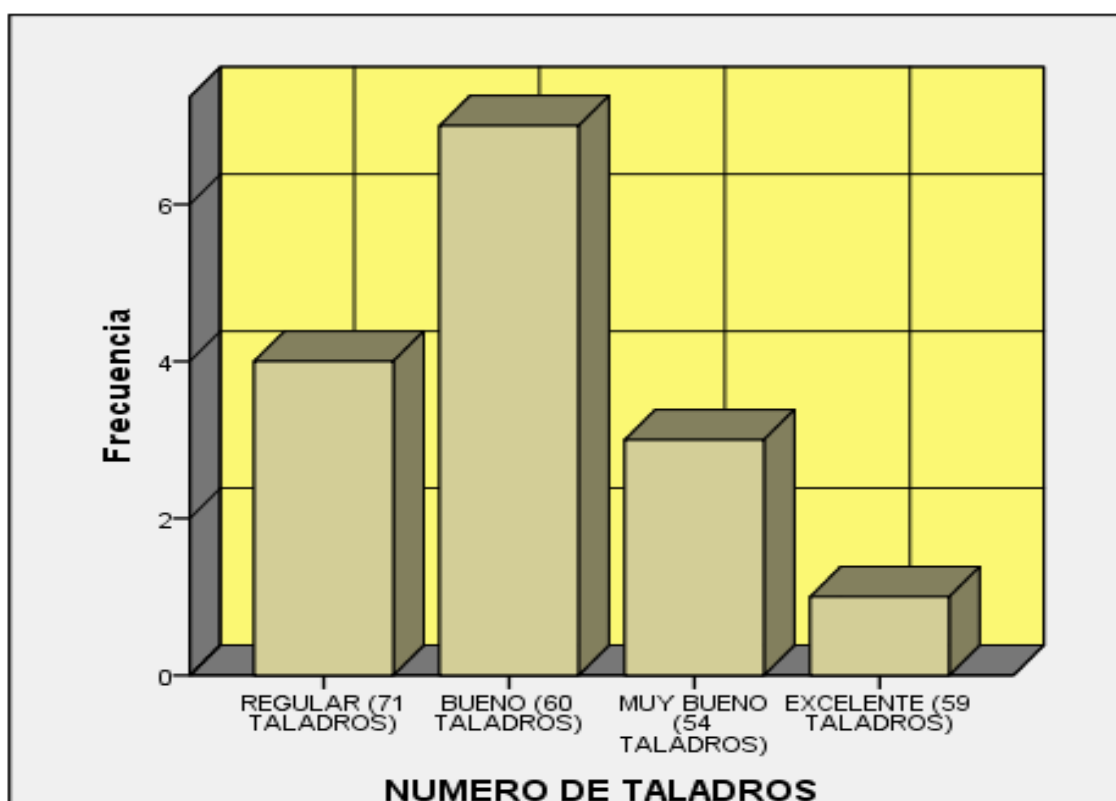


Figura 4.28. Número de taladros.

Fuente. Autor de tesis

4.14.3. Área en banco

Es el área en donde se realiza la perforación una área de 176 m² han sido buenas en 7 pruebas de voladura de un total de 15 pruebas y representa el 46.7 % del total no habiendo mucha diferencia respecto al área muy buena que es de 178 m² con 60 taladros está en la escala buena, tal como se observa en Tabla 4.23 y Figura 4.29.

Tabla 4.23. Resultados estadísticos de área en banco.

AREA EN BANCO					
		Frecuencia	Porcentaje	Porcentaje válido	Porcentaje acumulado
			%	%	%
Válidos	REGULAR (331 m ²)	4	26,7	26,7	26,7
	BUENO (176 m ²)	7	46,7	46,7	73,3
	MUY BUENO (178 m ²)	2	13,3	13,3	86,7
	EXCELENTE (207 m ²)	2	13,3	13,3	100,0
	Total	15	100,0	100,0	

Fuente. Autor de tesis

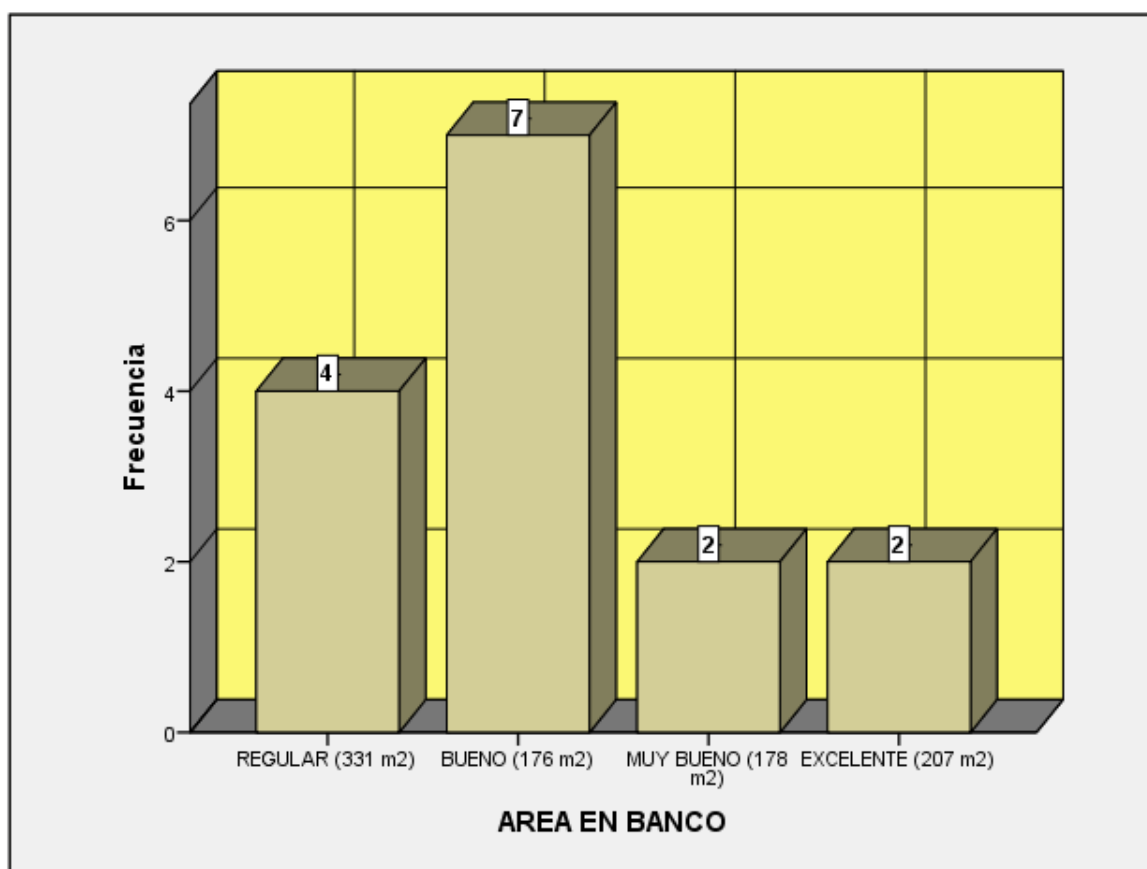


Figura 4.29. Área en banco.

Fuente. Autor de tesis

4.14.4. Volumen en banco

De un total de 15 pruebas de voladura 6 pruebas que represente el 40% indican que el volumen de 881 m³ es bueno, 1521 m³ con una frecuencia de 4 que representa 26.7% es considerado el más alto volumen, sin embargo considerando otras características de componentes no son los adecuados debido a los costos de perforación y voladura tal como se observa en Tabla 4.24 y 4.25, Fig, 4.30 y 4.31.

Tabla 4.24. Resultados estadísticos de volumen en banco.

VOLUMEN EN BANCO					
		Frecuencia	Porcentaje %	Porcentaje válido %	Porcentaje Acumulado %
Válidos	REGULAR (1521 m ³)	4	26,7	26,7	26,7
	BUENO (881 m ³)	6	40,0	40,0	66,7
	MUY BUENO (916 m ³)	3	20,0	20,0	86,7
	EXCELENTE (1253 m ³)	2	13,3	13,3	100,0
	Total	15	100,0	100,0	

Fuente. Autor de tesis

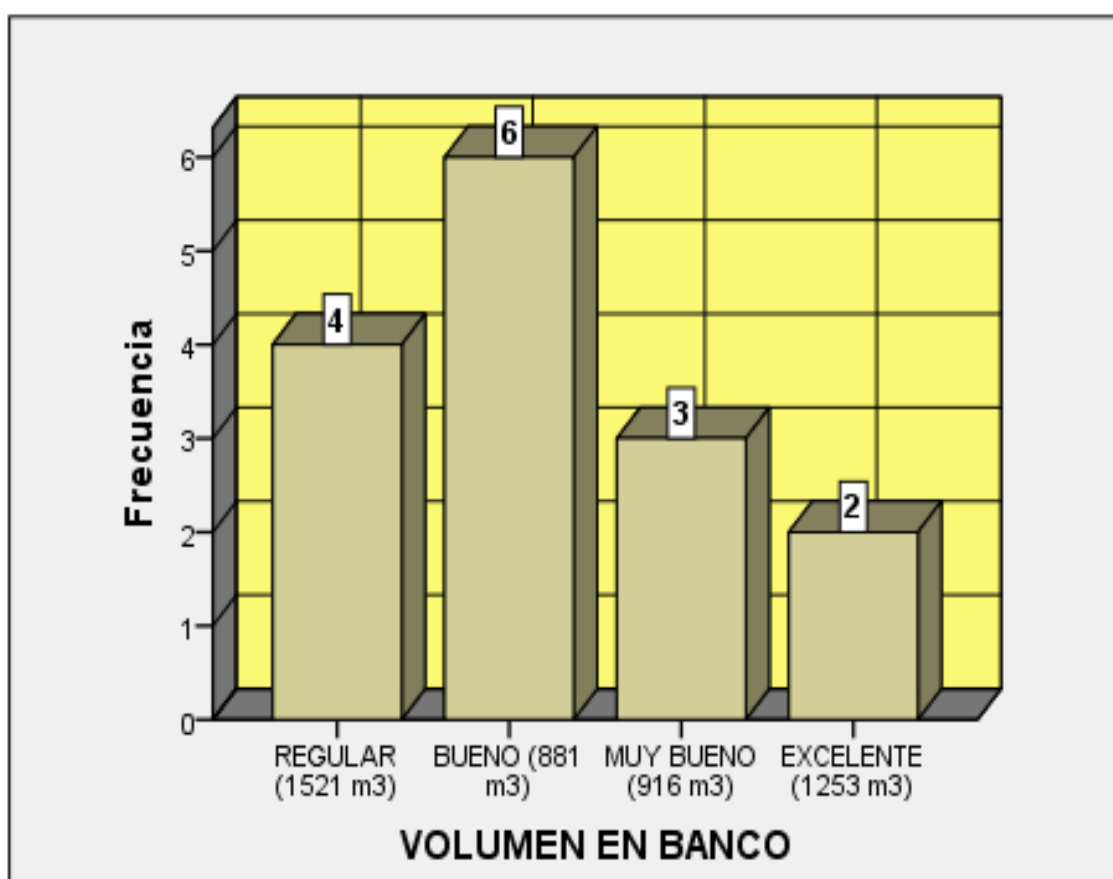


Figura 4.30. Volumen en banco.

Fuente. Autor de tesis

4.14.5. Costos de perforación voladura

En Tabla 4.25 y Figura 4.31, se observa que el más bajo en costos es US\$ 907 que tiene una calificación muy bueno en 3 pruebas han sido satisfactorias que representa el 20% seguido de US\$ 1210 con una calificación buena, esta última representa el 46.7% con una frecuencia de 7 pruebas.

Tabla 4.25. Resultados estadísticos de costos de perforación y voladura.

COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA					
		Frecuencia	Porcentaje %	Porcentaje Válido %	Porcentaje Acumulado %
Válidos	REGULAR (US\$ 1559)	4	26,7	26,7	26,7
	BUENO (US\$ 1210)	7	46,7	46,7	73,3
	MUY BUENO (US\$ 907)	3	20,0	20,0	93,3
	EXCELENTE (US\$ 1247)	1	6,7	6,7	100,0
	Total	15	100,0	100,0	

Fuente. Autor de tesis

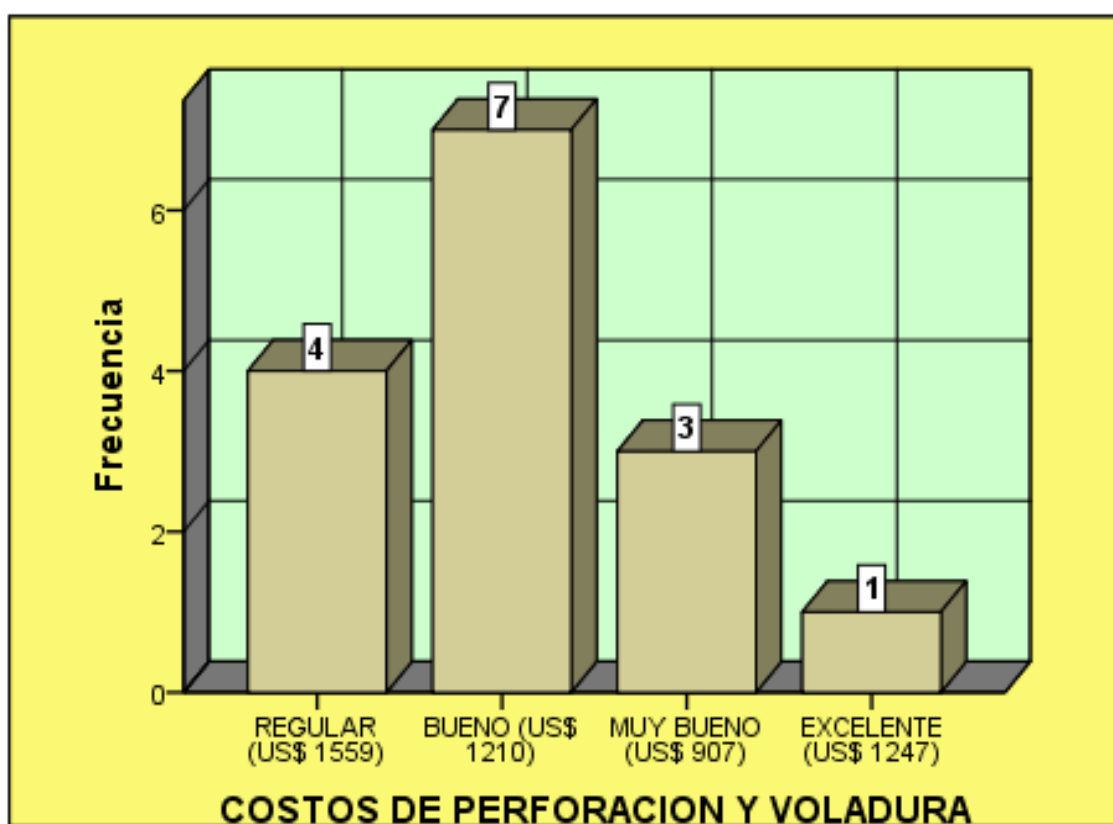


Figura 4.31. Costo de perforación y voladura.

Fuente. Autor de tesis

4.14.6. Costo unitario

Respecto al costo unitario el más bajo costo es 0.40 US\$/TMS que tiene una frecuencia de 3 pruebas que indican muy bueno seguido 0.41 US\$/TMS con una frecuencia de 3 pruebas favorables ambos representan el 20% de total, sin embargo 7 pruebas consideran que el costo unitario de 0.56 US\$/TMS es bueno considerando buenos resultados en la voladura con una fragmentación buena y muy buena, tal como se observa en Tabla 4.26 y Figura 4.32.

Tabla 4.26. Resultados estadísticos de costo unitario.

COSTO UNITARIO					
		Frecuencia	Porcentaje %	Porcentaje válido %	Porcentaje Acumulado %
Válidos	REGULAR (0.42 US\$/TMS)	2	13,3	13,3	13,3
	BUENO (0.56 US\$/TMS)	7	46,7	46,7	60,0
	MUY BUENO (0.40 US\$/TMS)	3	20,0	20,0	80,0
	EXCELENTE (0.41 US\$/TMS)	3	20,0	20,0	100,0
	Total	15	100,0	100,0	

Fuente. Autor de tesis

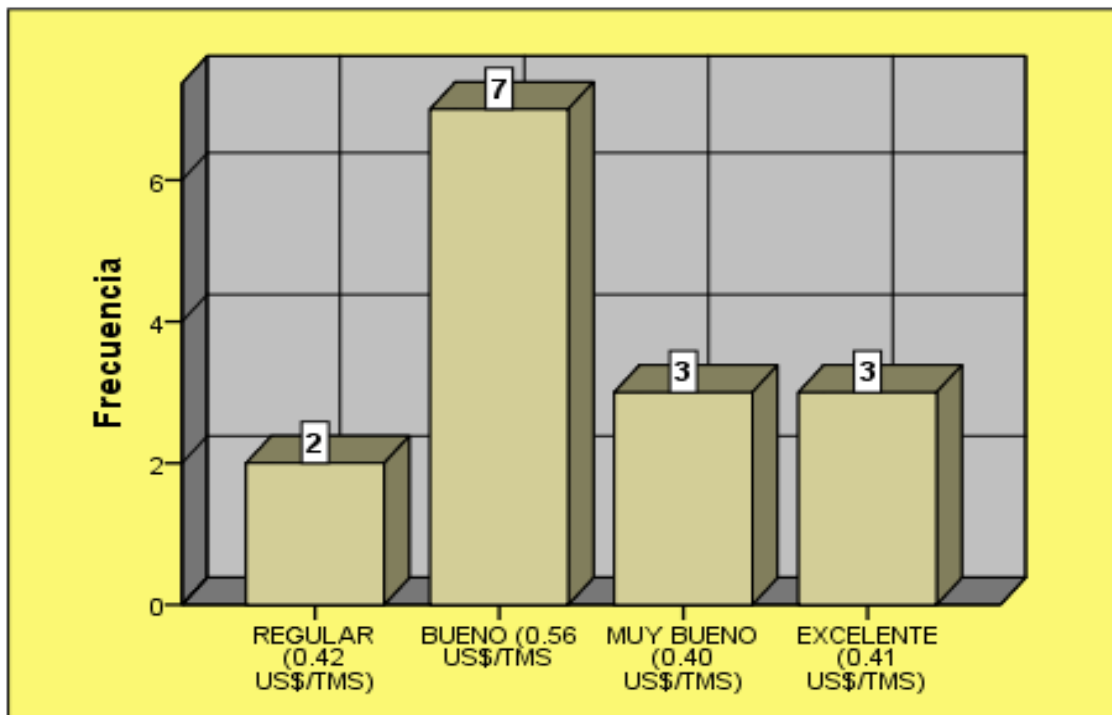


Figura 4.32. Costo unitario.

Fuente. Autor de tesis

4.14.7. Fragmentación

Es el resultado de la voladura muy importante en el proceso de carguío y transporte debido a este parámetro con presencia de bolones la calidad de la voladura no es satisfactorio, considerando el costo unitario para cada escala de valoración 11 pruebas de voladura que representa el 73.3% son consideradas buenas con un costo unitario de 0.56 US\$/TMS, que refleja un carguío de explosivos adecuados en una longitud de taladro de 5.00 metros con un numero de 60 taladros, tal como se observa en Tabla 4.27 y Figura 4.33, respectivamente.

Tabla 4.27. Resultados estadísticos de fragmentación.

FRAGMENTACION					
		Frecuencia	Porcentaje %	Porcentaje válido%	Porcentaje Acumulado%
Válidos	REGULAR (COSTO UNITARIO 0.42 US\$/TMS)	1	6,7	6,7	6,7
	BUENO (COSTO UNITARIO 0.56 US\$/TMS)	11	73,3	73,3	80,0
	MUY BUENA (COSTO UNITARIO 0.40 US\$/TMS)	2	13,3	13,3	93,3
	EXCELENTE (COSTO UNITARIO 0.41 US\$/TMS)	1	6,7	6,7	100,0
	Total	15	100,0	100,0	

Fuente. Autor de tesis

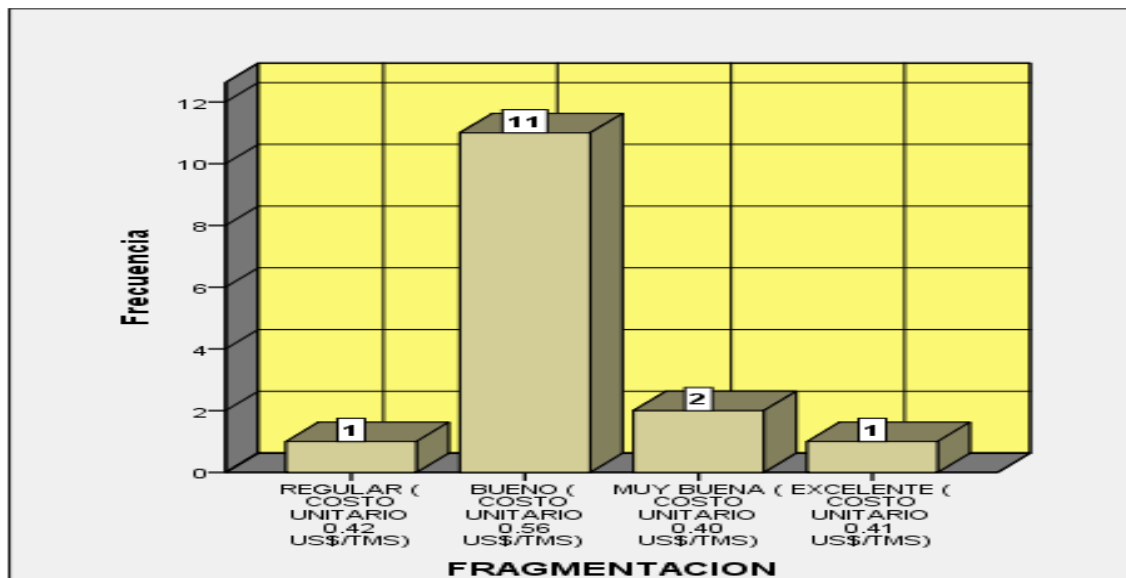


Figura 4.33. Fragmentación.

Fuente. Autor de tesis.

4.14.8. Toneladas métricas secas

Las toneladas métricas secas resultan del producto de volumen por la densidad de mineral que es 2.44 TM/m³. En Tabla 4.28 se observa que 7 pruebas de voladura del total de 15 indican que el más recomendable es de 2150 TMS de mineral de cobre en una escala de calificación buena seguido de regular en calificación pero de más alto tonelaje con una frecuencia de 4 de un total de 15 pruebas de voladura en gran tajo Norte de con lo que se demuestra que no se requiere un buen tonelaje de mineral si no tiene una buena fragmentación sin la presencia de bolones además que en el talud del banco de producción no se observe bolones colgados

Tabla 4.28. Resultados estadísticos de toneladas métricas secas.

TONELADAS METRICAS SECAS					
		Frecuencia	Porcentaje%	Porcentaje válido%	Porcentaje Acumulado%
Válidos	REGULAR (3711 TMS)	4	26,7	26,7	26,7
	BUENO (2150 TMS)	7	46,7	46,7	73,3
	MUY BUENO (2235 TMS)	2	13,3	13,3	86,7
	EXCELENTE (3057 TMS)	2	13,3	13,3	100,0
	Total	15	100,0	100,0	

Fuente. Autor de tesis

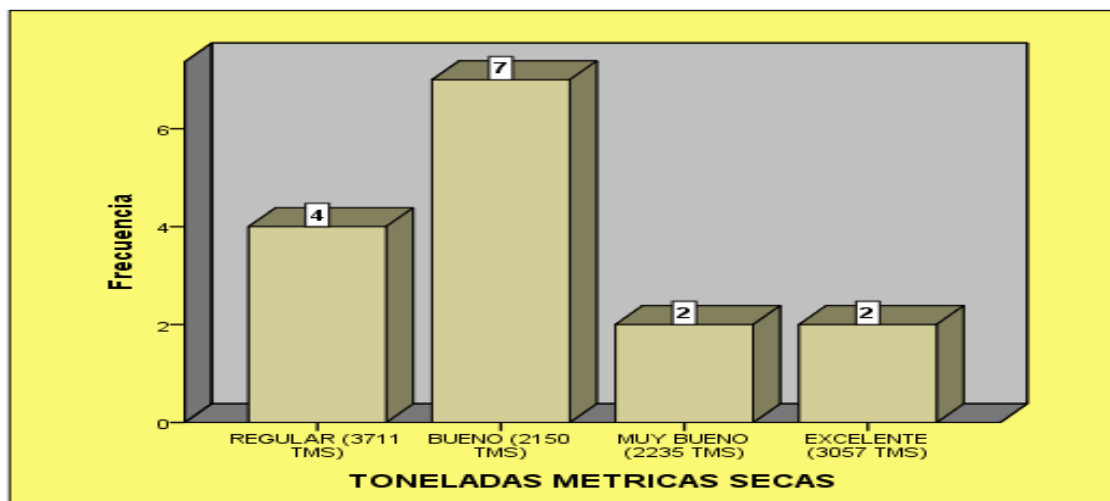


Figura 4.34. Toneladas métricas secas.

Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.29. Resumen de resultados estadísticos.

Sinopsis de pruebas de perforación y voladura apropiada para una producción de 1200 TMS.					
DIMENSIONES					
Largo (prom.)	33.9 m.	Ancho (prom.)	5.2 m.	Altura taladro (prom.)	5.00 m.
Volumen (m3)	885 m ³ .				
TIPO MATERIAL			LEYES DEL MINERAL		
Mineral	885 m ³	2,159	TMS	2.40	% Cu
				0.46	% Cu óxido
PERFORACION					
No. de Taladros	5.00	m/tal	59	tal	60 taladros=59 cargados y 01 vacío
No. Taladros vacíos	5.00	m/tal	1	tal	
Long. Perforada			300	m	
Tiempo Total			13.1	h	
Rendimiento			23	m/h	
EXPLOSIVOS USADOS					
COSTO TOTAL US\$					1210
COSTO UNITARIO US\$/TMS					0.56

Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.30. Resultados estadísticos de variables.

RESULTADOS ESTADISTICOS DE VARIABLES			
NOMBRE	ESCALA	ETIQUETA	FRECUENCIA
LONGITUD DE TALADRO	1	REGULAR 4.60 m	5
	2	BUENA 5.00 m	6
	3	MUY BUENA 5.16 m	2
	4	EXCELENTE 6.04 m	2
NÚMERO DE TALADRO	1	REGULAR (71 TALADROS)	4
	2	BUENO (60 TALADROS)	7
	3	MUY BUENO (54 TALADROS)	3
	4	EXCELENTE (59 TALADROS)	1
AREA	1	REGULAR (331 m ²)	4
	2	BUENO (176 m ²)	7
	3	MUY BUENO (178 m ²)	2
	4	EXCELENTE (207 m ²)	2
VOLUMEN	1	REGULAR (1521 m ³)	4
	2	BUENO (881 m ³)	6
	3	MUY BUENO (916 m ³)	3
	4	EXCELENTE (1253 m ³)	2
COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA	1	REGULAR (US\$ 1559)	4
	2	BUENO (US\$ 1210)	7
	3	MUY BUENO (US\$ 907)	3
	4	EXCELENTE (US\$ 1247)	1
COSTO UNITARIO	1	REGULAR (0.42 US\$/TMS)	2
	2	BUENO (0.56 US\$/TMS)	7
	3	MUY BUENO (0.40 US\$/TMS)	3
	4	EXCELENTE (0.41 US\$/TMS)	3
FRAGMENTACION	1	REGULAR (COSTO UNITARIO 0.42 US\$/TMS)	1
	2	BUENO (COSTO UNITARIO 0.56 US\$/TMS)	11
	3	MUY BUENA (COSTO UNITARIO 0.40 US\$/TMS)	2
	4	EXCELENTE (COSTO UNITARIO 0.41 US\$/TMS)	1
TONELADAS METRICAS SECAS	1	REGULAR (3711 TMS)	4
	2	BUENO (2150 TMS)	7
	3	MUY BUENO (2235 TMS)	2
	4	EXCELENTE (3057 TMS)	2

Fuente. Autor de tesis.

4.14.9. Carguío de minerales de cobre

La operación de carguío de minerales de cobre en la Unidad Minera Tacaza se realiza con excavadora CAT 336 DL capacidad de cucharon 2.5 m³ de capacidad nominal. Equipos de carguío. El carguío se realiza con excavadora hidráulica CAT 336 DL, tal como se observa en Figura 4.35. y Tabla 4.32



Figura 4.35. Excavadora CAT 336 DL.
Fuente. Autor de tesis

Tabla 4.31. Características del equipo excavadora hidráulica CAT 336 DL

Características del equipo excavadora hidráulica CAT 336 DL		
CAT 336 DL		Características
1	Marca	CATERPILLAR
2	Modelo	336 DL
3	Capacidad de cuchara	2.5 m ³
4	Modelo de motor	Motor C7 Cat con
5	Potencia neta	152 Kw 204 HP
6	Peso en orden de trabajo	152 Kw 204 HP
7	Pluma de alcance, brazo	2CB2(10 pies) pulg)
8	Longitud de envío	14.38 m
9	Alcance max. de nivel del suelo	10.12 m
10	Profundidad max. de excavación	6.15 m
11	Altura max. de corte	10.34 m
12	Altura de embarque	3.23 m

Fuente. CAT del Perú S.A.

4.14.10. Transporte en Unidad Minera Tacaza-CIEMSA

El transporte se realiza en 4 volquetes volvo FM 440 capacidad de 15 cubos. Para determinar alcance o recorridos de transporte es necesario considerar equipos de base fija cargan en un punto y luego rotan en torno a su centro para descargar en otro punto.

La máxima distancia horizontal sobre la cual un equipo puede cargar o botar el material se define como su alcance. La geometría del depósito a excavar es el factor primario para determinar el alcance requerido por el equipo. Los recorridos de transporte se refieren a las distancias y pendientes que deben recorrer equipos móviles. Tanto para las unidades de transporte como para aquellas que combinan el carguío con el transporte, hay cierta distancia que debe ser recorrida para llegar al punto de descarga. Sin embargo, esta distancia no es necesariamente una línea recta.



Figura 4.36. Volquete Volvo FM 440 de 15 cubos de capacidad.
Fuente. Volvo del Perú S.A.

4.14.11. Evaluación de capacidad de equipos de acarreo en U. M. Tacaza-CIEMSA

El equipo de acarreo o transporte propuesto en Unidad Minera Tacaza es un volquete marca Volvo FM 440 de 15 metros cúbicos de capacidad, son los que transportan los minerales de cobre desde el gran tajo hacia la planta de recuperación.

Volquete Volvo FM 440. Las características del volquete se detallan en la Tabla 5.19

Tabla 4.32. Características del volquete Volvo FM 440.

MARCA – MODELO	VOLVO – FM 440
Transmisión	6*4 cubo solar
Potencia	440HP
Capacidad tolva	15 m ³
Peso útil	21,206.25 kg
Sistema	Electrónico
Dirección	Hidráulica
Peso tara	18,000 kg

Fuente: Volvo del Perú S.A.

4.14.12. Evaluación de tiempos óptimos de ida, descarga, retorno y carguío completo de volquete de 15 m³

Según Castro M. J. E.(2011), Pontificia Universidad Católica del Perú-PUCP “Desarrollo de un modelo para la aplicación de simulación a un sistema de carguío y acarreo de desmote en una operación minera a tajo abierto” pp.62-67), el tiempo de retorno no puede ser igual al tiempo de ida porque el tiempo de ida se considera cuando el volquete está cargado de caliza mientras de retorno el volquete retorna vacío, considerando el tiempo de retorno es lento repercute en el gasto de combustible ,es decir el tiempo de retorno vacío debe ser menor al tiempo de ida cargado referencialmente tal como se observa en Figura 5.20.

4.14.13. Ciclo completo de trabajo de volquetes para transporte de minerales

Según Vidal L.M.A. (2010), de Pontificia Universidad Católica del Perú (PUCP).”Estudio de cálculo de flota de camiones para operación minera a cielo abierto” pp. 56-58. El ciclo completo de trabajo de volquetes que transportan los minerales de cobre del gran tajo Norte en la Unidad Minera Tacaza se estiman en minutos para determinar el ciclo de trabajo tal como se observa en la Tabla 4.33.

Tabla 4.33. Ciclo completo de trabajo de Volquetes.

Ciclo completo de trabajo de volquetes para una distancia de 1.8 km (Morgan y Peterson 1968)				
ITEM	Descripción	Símbolo	Unidad	Cantidad
01	Tiempo de acomodo de pala(excavadora)	TAP	min	1.20
02	Tiempo de carguío de camión(volquete)	TCC	min	6.22
03	Tiempo de viaje cargado(ida)	TVC	min	5.23
04	Tiempo de acomodo en el descargue	TAD	min	0.90
05	Tiempo de descargue	TDD	min	1.29
06	Tiempo de retorno vacío	TDR	min	4.00
07	Tiempo demora promedio del ciclo de acarreo	DPC	min	1.45
CTC	TAP+TCC+TVC+TDA+TDD+TDR+DPC			20.29

Fuente. Autor de Tesis

4.14.14. Producción diaria óptima en gran tajo norte de U. M. Tacaza-CIEMSA

Actualmente se trabajan 01 guardia por día, de 10 horas de trabajo, con una eficiencia de 75% se tiene 7.5 horas por día tal como se observa en Tabla 4.34. Factor de llenado del volquete: 70%, el número de ciclos de carguío: de acuerdo a la combinación excavadora, volquete se tiene 5 pases o 5 ciclos de carguío, el cargado de

los volquetes con mineral de cobre del gran tajo norte hacia la Planta de recuperación metalúrgica.

Tabla 4.34. Sistema de trabajo actual.

SISTEMA DE TRABAJO ACTUAL	
Sistema de trabajo	6X1
Guardias por día	1 GUARDIA
Horas – guardia	10 h
Efectividad	75%
Objetivo de producción - diario	1200 TM/día
Objetivo de producción - mensual	36000 TM/mes
objetivo de producción - anual	432,000 TM/año

Fuente Autor de tesis

4.14.15. Cálculo de ciclos para producción de mineral de cobre en m³

El tiempo de ciclo para una producción diaria puede dividirse en dos componentes principales. Se ha tomado el total de tiempo carguío acarreo, considerando tiempo de acomodo y demoras imprevistas (Vidal L. M. A. 2010 PUCP).

Nº de ciclos	= 60 min/ciclo de trabajo.
Ciclo de trabajo	= 20.29 min.
Nº de Ciclos	=60 min/20.29 min.
Nº de ciclos	=2.96.
Total de horas trabajadas	= (10 h) x 75% de eficiencia = 7.5 h.
Total horas trabajadas	= 7.5 h.

4.14.16. Se requiere total de horas trabajadas y la eficiencia para cálculos

Si cada volquete puede transportar 15 m³ considerando factor de llenado de 70% de mineral de cobre. El volquete transporta 10.5 metros cúbicos de mineral de cobre hacia la planta de recuperación metalúrgica

4.14.17. Cálculo de producción de mineral

La producción de minerales de acuerdo al número de ciclos en función a horas de trabajo.

4.14.18. Producción diaria con un volquete 15 m³

P.D.=2.96 ciclos x 10.5 m³ (promedio) x 1 volquete x 7.5 h = 233 m³/día de mineral de cobre.

4.14.19. Producción mensual (PM) en m³

P.M. con un Volquete de 15 cubos.

P.M.=233 m³x25 días trabajadas=5825 m³ de minerales de cobre/mes.

4.14.20. Producción diaria con volquete de 15 cubos en tonelaje

TMD= 233m³ de mineral de cobre x densidad suelta

Densidad suelta de mineral = 1.78

Densidad de mineral en banco =2.44

TMD= 233 m³ de mineral de cobre x 1.78

TMD=415 TM/día

Un volquete transporta 415 TM/día

Numero de volquetes requeridos = (1200 TM/día)/ 415 TM/día

Número de volquetes requeridos =2.89= 3

Se requiere 3 volquetes de 15m³.

02 volquetes de 15m³ de reemplazo.

4.15. Producción diaria con un volquete de 22 cubos**4.15.1. Producción diaria con un volquete.**

Si cada volquete puede transportar 22 m³ considerando factor de llenado de 80% (ASARCO-80%-85%) de mineral de cobre. El volquete transporta 17.6 metros cúbicos de mineral de cobre hacia la planta de recuperación metalúrgica.

- P.D.=2.96 ciclos x 17.6 m³ (promedio) x 1 volquete x 7.5 h = 391 m³/día de mineral de cobre.

4.15.2. Producción mensual (PM) en m³

P.M. con un Volquete de 22 cubos.

P.M.=391 m³x25 días trabajadas=9775 m³ de minerales de cobre/mes.

4.15.3. Producción diaria con volquete de 22 cubos en tonelaje

TM/día= 391m³ de mineral de cobre x densidad suelta.

Densidad suelta de mineral = 1.78

Densidad de mineral en banco = 2.44

TMD= 391 m³ de mineral de cobre x 1.78

TMD=696 TM/día

Un volquete de 22 cubos transporta 696 TM/día

Numero de volquetes requeridos = (1200 TM/día)/ 696 TM/día

Número de volquetes requeridos = 1.7 = 2

Se requiere 2 volquetes de 22 m³.

02 volquetes de 22 m³ de reemplazo

4.15.4. Vida de la mina

Procesamiento de mineral de 432 000 TM/año. Para un ritmo de procesamiento de 432 000 TM/año de la planta concentradora, para las reservas globales que ascienden a los 5'653,986.3 TM de mineral, la vida de la U. M. Tacaza tendría una vida mina de 13 años, suponiendo que las reservas geológicas son procesadas al 100%. Para una producción de 1200 TM/día

Discusiones. Manzaneda C.J. (2015), tesis “Optimización de la flota de carguío y acarreo para el incremento de producción de material de desbroce de 400 a 1000 BCM - U.E.A. el Brocal Consorcio Pasco Stracon GYM”. Considera que el carguío y transporte de minerales son dos parámetros fundamentales en el ciclo operativo en minería superficial que Perforación, Voladura, carguío y transporte de material de desbroce se plantea dos escenarios:

- Escenario 1: Realizar el acarreo con 15 camiones, lo que implica una productividad máxima de 426 BCM/Hora.
- Escenario 2: Realizar el acarreo con 16 camiones lo que implica una productividad máxima de 443 BCM/Hora.

Teniendo que elegir la segunda opción, debido a que el factor de acoplamiento en este caso es 1 y permite una máxima utilización de los recursos, la altura del banco es de 6,00 m. se ha requerido 16 volquetes y 18 volquetes en vista que se requiere realizar el desbroce en función al tiempo. El carguío se realiza en este caso con excavadoras de 5.6 cubos de capacidad de cuchara. En el presente trabajo de investigación la longitud del taladro es de 5.00 metros han realizado cálculos con volquetes de 15 cubos y con volquetes de 22 cubos la longitud de taladro es de 5.00m, 1 m menor que la propuesta

de Manzaneda C.J. (2015), el requerimiento de volquetes de acuerdo a la número de pases es 3 camiones de 15 cubos y dos volquetes de reemplazo disponibles, para el caso de volquetes de 22 cubos se requiere dos volquetes y dos de reemplazo para que la producción se logre alcanzar a la meta propuesta.

CONCLUSIONES

Considerando el objetivo 1 con un procesamiento de mineral de 432 000 TM/año, para un ritmo de procesamiento de 432 000 TM/año de la planta concentradora, para las reservas globales ascienden a los 5'653,986.3 TM de Mineral las dimensiones estimadas son 13.8 m de largo, 17.5 m de ancho con longitud de taladro de 3.21 m con 72 taladros, se ha logrado obtener un volumen de 774 m³ de mineral multiplicado por la densidad de 2.44 se logra 1889 TMS de mineral cobre el resultado final es que tenemos exceso de producción de 374 TMS de mineral de cobre, existe dimensiones muy variadas en perforación y voladura se ha estimado una producción aproximado de 800 TM/día considerando el requerimiento de la planta de recuperación metalúrgica de 570 TM diarias (570 TM/día), en esta realidad hay una producción en exceso de 230 TM/día, para el transporte de minerales la empresa cuenta con volquetes de 15 cubos, la voladura para el requerimiento de la planta de recuperación se realiza 3 veces a la semana.

De acuerdo al objetivo 2 las reservas minerales de 5'653,986.3 de TM son satisfactorias para incrementar la producción a 1200 TM/día de minerales de acuerdo a la evaluación estadística las dimensiones más apropiadas resultan un largo de 33.9 m por 5.2 m de ancho y una altura de taladro de 5.00 m con estas dimensiones se logra un volumen de aproximado de 885 m³ un total de 2 159 TMS de mineral de cobre con 59 taladros cargados y un taladro vacío, con cuatro disparos por semana resulta 8 636 TMS se alcanzaría una producción de 1234 TM/día por encima de 1200 TMS propuestas esta se logra haciendo uso de los equipos y maquinarias con que cuenta la empresa con track drill y 3 volquetes de 15 cubos y si se opta por volquetes de 22 cubos se requiere 2 volquetes de 22 cubos para llegar a la producción propuesta de 1200 TM/día.

De acuerdo a la evaluación de perforación y voladura por método estocástico se ha determinado los resultados de todos los cuadros que acompañan en anexos en vista que se han realizado pruebas y han sido consolidados minuciosamente para ser estimado como pruebas beneficiosas para la empresa. Es viable producir 1200 TM/día ya que se cuenta con equipo y personal adecuando. De acuerdo a evaluaciones y cumpliendo con las 7.5 h/día efectivas de trabajo se cumplirá con las 1200 TM/día. Señalar que el objetivo de Planta concentradora es aumentar su tratamiento a 1200 TM/día.

RECOMENDACIONES

Las características geo estructurales de la masa rocosa son muy variados y requiere hacer una evaluación y determinar la calidad del macizo rocoso en muchas pruebas que se ha realizado se ha visto la presencia de bolones que dificultan el proceso de carguío y transporte de minerales.

Los parámetros que intervienen en el proceso de evaluación de las operaciones unitarias en donde la variación de uno de los parámetros inciden directamente en los costos generales y costo unitario se recomienda hacer una evaluación con longitudes de taladros diferentes a los propuestos que sea por encima de 6.50 m. y hacer una comparación de costos y los resultados de la voladura.

Se considera necesario la determinación de la calidad del macizo rocoso para lograr una mejor fragmentación como resultado de la voladura, en la actualidad no se cuenta con los estudios de geomecánica de toda zona de operaciones mineras.

BIBLIOGRAFÍA

- Calani, M. J. (2011). *Optimización de la operación unitaria de acarreo por la carretera Atacocha Machcan – Compañía Minera Milpo – U.O. Atacocha*, (tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano Facultad de Ingeniería de Minas, Puno, Perú.
- Eduardo Stein, (2003), *Ampliación de producción Cía. Minera Atacocha*, ESAN - 2003. Lima-Perú
- Farje, V. I. (2006). *Perforación y voladura en minería a cielo abierto*, (informe profesional de pregrado). Universidad Nacional Mayor de San Marcos Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas, Lima, Perú.
- González de Vallejo, L. (2002). *Ingeniería Geológica - Universidad Complutense de Madrid*, Prentice Hall. Madrid. 715 p. Madrid – España.
- Instituto de Ingenieros de Minas del Perú (2003). *Crisis minera y los desafíos del nuevo mercado global*, Lima, Perú: Minería. Setiembre Nro 312
- Instituto Tecnológico Geominero de España (1995). *Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto*, Madrid, España, Editorial IGME.
- López, J. C. Bustillo R. (1997), *Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras, minería superficial - Universidad de Chile*, ISBN 9788492170821, Editorial Entorno gráfico. España.
- López, J. C. (2003), *manual de perforación y voladura de rocas*, ISBN 9788496140035. Editorial López Jimeno Carlos. Primera Edición España
- López, J. C. (1998). *Manual de Evaluación Técnico Económica de Proyectos Mineros*, Instituto Tecnológico Geominero de España: Entorno gráfico –España.

- Manzaneda, C. J. (2015). *Optimización de la flota de carguío y acarreo para el incremento de producción de material de desbroce de 400k a 1000k BCM - U.E.A. El Brocal Consorcio Pasco Stracon GYM*, (tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Agustín – Arequipa, Facultad de Ingeniería Geológica, Geofísica y Minas, Arequipa, Perú
- Modular Mining Systems, Inc. (2015). “*Especificación Funcional Nuevo ASARCO AMSA*, (Informe). Minera Los Pelambres.
- Muñoz, B. M. (2006). *Ampliación de producción de la Unidad Minera Chungar de 2000 TMD a 3000 TMD*, (tesis de pregrado). Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas, Lima, Perú.
- Palomino Q. P. (1996). *Diseños y técnicas de investigación en ciencias sociales y educación*, Primera Edición. Editorial Titikaka. FCEDUC. UNA. Puno-Perú.
- Piñas, E. Y. (2007). *Aplicación del principio de la velocidad pico de partícula (PPV) para minimizar el daño al macizo rocoso, utilizando tecnología electrónica (Minera Aurífera Retamas S.A.-Yacimiento el gigante – La Libertad)*, (tesis de pregrado). Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas, Lima, Perú.
- Salamanca Manual de Minesight 4.5 – Mintek (2000). *Curso de capacitación de la Universidad Nacional de San Agustín*, Facultad de Geología, Geofísica y Minas, Escuela profesional de Ingeniería de Minas , Arequipa -Perú
- Tamayo y Tamayo M. (2002), *Proceso de la investigación científica*, cuarta edición. Editorial Limusa, México-D.F.
- Vidal Loli, M. A. (2010), *Estudio del cálculo de flota de camiones para una operación minera a Cielo Abierto*, (tesis de pregrado). Pontificia Universidad Católica del Perú Facultad de Ciencias e Ingeniería, Lima-Perú.
- Zavala, A. (1999): *Proyecto de investigación científica*. Lima, Perú: Editorial San

WEB GRAFÍA

Herrera H. J. (2007). *Elementos de minería*, Edición actualizada y revidada para el curso académico 2006 – 2007.

<http://www.bvl.com.pe/eeff/CM0001/20090326184601/MECM00012008AIA01.PDF>

López J. C. (1989). *Manual de perforación y voladura*,

<https://es.scribd.com/doc/50618733/Manual-de-Perforacion-y-Voladura-de-Rocas>

Murray C. (2012), *Etapas del Proceso Productivo de una Mina*, Santiago de Chile.

<http://www.sonami.cl/site/wp-content/uploads/2016/04/01.-Etapas-del-Proceso-Productivo-de-una-Mina.pdf>

Tello E. (2008). *Operaciones mineras*. Conferencia Planeamiento y Control de Operaciones como herramienta competitiva.

http://oa.upm.es/10684/1/070515_ELEMENTOS_DE_MINERIA-0607.pdf

Universidad de Chile. *Diseño de minas a cielo abierto*, Departamento de Ingeniería Civil de Minas.

https://www.ucursos.cl/usuario/88e17214fbd3bc896935dca577cbaec1/mi_blog/r/Apunte_Mineria_Rajo_Abierto.pdf

ANEXOS.

Anexo 1. Tablas

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPOTESIS	METODOLOGIA
<p>PROBLEMA GENERAL</p> <p>¿De qué manera se puede evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570TMD e incrementar a 1200TMD de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”?</p> <p>PROBLEMAS ESPECIFICOS</p> <p>¿De qué manera se puede evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570 TMD de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”?</p> <p>¿De qué manera se puede evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para incrementar la producción a 1200 TMD de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”?</p>	<p>1. Objetivo General</p> <p>Evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570TM/Día e incrementar a 1200TM/Día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”</p> <p>2. Objetivos Específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> •Evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para determinar la producción de 570 TM/Día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA” •Evaluar las operaciones unitarias y reservas minerales para incrementar la producción a 1200 TM/Día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA” 	<p>HIPOTESIS GENERAL</p> <p>La evaluación de las operaciones unitarias y reservas minerales nos permitirá determinar la producción de 600 TM/Día e incrementar a 1200 TM/Día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.</p> <p>HIPOTESIS ESPECIFICO</p> <p>La evaluación de las operaciones unitarias y reservas minerales nos permitirá determinar la producción de 570 TM/Día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”</p> <p>La evaluación de las operaciones unitarias y reservas minerales nos permitirá incrementar la producción a 1200 TM/Día de minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”</p> <p>HIPOTESIS NULA:</p> <p>La operaciones unitarias y reservas minerales no inciden en el incremento de la producción</p> <p>VARIABLE INDEPENDIENTE</p> <p>Operaciones unitarias y reservas minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”</p> <p>VARIABLE DEPENDIENTE</p> <p>Incremento de producción de 570 TMD a 1200TMD de Minerales en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”</p>	<p>1.Tipo de Investigación</p> <p>Descriptiva</p> <p>2.Nivel de Investigación</p> <p>Básica y explicativa</p> <p>3.Metodología de Investigación</p> <p>Descriptiva</p> <p>4.Diseño de la Investigación</p> <p>Diseño,explicativo Transversal</p> <p>5.Población:Equipos,Espacios y tiempos del ciclo de operatividad</p> <p>6.Muestra: Cálculo de tamaño de muestra conociendo el tamaño de la población.</p> <p>La fórmula es la siguiente:</p> $n = \frac{(Z^2_c)(P)(Q)}{D^2}$ <p>Donde:</p> <p>Z=Nivel de confianza</p> <p>P=Probabilidad de éxito</p> <p>Q=Probabilidad de fracaso (Q=1-P)</p> <p>D=Precisión (Error máximo permisible en términos de proporción)</p> <p>7. Técnicas</p> <ul style="list-style-type: none"> • Recolección de datos del campo • Sistematización de mediciones • Análisis de resultados • Formulación de base de datos • Uso de software Estadístico.

Fuente. Autor de tesis

Tabla N°2. Reporte 151/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	151/07						
Fecha:	14/07/2012						
Hora:	13:11						
Banco:	4325 SW			Sección:	783N		
DIMENSIONES							
LARGO	14.8	ANCHO	12.0	Altura (prom.)	5.16		
Volumen (m3)	918						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	918		m ³	2,241	TMS	1.11	% Cu
						0.14	% Cu óxido
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	5.16	m/tal	53	tal			
No. Taladros	5.16	m/tal	1	tal			
Long. Perforada			279	m			
Tiempo Total			13.1	h			
Rendimiento			21	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	690	kg		US\$ 0.90	US\$621.00		
Slurrex		kg		US\$ 1.40	US\$0.00		
Semexa 65%	0.16	kg		US\$ 2.33	US\$0.38		
Booster	53	Un		US\$ 3.38	US\$ 179.14		
Detonador ens. 7'	2	Un		US\$ 1.59	US\$ 3.18		
Detonador no eléctri. EXANEL	53	Un		US\$ 1.69	US\$89.57		
Cordón Detonante	60	m		US\$ 0.18	US\$ 10.80		
Retardo para C.D. 75 MS		Un		US\$ 2.5	US\$ 0.00		
Retardo para C.D. 100 MS	1	Un		US\$ 2.5	US\$ 2.50		
COSTO TOTAL US\$						907	
COSTO UNITARIO US\$/TMS						0.40	
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Presencia de						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N°3. Reporte 132/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	132/04						
Fecha:	17/04/2012						
Hora:	17:16:00 p.m.						
Banco:	4325 E			Sección:	769 N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	18.77	ANCHO	6.08	Altura (prom.)	3.07		
Volumen (m3)	350						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral			m ³		TMS		% Cu
							% Cu
Oxido	350		m ³	854	TMS	1.49	% Cu
						1.03	% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	3.07	m/tal	26	tal			
No. Taladros vacíos	3.07	m/tal	7	tal			
Long. Perforada			101	m			
Tiempo Total			3.4	h			
Rendimiento			30	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	275		kg	US\$	0.90	US\$	247.50
Slurrex			kg	US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%			kg	US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	26		un	US\$	3.38	US\$	87.88
Detonador ens. 7'	2		un	US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	26		un	US\$	1.69	US\$	43.94
Cordón Detonante	20		m	US\$	0.18	US\$	3.60
Retardo para C.D. 75 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							386
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.45
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	No se observa						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 4. Reporte 140/05 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	140/05						
Fecha:	15/05/2012						
Hora:	12:40						
Banco:	4325 S						
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	26.5	ANCHO	5.03	Altura (prom.)	4.82		
Volumen (m3)	641						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	641		m ³	1,564	TMS	2.07	% Cu
						0.42	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	4.82	m/tal	40	tal			
No. Taladros vacíos	4.82	m/tal	2	tal			
Long. Perforada			202	m			
Tiempo Total			6.7	h			
Rendimiento			30	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	630	kg		US\$	0.90	US\$	567.00
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	40	un		US\$	3.38	US\$	135.20
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	40	un		US\$	1.69	US\$	67.60
Cordón Detonante	29	m		US\$	0.18	US\$	5.22
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							778
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.50
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 4. Reporte 141/05 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	141/05						
Fecha:	15/05/2012						
Hora:	12:41						
Banco:	4325 S						
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	18.9	ANCHO	6.8	Altura (prom.)	5.03		
Volumen (m3)	652						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	652		m ³	1,591	TMS	1.07	% Cu
						0.24	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	5.03	m/tal	34	tal			
No. Taladros vacíos	5.03	m/tal		tal			
Long. Perforada			171	m			
Tiempo Total			5.7	h			
Rendimiento			30	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	510	kg		US\$	0.90	US\$	459.00
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	34	un		US\$	3.38	US\$	114.92
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	34	un		US\$	1.69	US\$	57.46
Cordón Detonante	26	m		US\$	0.18	US\$	4.68
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							639
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.40
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 5. Reporte 142/05 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	142/05						
Fecha:	22/05/2012						
Hora:	13:00						
Banco:	4325 S			Sección:	795N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	34.0	ANCHO	4.7	Altura (prom.)	5.02		
Volumen (m3)	810						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	810		m ³	1,976	TMS	1.99	% Cu
						0.35	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	5.02	m/tal	44	tal			
No. Taladros vacíos	5.02	m/tal	3	tal			
Long. Perforada			236	m			
Tiempo Total			7.5	h			
Rendimiento			31	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	724		kg	US\$	0.90	US\$	651.60
Slurrex			kg	US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%			kg	US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	44		un	US\$	3.38	US\$	148.72
Detonador ens. 7'	2		un	US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	44		un	US\$	1.69	US\$	74.36
Cordón Detonante	33		m	US\$	0.18	US\$	5.94
Retardo para C.D. 75 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS	1		un	US\$	2.5	US\$	2.50
COSTO TOTAL US\$							886
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.45
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 6. Reporte 143/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	143/05						
Fecha:	22/05/2012						
Hora:	01:01						
Banco:	4325 SW			Sección:	801N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	18.5	ANCHO	6.6	Altura (prom.)	3.21		
Volumen (m3)	392						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	392		m ³	956	TMS	0.53	% Cu
						0.18	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	3.21	m/tal	36	tal			
No. Taladros vacíos	3.21	m/tal		tal			
Long. Perforada			116	m			
Tiempo Total			3.2	h			
Rendimiento			36	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	469	kg		US\$	0.90	US\$	422.10
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	36	un		US\$	3.38	US\$	121.68
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	36	un		US\$	1.69	US\$	60.84
Cordón Detonante	24	m		US\$	0.18	US\$	4.32
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							612
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.64
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 7. Reporte 143/02 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	143/02						
Fecha:	22/05/2012						
Hora:	01:01						
Banco:	4325 SW			Sección:	801N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	23.1	ANCHO	5.2	Altura (prom.)	3.21		
Volumen (m3)	382						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	382		m ³	932	TMS	0.89	% Cu
						0.25	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	3.21	m/tal	35	tal			
No. Taladros vacíos	3.21	m/tal		tal			
Long. Perforada			112	m			
Tiempo Total			3.1	h			
Rendimiento			36	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	246	kg		US\$	0.90	US\$	221.40
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	35	un		US\$	3.38	US\$	118.30
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	35	un		US\$	1.69	US\$	59.15
Cordón Detonante	23	m		US\$	0.18	US\$	4.14
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							406
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.44
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 8. Reporte 143/01 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	143/01						
Fecha:	22/05/2012						
Hora:	01:01						
Banco:	4325 SW			Sección:	801N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	13.8	ANCHO	17.5	Altura (prom.)	3.21		
Volumen (m3)	774						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	774		m ³	1,888	TMS	0.71	% Cu
						0.22	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	3.21	m/tal	71	tal			
No. Taladros vacíos	3.21	m/tal	1	tal			
Long. Perforada			231	m			
Tiempo Total			6.3	h			
Rendimiento			37	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	715		kg	US\$	0.90	US\$	643.50
Slurrex			kg	US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%			kg	US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	71		un	US\$	3.38	US\$	239.98
Detonador ens. 7'	2		un	US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	71		un	US\$	1.69	US\$	119.99
Cordón Detonante	47		m	US\$	0.18	US\$	8.46
Retardo para C.D. 75 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$						1015	
COSTO UNITARIO US\$/TMS						0.54	
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación		Buena					
Estado del piso		No se observa					
Problemas		Ninguna					

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 9. Reporte 143/05 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJOS NORTE - U. M. TACAZA							
No.	143/05						
Fecha:	22/05/2012						
Hora:	01:01						
Banco:	4325 SW			Sección:	801N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	23.1	ANCHO	5.2	Altura (prom.)	3.21		
Volumen (m3)	382						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	382		m ³	932	TMS	0.89	% Cu
						0.25	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	3.21	m/tal	35	tal			
No. Taladros vacíos	3.21	m/tal		tal			
Long. Perforada			112	m			
Tiempo Total			3.1	h			
Rendimiento			36	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	246	kg		US\$	0.90	US\$	221.40
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	35	un		US\$	3.38	US\$	118.30
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	35	un		US\$	1.69	US\$	59.15
Cordón Detonante	23	m		US\$	0.18	US\$	4.14
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							406
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.44
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 10. Reporte 143/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	143/02						
Fecha:	22/05/2012						
Hora:	01:01						
Banco:	4325 SW			Sección:	801N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	18.5	ANCHO (prom.)	6.6	Altura (prom.)	3.21		
Volumen (m3)	392						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	392		m ³	956	TMS	0.53	% Cu
						0.18	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	3.21	m/tal	36	tal			
No. Taladros vacíos	3.21	m/tal		tal			
Long. Perforada			116	m			
Tiempo Total			3.2	h			
Rendimiento			36	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	469	kg		US\$	0.90	US\$	422.10
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	36	un		US\$	3.38	US\$	121.68
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	36	un		US\$	1.69	US\$	60.84
Cordón Detonante	24	m		US\$	0.18	US\$	4.32
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							612
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.64
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 11. Reporte 144/06 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA								
No.	144/06							
Fecha:	01/06/2012							
Hora:	15:48							
Banco:	4315 S			Sección:	804N			
DIMENSIONES								
LARGO (prom.)	12.2	ANCHO	8.6	Altura (prom.)	3.08			
Volumen (m3)	323							
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL				
Mineral	323		m ³	788	TMS	1.48	% Cu	
						0.32	% Cu	
Oxido			m ³		TMS		% Cu	
Desmorte			m ³		TMS		% Cu	
PERFORACION								
No. de Taladros	3.08	m/tal	33	tal				
No. Taladros vacíos	3.08	m/tal		tal				
Long. Perforada			102	m				
Tiempo Total			3.5	h				
Rendimiento			29	m/h				
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total		
Examón	175	kg		US\$	0.90	US\$	157.50	
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00	
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00	
Booster	33	un		US\$	3.38	US\$	111.54	
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18	
Detonador no eléctri. EXANEL	33	un		US\$	1.69	US\$	55.77	
Cordón Detonante	20	m		US\$	0.18	US\$	3.60	
Retardo para C.D. 75 MS				un	US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS	1			un	US\$	2.5	US\$	2.50
COSTO TOTAL US\$							334	
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.42	
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)				
Fragmentación	Buena							
Estado del piso	No se observa							
Problemas	Ninguna							

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 12. Reporte 145/06 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	145/06						
Fecha:	01/06/2012						
Hora:	15:49						
Banco:	4315 S			Sección:	805N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	11.9	ANCHO	10.7	Altura (prom.)	5.93		
Volumen (m3)	755						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	755		m ³	1,842	TMS	1.97	% Cu
						0.34	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	5.93	m/tal	41	tal			
No. Taladros vacíos	5.93	m/tal		tal			
Long. Perforada			243	m			
Tiempo Total			6.5	h			
Rendimiento			37	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	550	kg		US\$	0.90	US\$	495.00
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	41	un		US\$	3.38	US\$	138.58
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	41	un		US\$	1.69	US\$	69.29
Cordón Detonante	35	m		US\$	0.18	US\$	6.30
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							712
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.39
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 13. Reporte 146/06 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	146/06						
Fecha:	11/06/2012						
Hora:	15:49						
Banco:	4315 S			Sección:	805N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	31.5	ANCHO	10.5	Altura (prom.)	4.60		
Volumen (m3)	1524						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	1524		m ³	3,718	TMS	2.30	% Cu
						0.39	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	4.60	m/tal	71	tal			
No. Taladros vacíos	4.60	m/tal		tal			
Long. Perforada			327	m			
Tiempo Total			11.1	h			
Rendimiento			29	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	1,314	kg		US\$	0.90	US\$	1182.60
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	71	un		US\$	3.38	US\$	239.98
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	71	un		US\$	1.69	US\$	119.99
Cordón Detonante	75	m		US\$	0.18	US\$	13.50
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							1559
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.42
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N°14. Reporte 148/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	148/07						
Fecha:	07/07/2012						
Hora:	14:05						
Banco:	4315 S			Sección:	773N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	28.7	ANCHO	6.7	Altura (prom.)	3.44		
Volumen (m3)	661						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	661		m ³	1,612	TMS	1.77	% Cu
						0.35	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	3.44	m/tal	36	tal			
No. Taladros vacíos	3.44	m/tal		tal			
Long. Perforada			124	m			
Tiempo Total			4.8	h			
Rendimiento			26	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	370	kg		US\$	0.90	US\$	333.00
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	36	un		US\$	3.38	US\$	121.68
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	36	un		US\$	1.69	US\$	60.84
Cordón Detonante	26	m		US\$	0.18	US\$	4.68
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							523
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.32
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						
Observaciones	No se reportó a su debido tiempo por falta del Plano de Voladura No 148						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 15. Reporte 151/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	129/03						
Fecha:	09/07/2013						
Hora:	12:40						
Banco:	4315 S			Sección:	771N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	16.4	ANCHO	14.8	Altura (prom.)	3.37		
Volumen (m3)	819						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	819		m ³	1,998	TMS	1.09	% Cu
						0.28	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	3.37	m/tal	43	tal			
No. Taladros vacíos	3.37	m/tal	7	tal			
Long. Perforada			169	m			
Tiempo Total			6.0	h			
Rendimiento			28	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	325	kg	US\$	0.90	US\$	292.50	
Slurrex		kg	US\$	1.40	US\$	0.00	
Semexa 65%		kg	US\$	2.33	US\$	0.00	
Booster	43	un	US\$	3.38	US\$	145.34	
Detonador ens. 7'	2	un	US\$	1.59	US\$	3.18	
Detonador no eléctri. EXANEL	43	un	US\$	1.69	US\$	72.67	
Cordón Detonante	30	m	US\$	0.18	US\$	5.40	
Retardo para C.D. 75 MS		un	US\$	2.5	US\$	0.00	
Retardo para C.D. 100 MS		un	US\$	2.5	US\$	0.00	
COSTO TOTAL US\$						519	
COSTO UNITARIO US\$/TMS						0.26	
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						
Observaciones	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 16. Reporte 151/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	151/07						
Fecha:	14/07/2012						
Hora:	13:11						
Banco:	4325 SW			Sección:	783N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	14.8	ANCHO	12.0	Altura (prom.)	5.16		
Volumen (m3)	918						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	918		m ³	2,241	TMS	1.11	% Cu
						0.14	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	5.16	m/tal	53	tal			
No. Taladros vacíos	5.16	m/tal	1	tal			
Long. Perforada			279	m			
Tiempo Total			13.1	h			
Rendimiento			21	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	690	kg		US\$	0.90	US\$	621.00
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%	0.16	kg		US\$	2.33	US\$	0.38
Booster	53	un		US\$	3.38	US\$	179.14
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	53	un		US\$	1.69	US\$	89.57
Cordón Detonante	60	m		US\$	0.18	US\$	10.80
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS	1	un		US\$	2.5	US\$	2.50
COSTO TOTAL US\$							907
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.40
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						
Observaciones	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 17. Reporte 150/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	150/07						
Fecha:	14/07/2012						
Hora:	13:10						
Banco:	4325 S						
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	33.9	ANCHO	5.2	Altura (prom.)	5.00		
Volumen (m3)	885						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	885		m ³	2,159	TMS	2.40	% Cu
						0.46	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	5.00	m/tal	59	tal			
No. Taladros vacíos	5.00	m/tal	1	tal			
Long. Perforada			300	m			
Tiempo Total			13.1	h			
Rendimiento			23	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	990	kg		US\$	0.90	US\$	891.00
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%	0.16	kg		US\$	2.33	US\$	0.38
Booster	59	un		US\$	3.38	US\$	199.42
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	59	un		US\$	1.69	US\$	99.71
Cordón Detonante	90	m		US\$	0.18	US\$	16.20
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							1210
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.56
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						
Observaciones	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N°18. Reporte 151/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	151/07						
Fecha:	14/07/2012						
Hora:	13:11						
Banco:	4325 SW						
LARGO (prom.)	14.8	ANCHO	12.0	Altura (prom.)	5.16		
Volumen (m3)	918						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	918		m ³	2,241	TMS	1.11	% Cu
						0.14	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	5.16	m/tal	53	tal			
No. Taladros vacíos	5.16	m/tal	1	tal			
Long. Perforada			279	m			
Tiempo Total			13.1	h			
Rendimiento			21	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	690	kg	US\$	0.90	US\$	621.00	
Slurrex		kg	US\$	1.40	US\$	0.00	
Semexa 65%	0.16	kg	US\$	2.33	US\$	0.38	
Booster	53	un	US\$	3.38	US\$	179.14	
Detonador ens. 7'	2	un	US\$	1.59	US\$	3.18	
Detonador no eléctri. EXANEL	53	un	US\$	1.69	US\$	89.57	
Cordón Detonante	60	m	US\$	0.18	US\$	10.80	
Retardo para C.D. 75 MS		un	US\$	2.5	US\$	0.00	
Retardo para C.D. 100 MS	1	un	US\$	2.5	US\$	2.50	
COSTO TOTAL US\$						907	
COSTO UNITARIO US\$/TMS						0.40	
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						
Observaciones	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 19. Reporte 152/07 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	152/07						
Fecha:	24/07/2012						
Hora:	15:20						
Banco:	4320 S						
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	22.3	ANCHO	9.3	Altura (prom.)	6.04		
Volumen (m3)	1256						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	1256		m ³	3,064	TMS	1.98	% Cu
						0.41	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	6.04	m/tal	57	tal			
No. Taladros vacíos	6.04	m/tal	2	tal			
Long. Perforada			356	m			
Tiempo Total			11.6	h			
Rendimiento			31	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	1,045		kg	US\$	0.90	US\$	940.50
Slurrex			kg	US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%			kg	US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	57		un	US\$	3.38	US\$	192.66
Detonador ens. 7'	2		un	US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	57		un	US\$	1.69	US\$	96.33
Cordón Detonante	80		m	US\$	0.18	US\$	14.40
Retardo para C.D. 75 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS			un	US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							1247
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.41
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena-regular						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Bolones						
Observaciones	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 20. Reporte 154/08 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	154/08						
Fecha:	09/08/2012						
Hora:	12:58						
Banco:	4325 NW			Sección:	890 N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	22.20	ANCHO	5.18	Altura (prom.)	6.32		
Volumen (m3)	727						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	727		m ³	1,773	TMS	1.72	% Cu
						0.61	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	6.32	m/tal	32	tal			
No. Taladros vacíos	6.32	m/tal	8	tal			
Long. Perforada			253	m			
Tiempo Total			7.7	h			
Rendimiento			33	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	603	kg		US\$	0.90	US\$	542.70
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	32	un		US\$	3.38	US\$	108.16
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	32	un		US\$	1.69	US\$	54.08
Cordón Detonante	26	m		US\$	0.18	US\$	4.68
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							713
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.40
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Rocas colgadas						
Observaciones	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 21. Reporte 155/08 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	155/08						
Fecha:	17/08/2012						
Hora:	17:35:00 p.m.						
Banco:	4325 SW			Sección:	477 N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	51.00	ANCHO (prom.)	7.10	Altura (prom.)	4.25		
Volumen (m3)	1537.85						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	1538		m ³	4,090.68	TMS	1.29	% Cu
						0.42	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	4.25	m/tal	104	tal			
No. Taladros vacíos	4.25	m/tal	0	tal			
Long. Perforada			442	m			
Tiempo Total			12.0	h			
Rendimiento			37	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	1,405	kg		US\$	0.90	US\$	1264.50
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	104	un		US\$	3.38	US\$	351.52
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	104	un		US\$	1.69	US\$	175.76
Cordón Detonante	110	m		US\$	0.18	US\$	19.80
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS	1	un		US\$	2.5	US\$	2.50
COSTO TOTAL US\$							1817
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.44
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena-regular						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Rocas colgadas						
Observaciones	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N°22. Reporte 156/08 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	156/08						
Fecha:	23/08/2012						
Hora:	18:08:00 p.m.						
Banco:	4320 SE						
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	9.98	ANCHO	7.50	Altura (prom.)	4.70		
Volumen (m3)	352						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	352		m ³	936	TMS	0.88	% Cu
						0.23	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	4.70	m/tal	15	tal			
No. Taladros vacíos	4.70	m/tal	1	tal			
Long. Perforada			75	m			
Tiempo Total			3.0	h			
Rendimiento			25	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	240	kg	US\$	0.90	US\$	216.00	
Slurrex		kg	US\$	1.40	US\$	0.00	
Semexa 65%		kg	US\$	2.33	US\$	0.00	
Booster	15	un	US\$	3.38	US\$	50.70	
Detonador ens. 7'	2	un	US\$	1.59	US\$	3.18	
Detonador no eléctri. EXANEL	15	un	US\$	1.69	US\$	25.35	
Cordón Detonante	8	m	US\$	0.18	US\$	1.44	
Retardo para C.D. 75 MS		un	US\$	2.5	US\$	0.00	
Retardo para C.D. 100 MS		un	US\$	2.5	US\$	0.00	
COSTO TOTAL US\$						297	
COSTO UNITARIO US\$/TMS						0.32	
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	Ninguna						
Observaciones	Ninguna						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 23. Reporte 130/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	130/04						
Fecha:	14/04/2012						
Hora:	07:56						
Banco:	4320 SW			Sección:	843 N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	29.05	ANCHO	7.94	Altura (prom.)	2.93		
Volumen (m3)	675						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	675		m ³	1,648	TMS	2.36	% Cu
						0.27	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	2.93	m/tal	62	tal			
No. Taladros vacíos	2.93	m/tal		tal			
Long. Perforada			182	m			
Tiempo Total			6.6	h			
Rendimiento			28	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	470	kg	US\$	0.90	US\$	423.00	
Slurrex	100	kg	US\$	1.40	US\$	140.00	
Semexa 65%		kg	US\$	2.33	US\$	0.00	
Booster	62	un	US\$	3.38	US\$	209.56	
Detonador ens. 7'	2	un	US\$	1.59	US\$	3.18	
Detonador no eléctri. EXANEL	62	un	US\$	1.69	US\$	104.78	
Cordón Detonante	30	m	US\$	0.18	US\$	5.40	
Retardo para C.D. 75 MS		un	US\$	2.5	US\$	0.00	
Retardo para C.D. 100 MS		un	US\$	2.5	US\$	0.00	
COSTO TOTAL US\$						886	
COSTO UNITARIO US\$/TMS						0.54	
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	En algunos taladros hubo presencia de agua.						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 24. Reporte 131/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	131/04						
Fecha:	17/04/2012						
Hora:	17:15:00 p.m.						
Banco:	4320 E			Sección:	793 N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	23.03	ANCHO	16.00	Altura (prom.)	3.04		
Volumen (m3)	1120						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	1120		m ³	2,734	TMS	1.48	% Cu
						0.34	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	3.04	m/tal	97	tal			
No. Taladros vacíos	3.04	m/tal		tal			
Long. Perforada			295	m			
Tiempo Total			8.9	h			
Rendimiento			33	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	916	kg		US\$	0.90	US\$	824.40
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	97	un		US\$	3.38	US\$	327.86
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	97	un		US\$	1.69	US\$	163.93
Cordón Detonante	85	m		US\$	0.18	US\$	15.30
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							1335
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.49
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	No se observa						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 25. Reporte 132/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	132/04						
Fecha:	17/04/2012						
Hora:	17:16:00 p.m.						
Banco:	4325 E			Sección:	769 N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	18.77	ANCHO	6.08	Altura (prom.)	3.07		
Volumen (m3)	350						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral			m ³		TMS		% Cu
							% Cu
Oxido	350		m ³	854	TMS	1.49	% Cu
						1.03	% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	3.07	m/tal	26	tal			
No. Taladros vacíos	3.07	m/tal	7	tal			
Long. Perforada			101	m			
Tiempo Total			3.4	h			
Rendimiento			30	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	275	kg		US\$	0.90	US\$	247.50
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	26	un		US\$	3.38	US\$	87.88
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	26	un		US\$	1.69	US\$	43.94
Cordón Detonante	20	m		US\$	0.18	US\$	3.60
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							386
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.45
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	No se observa						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 26. Reporte 133/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	133/04						
Fecha:	20/04/2012						
Hora:	14:18:00 p.m.						
Banco:	4320 S			Sección:	829N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	23.99	ANCHO	10.00	Altura (prom.)	4.36		
Volumen (m3)	1046						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	1046		m ³	2,552	TMS	2.09	% Cu
						0.36	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	4.36	m/tal	59	tal			
No. Taladros vacíos	4.36	m/tal		tal			
Long. Perforada			257	m			
Tiempo Total			9.2	h			
Rendimiento			28	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	883	kg		US\$	0.90	US\$	794.70
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	59	un		US\$	3.38	US\$	199.42
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	59	un		US\$	1.69	US\$	99.71
Cordón Detonante	55	m		US\$	0.18	US\$	9.90
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							1107
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.43
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	No se observa						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 27. Reporte 134/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	134/04						
Fecha:	23/04/2012						
Hora:	17:15						
Banco:	4315 N			Sección:	841N		
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	14.83	ANCHO	7.29	Altura (prom.)	2.34		
Volumen (m3)	253						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	253		m ³	617	TMS	1.56	% Cu
						0.40	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmorte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	2.34	m/tal	31	tal			
No. Taladros vacíos	2.34	m/tal		tal			
Long. Perforada			73	m			
Tiempo Total			2.3	h			
Rendimiento			32	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	152		kg	US\$	0.90	US\$	136.80
Slurrex			kg	US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%	5		kg	US\$	2.33	US\$	11.70
Booster			un	US\$	3.38	US\$	0.00
Detonador ens. 7'	2		un	US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL			un	US\$	1.69	US\$	0.00
Cordón Detonante	130		m	US\$	0.18	US\$	23.40
Retardo para C.D. 75 MS	1		un	US\$	2.5	US\$	2.50
Retardo para C.D. 100 MS	1		un	US\$	2.5	US\$	2.50
COSTO TOTAL US\$							180
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.29
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	No se observa						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 28. Reporte 135/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

REPORTE DE VOLADURA DE GRAN TAJO NORTE - U. M. TACAZA							
No.	135/04						
Fecha:	23/04/2012						
Hora:	17:16						
Banco:	4320 S		Sección:	817N			
DIMENSIONES							
LARGO (prom.)	30.16	ANCHO	4.44	Altura (prom.)	5.03		
Volumen (m3)	674						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	674		m ³	1,644	TMS	1.45	% Cu
						0.40	% Cu
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmonte			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de Taladros	5.03	m/tal	24	tal			
No. Taladros vacíos	5.03	m/tal	17	tal			
Long. Perforada			206	m			
Tiempo Total			7.8	h			
Rendimiento			26	m/h			
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.		Costo Total	
Examón	415	kg		US\$	0.90	US\$	373.50
Slurrex		kg		US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg		US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	24	un		US\$	3.38	US\$	81.12
Detonador ens. 7'	2	un		US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	24	un		US\$	1.69	US\$	40.56
Cordón Detonante	20	m		US\$	0.18	US\$	3.60
Retardo para C.D. 75 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un		US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$							502
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.31
COMENTARIOS				Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena						
Estado del piso	No se observa						
Problemas	No se observa						

Fuente. Autor de tesis

Tabla N° 29. Reporte 136/04 de voladura de gran tajo norte - U. M. Tacaza.

No.	136/04					
Fecha:	27/04/2012					
Hora:	13:08					
Banco:	4315 NE		Sección:	823 N		
DIMENSIONES						
LARGO (prom.)	17.10	ANCHO (prom.)	5.61	Altura (prom.)	4.37	
Volumen (m3)	419					
TIPO MATERIAL			LEYES DEL MINERAL			
Mineral	419	m ³	1,022	TMS	2.34	% Cu
					0.38	% Cu
Oxido		m ³		TMS		% Cu
Desmote		m ³		TMS		% Cu
PERFORACION						
No. de Taladros	4.37	m/tal	25	tal		
No. Taladros vacíos	4.37	m/tal		tal		
Long. Perforada			109	m		
Tiempo Total			3.8	h		
Rendimiento			29	m/h		
EXPLOSIVOS USADOS			Costo unit.		Costo Total	
Examón	263	kg	US\$	0.90	US\$	236.70
Slurrex		kg	US\$	1.40	US\$	0.00
Semexa 65%		kg	US\$	2.33	US\$	0.00
Booster	25	un	US\$	3.38	US\$	84.50
Detonador ens. 7'	2	un	US\$	1.59	US\$	3.18
Detonador no eléctri. EXANEL	25	un	US\$	1.69	US\$	42.25
Cordón Detonante	46	m	US\$	0.18	US\$	8.28
Retardo para C.D. 75 MS		un	US\$	2.5	US\$	0.00
Retardo para C.D. 100 MS		un	US\$	2.5	US\$	0.00
COSTO TOTAL US\$					375	
COSTO UNITARIO US\$/TMS					0.37	
COMENTARIOS			Ing. Justo Arellano R. Superintendente de Mina (E)			
Fragmentación	Buena					
Estado del piso	No se observa					
Problemas	No se observa					

Fuente. Autor de tesis

Anexo 2. Figuras



Figura N° 1. Planta concentradora Santa Lucia.
Fuente. Autor de tesis.



Figura N° 2. Planta concentradora Santa Lucia.
Fuente. Autor de tesis.



Figura N° 3. Alimentación a chancadora.
Fuente. Autor de tesis.



Figura N° 4. Tolva de chancadora.
Fuente. Autor de tesis.



Figura N° 5. Oficina de muestras.
Fuente. Autor de tesis.



Figura N° 6. Espumas en la celda.
Fuente. Autor de tesis.

Anexo 3. Fórmulas y teorías

Cálculo de burden (B)

- Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura. Se considera el parámetro más determinante de la voladura.
- Depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca, altura de banco y las especificaciones del explosivo a emplear.
- Se determina en razón del grado de fragmentación y al desplazamiento del material volado que se quiere conseguir.
- Si el burden es excesivo, la explosión del taladro encontrará mucha resistencia para romper adecuadamente al cuerpo de la roca, los gases generados tenderán a soplarse y a craterizar la boca del taladro. Por el contrario, si es reducido, habrá exceso de energía, la misma que se traducirá en fuerte proyección de fragmentos de roca y vibraciones. En la práctica, el burden se considera igual al diámetro del taladro en pulgadas, pero expresado en metros. Así, para un diámetro de 3” el burden aproximado será de 3 m, conociéndose como burden práctico a la relación empírica:

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

También se aplican las siguientes relaciones prácticas según Languefors:

$$\text{B} = (0,046 \times \text{Ø}) \text{ (en mm)}$$

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

Tomando en cuenta el tipo de explosivo en taladros de mediano a gran diámetro, la

Con dinamita:	<ul style="list-style-type: none"> ➤ En roca blanda : $B = (40 \times \text{Ø})$ ➤ En roca muy dura : $B = (38 \times \text{Ø})$
----------------------	--

relación será:

Con emulsiones:	<ul style="list-style-type: none"> ➤ En roca blanda : $B = (38 \times \emptyset)$ ➤ En roca muy dura : $B = (30 \times \emptyset)$
Con Examon o ANFO:	<ul style="list-style-type: none"> ➤ En roca blanda : $B = (28 \times \emptyset)$ ➤ En roca muy dura : $B = (21 \times \emptyset)$

Así por ejemplo, para roca dura a volar con ANFO en taladros de 3" de diámetro tenemos:

$$B = 40 \times 3 = 120 \times 2,54 = 3,05 \text{ (igual a 3 m)}$$

Usualmente se considera: **$B = (40 \times \emptyset)$**

Otra definición dice que el burden, en metros, normalmente es igual al diámetro de la carga explosiva en milímetros multiplicado por un rango de 20 a 40, según la roca. Así por ejemplo: el burden para una carga de 165 mm de diámetro será:

$$165 \times 20 = 3,3 \text{ m y } 165 \times 40 = 6,6 \text{ m}$$

Por otro lado, se consideran dimensiones típicas en minería y canteras a las siguientes relaciones:

$$B = (32 \times \emptyset)$$

Para roca con densidad promedio menor de 3,3 g/cm³, (\emptyset es el diámetro de carga).

$$B = (26 \times \emptyset)$$

Para roca con densidad promedio mayor de 3,3 g/cm³, (\emptyset es el diámetro de carga).

Con criterios más técnicos se han propuesto varias fórmulas para el cálculo del burden, que involucran parámetros de la perforación y de la roca, pero todas al final señalan valores entre 25 a 40 \emptyset , dependientes principalmente de la calidad y resistencia de la roca. Aunque no es propósito de este manual detallarlas, se mencionan algunas, como referencia.

Fórmula de Andersen

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

$$B = \sqrt{\varnothing \times L}$$

Donde:

B : burden.

\varnothing : diámetro del taladro, en pulgadas.

L : longitud del taladro, en pies.

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

Fórmula de Langefors

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

$$B = \left(\frac{db}{33} \right) \sqrt{\frac{P.S}{cf \left(\frac{E}{B} \right)}}$$

Donde:

B : burden, en metros.

P : grado de compactación que puede estar entre 1,0 y 1,6 kg/dm³.

S : potencia relativa del explosivo (por ejemplo de 1,3 para una **Gelatina Especial**).

c : constante para la roca, generalmente entre 0,45 y 1,0.

f : grado de fractura. Para taladro vertical el valor es de 1,0.

E : espaciamiento entre taladros.

E/B : radio de espaciamiento a burden.

db : diámetro de broca.