

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

**“APLICACIÓN DE O’HARA PARA REDUCIR LA DILUCIÓN EN UNA OPERACIÓN
MINERA SUBTERRÁNEA”**

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

**ELABORADO POR
JORGE ARNULFO MERA VILLALOBOS**

ASESOR

Mg. ING. EDER LEÓN SALAZAR DULANTO

LIMA – PERÚ

2023

DEDICATORIA

Dedico esta tesis a mis padres, Arnulfo y Rosa, quienes en todo momento me dieron su apoyo incondicional durante mi carrera universitaria y durante el desarrollo de la presente tesis. A mis queridos hermanos Renzo y Cintya, quienes me han brindado su apoyo incondicional y han sido un motivo para poder superarme.

AGRADECIMIENTO

Mi eterno agradecimiento a mi familia, mis queridos profesores y amigos por su apoyo en el desarrollo de la presente tesis.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación aplicada de esta tesis corresponde a una evaluación de variables controlables del diseño del corte y del pre-corte para delimitar las labores mineras de producción en explotación; así como la aplicación del modelo matemático postulado por O'hara para lograr reducir la dilución en las labores mineras de una mina subterránea ubicada en el Centro del Perú.

Las labores mineras que se eligieron aleatoriamente como muestras fueron: Veta Split NE Carmen y Veta Ramal 85 piso con secciones de dimensiones de 3.50m x 4.0m; y las otras tres labores mineras Veta Janeth y Veta Nancy con secciones con dimensiones de 4.0m x 4.50m respectivamente. La selección del corte con la perforación de 7 taladros paralelos, de los cuales 4 taladros fueron de 102mm de diámetro, que funcionaron como cara libre y tres taladros cargados con emulsión en comparación a los resultados del primer caso-estudio se obtuvo una reducción de 34.08\$/corte que representa un ahorro del 19%. Así mismo, para el pre-corte convencional con cargas espaciadas entre 3 emulsiones y cargado alternadamente entre estos taladros con un espaciamiento de 0.50m entre

taladro y taladro, se obtuvo una reducción de 100.30\$ que representa un ahorro del 40% en comparación al primer caso-estudio.

Entonces, aplicando el modelo matemático postulado por O'hara para conseguir una dilución aceptable por debajo del 20%, en promedio en estas cinco labores mineras (tabla 4,2) se obtuvo un promedio del 15%. En el primer caso-estudio usando los modelos matemáticos convencionales se obtuvo un promedio de dilución del 59% (tabla 4,1). Entonces, se puede enfatizar que si se obtuvieron mejoras.

Palabras clave: Cortes paralelos, pre-corte convencional, dilución, labores mineras subterráneas, vetas, frontón.

ABSTRACT

The present applied research work of this thesis corresponds to an evaluation of controllable variables of the design of the cut and the pre-splitting to delimit the mining labors of production in exploitation; likewise the application of the mathematical model postulated by O'hara to reduce dilution in the mining workings of an underground mine located in the center of Peru.

The mining works, which were randomly chosen as samples, were: Veta Split NE Carmen and Veta Ramal 85 floor with sections of dimensions of 3.50m x 4.0m, and the other three mining works Veta Janeth and Veta Nancy with sections measuring 4.0m x 4.50m, respectively. The selection of the cut with the drilling of 7 parallel holes, of which 4 holes were 102mm in diameter, which functioned as a free face and three holes loaded with emulsion, compared to the results of the first case-study, made a reduction of 34.08 \$/cut representing a thrift of 19%. Likewise, the conventional pre-splitting with loads spaced between 3 emulsions and loaded alternately between these holes with a spacing of 0.50m between hole and hole, made a reduction of \$ 100.30, which represents a saving of 40% compared to the first case-study.

In this sense, applying the mathematical model postulated by O'hara to achieve an acceptable dilution below 20%, an average of 15% was achieved in these five mining operations (table 4.2). Conversely, in the first case-study, using conventional mathematical models, an average dilution of 59% was obtained (table 4.1). Therefore, it can be emphasized that improvements were accomplished carrying out this breakthrough model.

Keywords: Parallel cuts, conventional pre-splitting, dilution, underground mining work, veins, drift.

ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN.....	III
ABSTRACT.....	V
INDICE.....	VII
INDICE DE FIGURAS.....	X
INDICE DE TABLAS.....	XIV
CAPITULO I: INTRODUCCIÓN	1
1.1 Generalidades.....	2
1.2 Descripción del problema de investigación	2
1.3 JUSTIFICACIÓN	5
1.4 Objetivos del estudio.....	6
1.4.1 Objetivo General.....	6
1.4.2 Objetivos Específicos	6
1.5 Hipótesis	7
1.5.1 Hipótesis General	7
1.5.2 Hipótesis Especifica.....	7
CAPITULO II: MARCO TEORICO Y CONCEPTUAL.....	8
2.1 Marco teórico	8
2.1.2 Antecedentes de la investigación	8

2.2 MARCO CONCEPTUAL	12
2.2.1 Propiedades del macizo rocoso	13
2.2.2 Explosivos y accesorios de voladura	21
2.2.3 Diseño de cortes	27
2.2.4 Mallas de perforación y voladura	33
2.2.5 Pre-corte convencional	50
2.3.6 Dilución	58
CAPITULO III: METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	66
3.1 Tipo de investigación aplicada	67
3.2 Diseño de la investigación	68
3.3 Material de estudio	69
3.3.1 Población	69
3.3.2 Muestra	70
3.4 Técnicas, procedimientos e instrumentos utilizados	73
3.5 Estrategia aplicada a la prueba de hipótesis	73
CAPÍTULO IV: CALCULOS Y APLICACIONES	74
4.1 Caso-estudio 1: Labores con alta dilución (data histórica)	74
4.1.1 Cortes en labores mineras	74
4.1.2 Pre-corte para delimitar labores	75
4.1.3 Labores mineras con alta dilución	76
4.2 Caso-estudio 2: Labores mineras aplicando O'hara	82
4.2.1 Nuevos diseños de cortes en labores mineras	82
4.2.2 Pre-corte convencional	84
4.2.3 Aplicación del método de O'Hara	86
CAPITULO V: ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	91
5.1 Análisis de los resultados obtenidos	91
5.1.1 Análisis de las vetas seleccionadas aleatoriamente	91
5.2 Análisis de contraste de las hipótesis	95

5.2.1 Contratación de hipótesis H1A.....	95
5.2.2 Contratación de hipótesis H1B.....	101
5.2.3 Contratación de hipótesis H1	107
5.3 Discusión de resultados	113
CONCLUSIONES	115
RECOMENDACIONES.....	117
BIBLIOGRAFÍA.....	119

ANEXOS

ANEXO 1: COSTOS DE PERFORACIÓN

ANEXO 2: COSTOS MEC Y ACCESORIOS DE VOLADURA

ANEXO 3: COSTOS DE MATERIALES Y MANO DE OBRA

ANEXO 4: GALERÍAS PRINCIPALES

ANEXO 5: ZONA DE DISPARO PRIMARIO

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1,1 SOSTENIMIENTO COMBINADO EN LORENA	3
FIGURA 1,2 PERFOARCION DE FRENTE CON JUMBO 55	4
FIGURA 2,1 MACIZO ROCOSO	14
FIGURA 2,2 RMR DE VETA RAMAL PISO LORENA	17
FIGURA 2,3 RMR VETA ELVA.....	18
FIGURA 2,4 RMR RP075 ACCESO 1001E.....	19
FIGURA 2,5 RMR VETA 3.....	20
FIGURA 2,6 PRIMER DE EMULSIÓN CON FANEL	22
FIGURA 2,7 CLASIFICACIÓN DE LAS MEC	23
FIGURA 2,8 CEBADO DE EMULSIÓN.....	24
FIGURA 2,9 EMULSIÓN CON FANEL	26
FIGURA 2,10 CORTE CON 4 TALADROS VACÍOS	28
FIGURA 2,11 CORTE CON TALADROS PARALELOS	29
FIGURA 2,12 CORTE CON TALADRO VACIO DE MAYOR DIAMETRO.....	29
FIGURA 2,13 PLANTILLA Y PINTADO DE MALLA	31
FIGURA 2,14 CORTES PARALELOS EN FRONTÓN.....	31

FIGURA 2,15 NUEVA MALLAS B X S.....	33
FIGURA 2,16 PERFORACIÓN DE FRENTE CON JUMBO	35
FIGURA 2,17 PERFORACIÓN DE CORTE.....	37
FIGURA 2,18 PERFORACIÓN DE FRONTÓN	38
FIGURA 2,19 DISPONIBILIDAD MECÁNICA Y UTILIZACIÓN DE EQUIPO ...	39
FIGURA 2,20 PLANTILLA DE MALLA.....	41
FIGURA 2,21 PINTADO DE MALLAS Y PERFORACIÓN.....	42
FIGURA 2,22 CORTE INDICA EL BURDEN	43
FIGURA 2,23 DISEÑO DE CARGA.....	45
FIGURA 2,24 CARGUÍO DE EXPLOSIVOS.....	46
FIGURA 2,25 REUNIÓN DE PROTOCOLO	47
FIGURA 2,26 NOTIFICACION DE VOALDURA EN TJ 200	49
FIGURA 2,27 NOTIFICACIÓN DE VOLADURA EN RP 125	49
FIGURA 2,28 PERFORACION DE LOS TALADROS.....	50
FIGURA 2,29 BASE MATEMÁTICA DEL PRE-CORTE	52
FIGURA 2,30 MEC ESPACIADA.....	53
FIGURA 2,31 CREACIÓN DEL PLANO DE FALLA	53
FIGURA 2,32 CEBADO DE EMULSIÓN.....	55
FIGURA 2,33 PRE-CORTE CON MEC ESPACIADA.....	55

FIGURA 2,34 VETA ANGOSTA CON DILUCIÓN PLANEADA VS. DILUCIÓN NO PLANEADA	61
FIGURA 2,35 DISEÑO PLANIFICADO VS. REAL.....	62
FIGURA 2,36 CÁLCULO DE LA DILUCIÓN DEL MINADO.....	62
FIGURA 2,37 VARIABLES PARA DISEÑO	63
FIGURA 3,1 PROCESO DE LA INVESTIGACIÓN CIENTÍFICA	66
FIGURA 3,2 TIPOS Y NIVELES DE INVESTIGACIÓN	67
FIGURA 4,1 INADECUADO AVANCE EN VETA ELVA	80
FIGURA 4,2 EVIDENCIA EL VOLADIZO POR REFERENCIA DEL CORTE ANTERIOR	81
FIGURA 4,3 DEFICIENTE PERFORACIÓN EN PRE-CORTE.....	81
FIGURA 4,4 CORTE CON 7 TALADROS PARALELOS	83
FIGURA 4,5 MALLA PARA VETA ELVA	83
FIGURA 4,6 DISEÑO DE CORTE VETA NANCY	84
FIGURA 4,7 ESPACIAMIENTO DEL PRE-CORTE	85
FIGURA 4,8 PINTADO DE CORTE	90
FIGURA 5,1 VALORES INDIVIDUALES DE COSTO PERFORACIÓN (ANTES), COSTO PERFORACIÓN (ACTUAL)	97
FIGURA 5,2 CAJA DE COSTO PERFORACIÓN (ANTES), COSTO PERFORACIÓN (ACTUAL)	97
FIGURA 5,3 GRÁFICA DE DISTRIBUCIÓN T STUDENT.....	100

FIGURA 5,4 HISTOGRAMA DEL COSTO DE MEC DE LAS DOS MUESTRAS	103
FIGURA 5,5 CAJA DEL COSTO MEC (DESPUÉS)	103
FIGURA 5,6 GRÁFICA DE DISTRIBUCIÓN T STUDENT	106
FIGURA 5,7 VALORES INDIVIDUALES DE % DILUCIÓN (ANTES) VS. % DILUCIÓN (DESPUÉS).	109
FIGURA 5,8 CAJA DE % DILUCIÓN (ANTES) VS. % DILUCIÓN (DESPUÉS).	109
FIGURA 5,9 GRÁFICA DE DISTRIBUCIÓN T STUDENT	112

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1,1 DATA HISTÓRICA DE DILUCIÓN	5
TABLA 2,1 EMULSIONES UTILIZADAS EN MINA-ESTUDIO	24
TABLA 2,2 ACCESORIOS UTILIZADOS EN MINA-ESTUDIO.....	27
TABLA 2,3 FRONTÓN TIPOS DE ROCA Y CANTIDAD DE TALADROS.....	40
TABLA 3,1 DATA HISTÓRICA DE LABORES MINERAS	71
TABLA 3,2 APLICACIÓN DE O'HARA EN LABORES MINERAS	72
TABLA 4,1 TALADRO DEL CORTE Y PRE-CORTE.....	75
TABLA 4,2 MUESTRA DE LABORES CON DILUCIÓN ALTA (DATA HISTÓRICA)	76
TABLA 4,3 TOTAL DE TALADROS DEL PRE-CORTE.....	86
TABLA 4,4 MUESTRA DE LABORES MINERAS MEJORADAS.....	87
TABLA 5,1 COSTOS EN LA PERFORACIÓN DE LABORES MIENRAS ANTES DE APLICAR EL MODELO DE O'HARA	92
TABLA 5,2 COSTOS DE PERFORACIÓN DE LABORES MINERAS DESPUÉS DE APLICAR EL MODELO DE O'HARA	93

TABLA 5,3 COSTO DE MEC ANTES DE APLICAR O'HARA	94
TABLA 5,4 COSTOS DE MEC DESPUÉS DE APLICAR O'HARA.....	94
TABLA 5,5 COSTOS DE PERFORACIÓN EN LAS LABORES MINERAS ANTES Y DESPUÉS DE APLICAR O'HARA.....	95
TABLA 5,6 COSTOS DE LAS MEC EN EL PRE-CORTE	101
TABLA 5,7 COMPARACIÓN DE LA DILUCIÓN ANTES Y DESPUÉS DE APLICAR O'HARA.....	107

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

La presente tesis de investigación aplicada se desarrolló en una mina ubicada en el Centro del Perú específicamente en el departamento de Cerro de Pasco, cuya explotación es por el método subterráneo; explotándose los minerales de: zinc, plomo, cobre y plata.

Al realizarse la operación minera unitaria de voladura de rocas en las labores de producción, trae consigo excesivamente altos porcentajes de dilución; siendo esta un problema para cumplir con la producción planificada. En la tabla 1,1 de la data histórica, se refleja los altos porcentajes de dilución en las diferentes labores.

Entonces, la contaminación del mineral por el desmonte no es rentable para la compañía minera. Obligando a buscar soluciones inmediatas tales como: usar algún modelo matemático de la voladura controlada, cambiar el tipo de corte

desde la operación minera unitaria de perforación y voladura de rocas para lograr reducir estos altos porcentajes de dilución.

1.1 Generalidades

Las labores de producción, según data histórica tenía un pico hasta del 81% en la veta Karina I del nivel 150, tajeo 500, y en promedio un 44% de dilución, esta contaminación afectaba directamente al mineral.

Después de las reuniones de producción diaria y las penalidades impuestas por la mina estudio, la contrata a cargo de la perforación tomo medidas radicales para mejorar la perforación de los taladros con un adecuado paralelismo, cambiando el tipo de corte (arranque) en los frentes de trabajo y en los tajeos mantener un match entre la broca y el “collar” de los taladros para lograr el ansiado paralelismo, así como también aplicar el modelo matemático llamado pre corte convencional para delimitar con un plano de falla y este pueda proteger al macizo rocoso circundante a la labor minera.

1.2 Descripción del problema de investigación

En esta mina estudio, que es explotada por el método subterráneo se ubica a 4,600 msnm en la sierra central del Perú en el departamento de Cerro de Pasco, cuya explotación es polimetálica (plomo, plata, zinc y cobre).

El año pasado 2019 se agregó adendas al contrato, donde algunas labores de acceso y producción los realiza una Contrata desde la perforación y voladura; encontrándose data histórica de un porcentaje excesivo de dilución y sobre rotura en las labores a cargo, esto implica incremento de los costos operacionales y de la instalación de los sistemas de sostenimiento, para salvaguardar la vida de los trabajadores y proteger los equipos mineros.



Figura 1,1 Sostenimiento combinado en Lorena
Fuente: Mina-estudio

Como ya se mencionó anteriormente para lograr controlar la dilución se debe conocer las características físico-mecánicas del macizo rocoso, usar algún modelo de la voladura controlada, inclusive un buen diseño de corte en las labores de producción, así como un buen diseño de carga teniendo en cuenta la calidad de macizo rocoso.

Por otro lado, se debe analizar y evaluar por qué ocurre la excesiva sobre rotura en las labores en explotación, teniendo en cuenta sobre todo las variables que influyen en el equipo de perforación y la destreza del perforista y su ayudante.



Figura 1,2 Perforación de frente con jumbo 55
Fuente: Mina-estudio

Tabla 1,1 Data histórica de dilución

Ejecutor	Veta	Nivel	Labor	Método	Fase	Buzam. (")	Pot. Veta	% Dilución
CH	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	150	TJ -800 TR-16	T.L	EXPLOT. SLS	76.69	1.55	36%
CH	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	150	TJ -800 TR -15	T.L	EXPLOT. SLS	80.55	1.00	46%
CH	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	150	TJ -800 TR -14	T.L	EXPLOT. SLS	84.55	1.05	45%
CH	V. JULIANA	225	SN_300	AVANCE	DESARROLLO	78.00	1.98	41%
CH	V. RAMAL PISO LORENA	225	TJ_200-1	BREASTING	EXPLOT. OCF	59.00	1.04	64%
CH	V. RAMAL PISO LORENA	225	TJ_300	BREASTING	EXPLOT. OCF	59.00	1.04	64%
CH	V. RAMAL PISO LORENA	225	TJ_200-2	BREASTING	EXPLOT. OCF	59.00	1.04	64%
CH	V. OFELIA	200	TJ_300	BREASTING	EXPLOT. OCF	54.00	3.80	11%
CH	V. OFELIA	200	TJ_400-1	BREASTING	EXPLOT. OCF	54.00	3.84	11%
CH	V. OFELIA	200	TJ_400-2	BREASTING	EXPLOT. OCF	79.00	1.80	48%
CH	V. LOURDES	310	TJ_300	BREASTING	EXPLOT. OCF	69.00	1.55	52%
CH	V. LOURDES	310	TJ_400-1	BREASTING	EXPLOT. OCF	69.00	1.55	52%
CH	V. LOURDES	310	TJ_400-2	BREASTING	EXPLOT. OCF	58.00	1.09	62%
IE	V. NANCY	150	SN_000 1E	AVANCE	DESARROLLO	60.00	4.16	5%
IE	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	100	TJ_100	BREASTING	EXPLOT. OCF	80.00	1.90	43%
IE	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	100	TJ_000	BREASTING	EXPLOT. OCF	80.00	1.21	61%
IE	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	3950	TJ_-500	BREASTING	EXPLOT. OCF	79.00	2.52	29%
IE	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	150	TJ_000	BREASTING	EXPLOT. OCF	80.00	2.03	40%
IE	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	150	TJ_100	BREASTING	EXPLOT. OCF	80.00	1.20	61%
CH	V. ANDALUCIA 120 TECHO	4000	TJ_300	BREASTING	EXPLOT. OCF	79.00	1.57	55%
CH	V. ANDALUCIA 120 TECHO	4000	TJ_500	BREASTING	EXPLOT. OCF	79.00	1.60	54%
CH	V. PRINCIPAL	4000	TJ_-100	BREASTING	EXPLOT. OCF	76.00	1.76	48%
CH	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	4000	TJ_-300	BREASTING	EXPLOT. OCF	78.00	1.37	56%
CH	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	4000	TJ_-400	BREASTING	EXPLOT. OCF	78.00	1.37	56%
CH	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	4000	TJ_-600	BREASTING	EXPLOT. OCF	77.00	1.42	55%
CH	V. RAM.PISO 3 PRINCIPAL	4000	TJ_-700	BREASTING	EXPLOT. OCF	77.00	1.40	56%
MV	V. ELVA TECHO	175	SN_300	AVANCE	DESARROLLO	69.00	0.86	71%
MV	V. TERESA	175	TJ_400	BREASTING	EXPLOT. OCF	79.00	1.92	44%
MV	V. KARINA I	150	TJ_500	BREASTING	EXPLOT. OCF	80.00	0.60	81%
MV	V. SPLIT NE CARMEN	125	TJ_400	BREASTING	EXPLOT. OCF	48.00	1.70	38%
MV	V. LORENA	125	TJ_300	BREASTING	EXPLOT. OCF	60.00	2.80	18%
MV	V. OFELIA	125	TJ_-200	BREASTING	EXPLOT. OCF	60.00	3.78	11%
MV	V. OFELIA	125	TJ_-300	BREASTING	EXPLOT. OCF	60.00	3.78	11%
MV	V. ELVA PISO	75	TJ_000	BREASTING	EXPLOT. OCF	80.00	3.50	12%
MV	V. ELVA PISO	75	TJ_000 (1)	BREASTING	EXPLOT. OCF	80.00	2.05	41%
MV	V. ELVA PISO	175	TJ_200	BREASTING	EXPLOT. OCF	65.00	2.19	33%
MV	V. GABY	75	TJ_000	BREASTING	EXPLOT. OCF	80.00	1.70	51%
MV	V. GABY	75	TJ_100	BREASTING	EXPLOT. OCF	80.00	1.40	59%

Fuente: Mina-estudio

1.3 Justificación

La presente tesis cuenta con una base teórica aplicada a las operaciones binomiales de perforación y voladura de esta mina-estudio con el propósito de aportar conocimiento y solución para reducir la dilución. La trascendencia de este trabajo es implementar mejoras desde la perforación de los taladros en las labores de producción con buen corte, de tal manera que se obtenga una fragmentación adecuada como resultado de la voladura, inclusive si es posible sin dilución y con límites finales de estas labores.

Es fundamental enfatizar que para llevar a cabo estas operaciones mineras se ejecutan cumpliendo los estándares de seguridad y especial cuidado desde el traslado del polvorín a la labor minera y manipuleo de los explosivos.

1.4 Objetivos del estudio

1.4.1 Objetivo General

Aplicando el método matemático de O'hara se podrá controlar los factores que causan la excesiva dilución en labores de producción.

1.4.2 Objetivos Específicos

- Determinar el tipo de corte para las labores de producción.

- Usar el pre-corte convencional para proteger el macizo rocoso remanente.

1.5 Hipótesis

1.5.1 Hipótesis General

H1: La aplicación del modelo matemático de O'hara permite controlar los factores que causan la excesiva dilución (%) en las labores de producción de la operación minera subterránea.

1.5.2 Hipótesis Específica

H1A: Usando los cortes paralelos en las labores de producción se obtendrá una mejor cara libre.

H1B: El uso del pre-corte convencional permite proteger al macizo rocoso remanente a la labor minera en explotación.

CAPITULO II

MARCO TEORICO Y CONCEPTUAL

En este capítulo se enmarca la teoría en que se basa el desarrollo de la tesis de investigación aplicada, cuyo orden será cronológico y secuencial respecto al tema de la tesis.

2.1 Marco teórico

2.1.2 Antecedentes de la investigación

“Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting” by Lyndon Michael Clark (1992), The University of British Columbia. Esta tesis presenta los resultados de tres años de investigación que se centraron en minimizar la dilución. La investigación abarcó tanto el diseño de tajeos como la voladura de vetas angostas con taladros largos. El objetivo general de esta investigación fue mejorar los factores para controlar la dilución y proporcionar pautas para minimizar la dilución durante el proceso de

minado. Concluyendo que la estimación de la dilución con los métodos existentes de diseño de tajeos, se basa en las técnicas de diseño empírico, actualmente no existe un método de diseño general que pueda usarse para dimensionar los tajeos con un nivel aceptable de dilución. Los métodos existentes proporcionan solo medidas cualitativas de estabilidad, o son demasiado específicos de acuerdo con la geología de cada zona de trabajo.

“Minimising dilution in narrow-vein mines” by Penelope Clair Stewart (2005), Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland. La finalidad de este proyecto de tesis fue obtener una mejora en la capacidad de predecir el porcentaje de dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en comparación con el encordado convencional. Se logró realizar una comparación económica más precisa entre el mecanizado de los taladros largos y otros métodos de extracción de vetas angostas. Además, comprender las causas subyacentes de la dilución en la extracción de vetas angostas es un elemento esencial en la minimización de la dilución.

En los 485 casos-estudio analizados por Stewart, se observaron efectos secundarios en condiciones específicas, con los cuales se puede plantear una metodología para disuadir predicciones de estabilidad erróneas. Por consiguiente, para formular una hipótesis adecuada que logre predecir matemáticamente la inestabilidad en las vetas angostas con taladros largos, se

debe considerar, la distensión y sus efectos, como también el comportamiento del macizo rocoso afectado por el contacto y fricción. En consiguiente, en otros 115 casos-estudios sobre vetas angostas, se encontró que el diseño de voladura de rocas posee un efecto estadístico altamente significativo en el sobrefracuramiento de la roca. Por último, estos casos demostraron que las principales causas del porcentaje de dilución encontrado en la roca, depende de dos causas principales, la inestabilidad geotécnica y el sobrefracuramiento por la voladura.

“Reducing Selectivity in Narrow-Vein Mining through the Integration of Underground Pre-concentration” by A. Bamber et al. (1998). Department of Mining Engineering, University of British Columbia. Vancouver, Canadá. La investigación realizada por este estudio muestra como la tecnología de alta concentración se utiliza para mejorar la explotación de vetas angostas en la minería subterránea, puesto que permite mejorar el rendimiento utilizando métodos de minería mecanizada. A través de una simulación y métodos sistemáticos de ingeniería, la participación de la minería mecanizada en vetas angostas se fundamenta en las características, mineralogía, parámetros, grado, ritmo de extracción y costos operacionales del yacimiento. El principal problema yace en el tipo de roca sólida encontrada en las vetas angostas de esta mina canadiense. En estos yacimientos, debido a que las vetas necesitan una excavación profunda, se requieren incrementar los costos en las operaciones y

disminuir la ley del mineral obtenido, es decir que el porcentaje de dilución aumenta. A modo de ejemplo, este caso-estudio ha considerado a Falconbridge's Onaping Depth Deposit, el cual se sitúa en Sudbury, Ontario, con el fin de evaluar los impactos de la implementación de la tecnología de concentración alta, donde se logró reducir los costos en la extracción y producción por medio del rechazo a un 60% de dilución y la recuperación de más del 95% del mineral.

“Blast Simulation for Dilution Control” by S. H. Chung & K. Atherton (1998). Omai Gold Mines, Guyana. El objetivo principal de esta investigación fue reducir los costos de la voladura de rocas mientras se conserva la productividad en las operaciones de Omai Gold Mines, lo cual es posible lograr sin obstaculizar el control en la seguridad y calidad en los resultados de la voladura de rocas. Así mismo, uno de los problemas más relevantes en las operaciones de extracción minera de esta zona es la dilución del oro, la cual está presente en los cúmulos de rocas como resultado de una voladura. Según Chung, la dilución significa un impedimento para obtener el mineral es un estado de pureza viable para la compañía, es decir que la mayoría de casos, el macizo rocoso fracturado se encuentra mezclado, en diferentes grados y concentraciones, con las reservas de oro. Por lo tanto, Omai Gold Mines ha desarrollado una estrategia en sus procedimientos de voladura, como también extracción, para garantizar el control óptimo del grado de dilución y una producción conforme a los requerimientos mínimos de calidad. Los resultados del análisis digital de alta velocidad de la

voladura, muestran la viabilidad y utilidad de realizar una voladura controlada con un tajeo de 7.5 m en lugar de un tajeo de 5 m mediante un modelo de excavación en el bloque rocoso. Por un lado, se tiene la explosión de energía proveniente de un disparo primario, el cual genera el fracturamiento de grandes masas de rocas, cuya efectividad puede ser monitoreada.

Por otro lado, se muestran el análisis DMC, donde los componentes del desplazamiento horizontal y vertical de las rocas, cuya data fue calculada considerando un disparo 470-42 y un ángulo de elevación de estimado de 30°. Este método constata una reducción en los costos de extracción del mineral y la dilución mineral.

2.2 Marco conceptual

En esta sección se describen los conceptos más importantes que respaldan la presente tesis de investigación aplicada. La cual se basará en la data de la mina-estudio, como es el macizo rocoso, los accesorios de voladura, los diseños de los cortes o arranques de las labores mineras, las mallas de perforación y voladura, el pre-corte que se usará para obtener límites finales lisos y definidos de las labores mineras, etc.

2.2.1 Propiedades del macizo rocoso

a. Definición

En ingeniería de rocas, una de las definiciones más acertada es, como una matriz rocosa con sus propias características físicas-mecánicas (fallas, contactos, pliegues, rellenos, discontinuidades, resistencia tensional, resistencia compresiva, RQD, RMR, Q de Batton, cohesión, ángulo de fricción interna, etc.), la cual es heterogénea y anisotrópica.

Generalmente, en la explotación minera el macizo rocoso tiene un comportamiento totalmente aleatorio y anisotrópico, que el departamento de geomecánica debe estar en constante evaluación de la zona donde se está trabajando para extraer los minerales o abrir accesos, de tal manera de poder conocer con qué tipo de roca se cuenta para:

- Seleccionar la mezcla explosiva comercial
- El diseño de carga y,
- Principalmente el tipo de sostenimiento.



Figura 2,1 Macizo rocoso
Fuente: Mina-estudio

b. Características geomecánicas del macizo rocoso

A nivel mundial se hace uso de la caracterización geomecánica para clasificar los diferentes tipos de roca en las labores mineras donde se esté trabajando. Estos investigadores postularon sus modelos matemáticos, tales como:

D. Deere con su RQD cuando existen testigos se puede usar este sistema de clasificación del macizo rocoso. Pero, también existen otros investigadores que han postulado su RQD cuando no se cuente con testigos como Palmström en 1982 y Priest and Hudson en 1976, este último es exponencial. Este modelo matemático clasifica al macizo rocoso en 5 tipos de roca que va desde 0 a 100.

El RMR (Rock Mass Rating) 1979 por Bieniawski. Este modelo matemático clasifica al macizo rocoso en 5 tipos de roca que va desde 0 a 100. Esta

caracterización ingenieril de los macizos rocosos utiliza 6 parámetros, todos los cuales son medibles en el campo; y también pueden ser obtenidos de la base de datos (laboratorios), tales como:

- Resistencia compresiva uniaxial del macizo rocoso (S_c).
- Designación de calidad de roca (RQD)
- Espaciamiento de las discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condición de agua subterránea.
- Orientación de las discontinuidades.

El sistema Q postulado por Nick Barton. Este modelo matemático clasifica al macizo rocoso en 9 tipos de roca que va desde 0.001 a 1000. Barton considera seis parámetros para definir la calidad de un macizo rocoso, que son los siguientes:

- RQD: Parámetro definido por Deere (1964)
- J_n : Número de contactos.
- J_r : Numero de rugosidades.
- J_a : Numero de alteración
- J_w : Condición de agua subterránea
- SRF: Factor de reducción del esfuerzo (stress reduction factor).

Dentro del conjunto de labores u operaciones mineras que se realiza en esta mina-estudio, se brinda un seguimiento constante a través de informes técnicos que detallan mejoras, como por ejemplo implementaciones de nuevos procesos en la perforación y voladura en diferentes sectores o inmediaciones de la mina. Por esta razón, previo a cualquier disposición de la gerencia, es preciso analizar la roca encontrada en el yacimiento, y clasificarlo según el tipo de material, la calidad, el color, RMR, entre otras características. Este análisis se puede observar en las siguientes figuras del mapeo geomecánico correspondiente a la clasificación del tipo de roca encontrado en las vetas de esta mina-estudio.

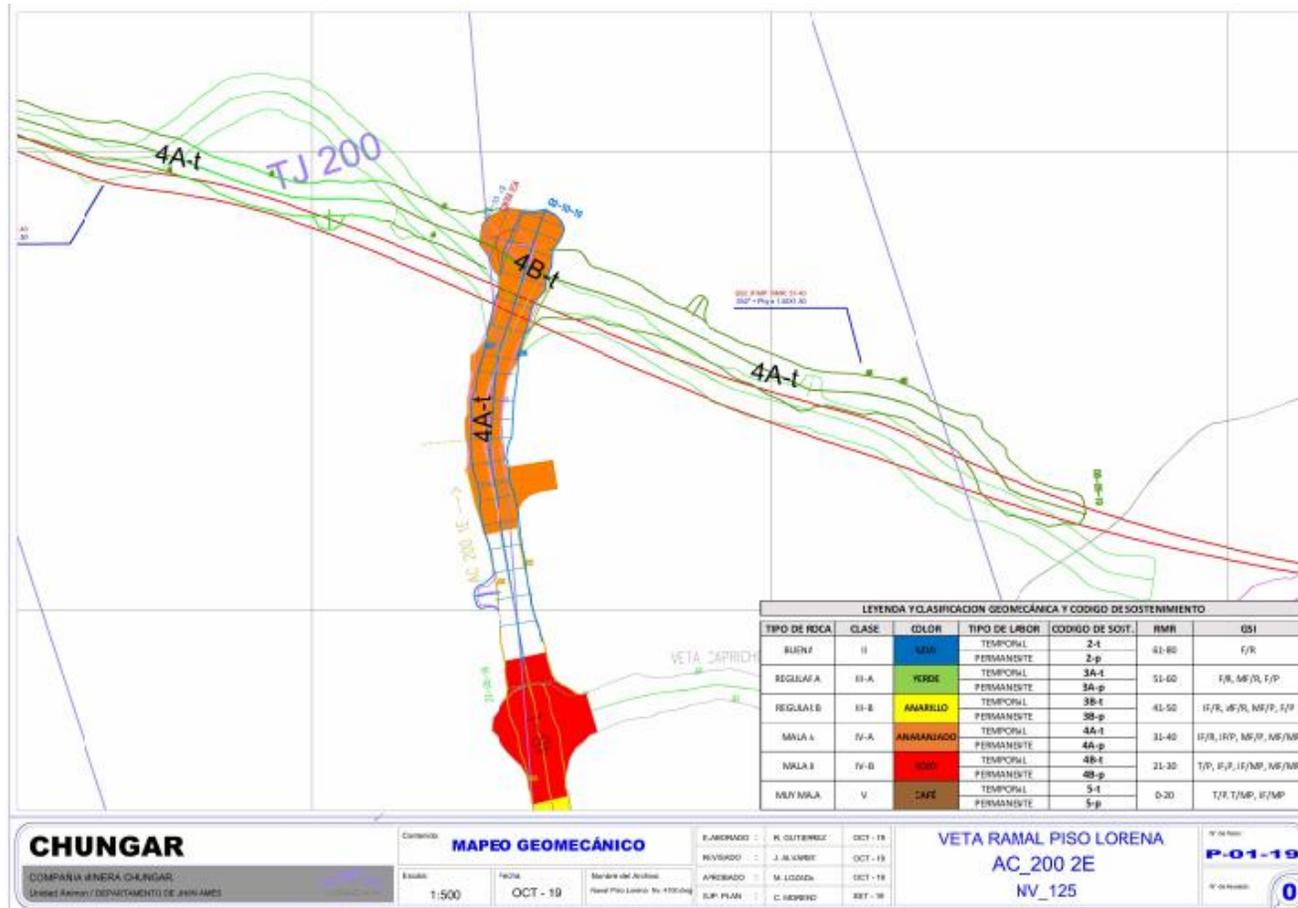


Figura 2,2 RMR de Veta Ramal piso Lorena
Fuente: Mina-estudio

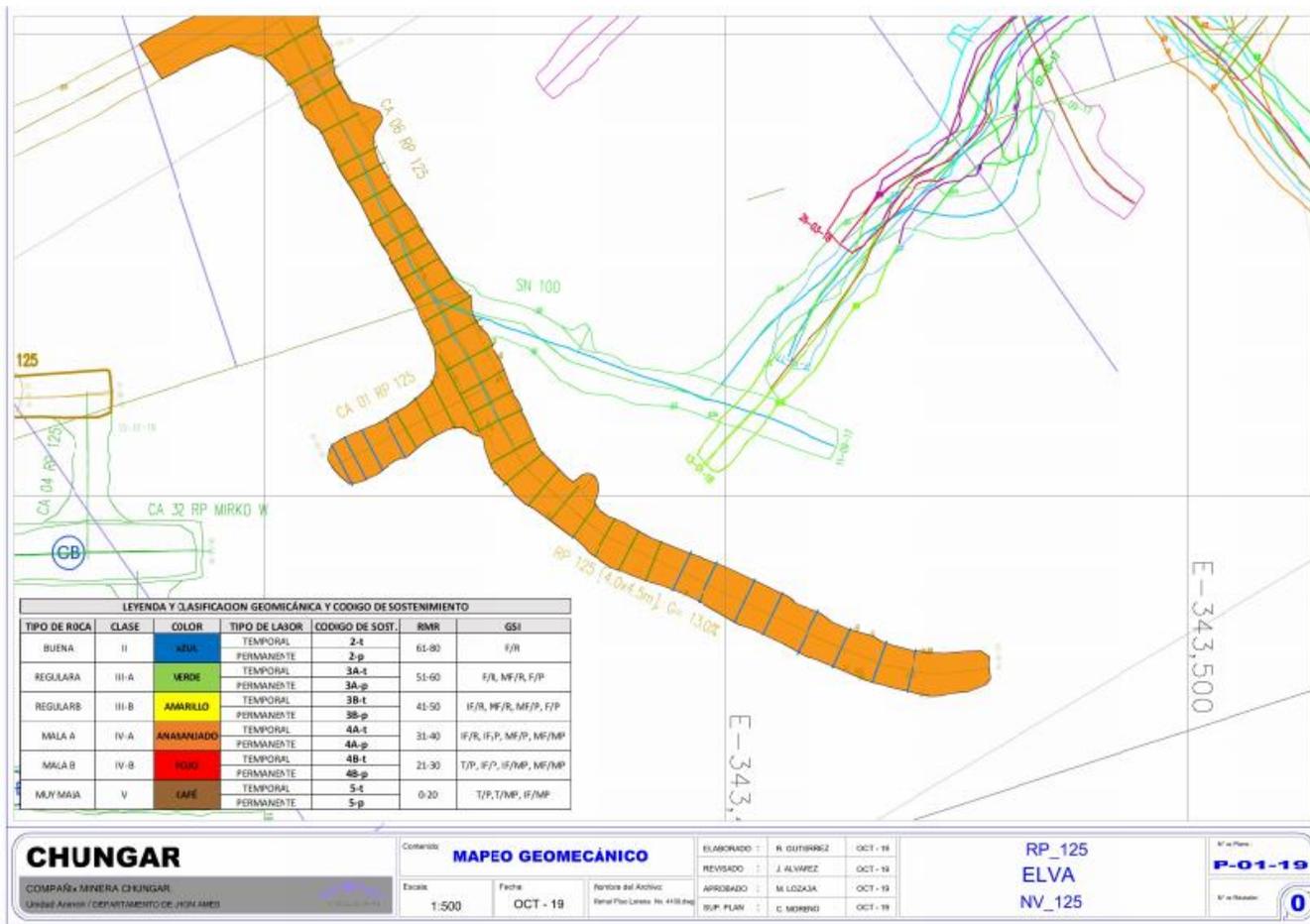


Figura 2,3 RMR Veta Elva
 Fuente: Mina-estudio

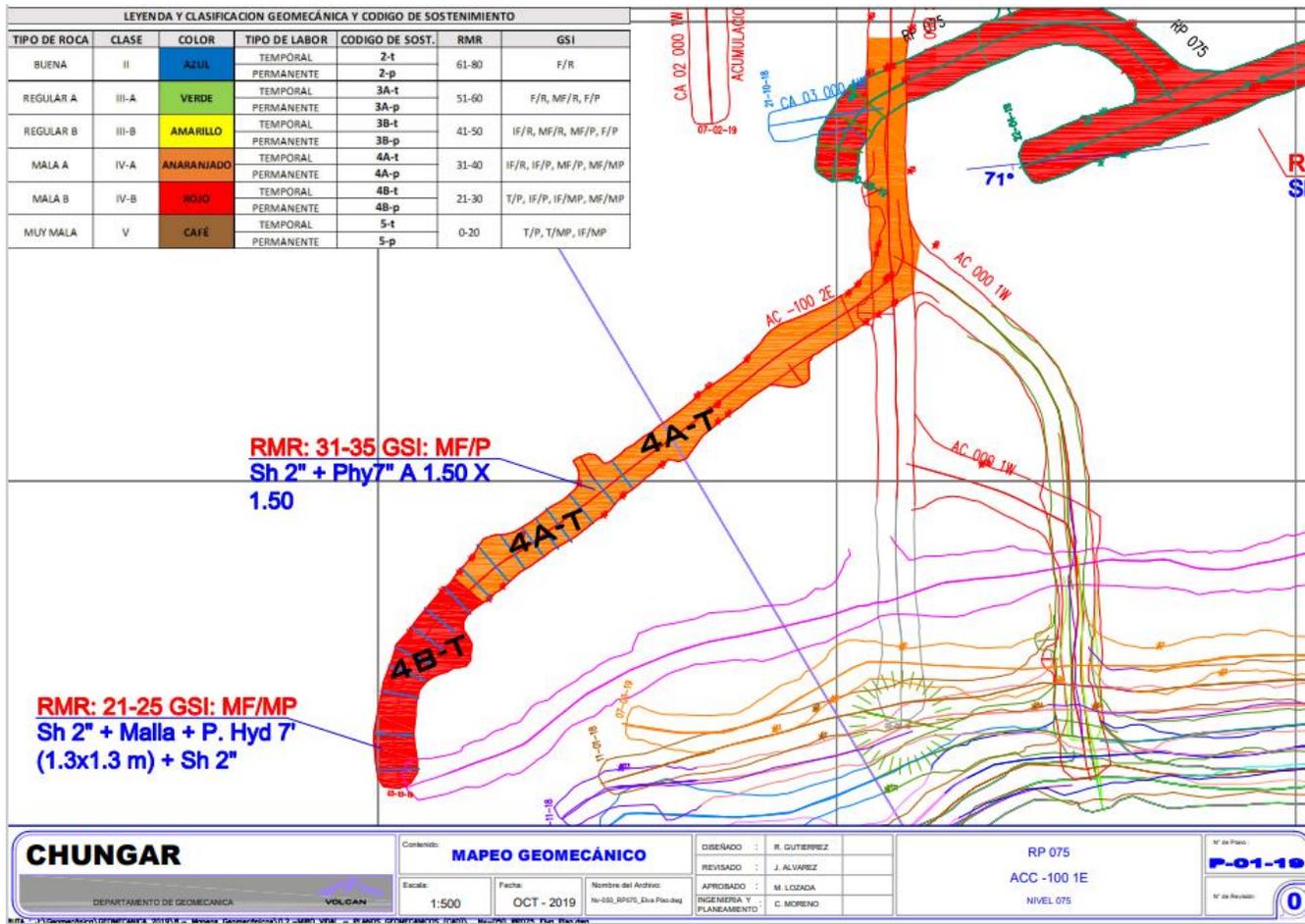


Figura 2,4 RMR RP075 Acceso 1001E
Fuente: Mina-estudio

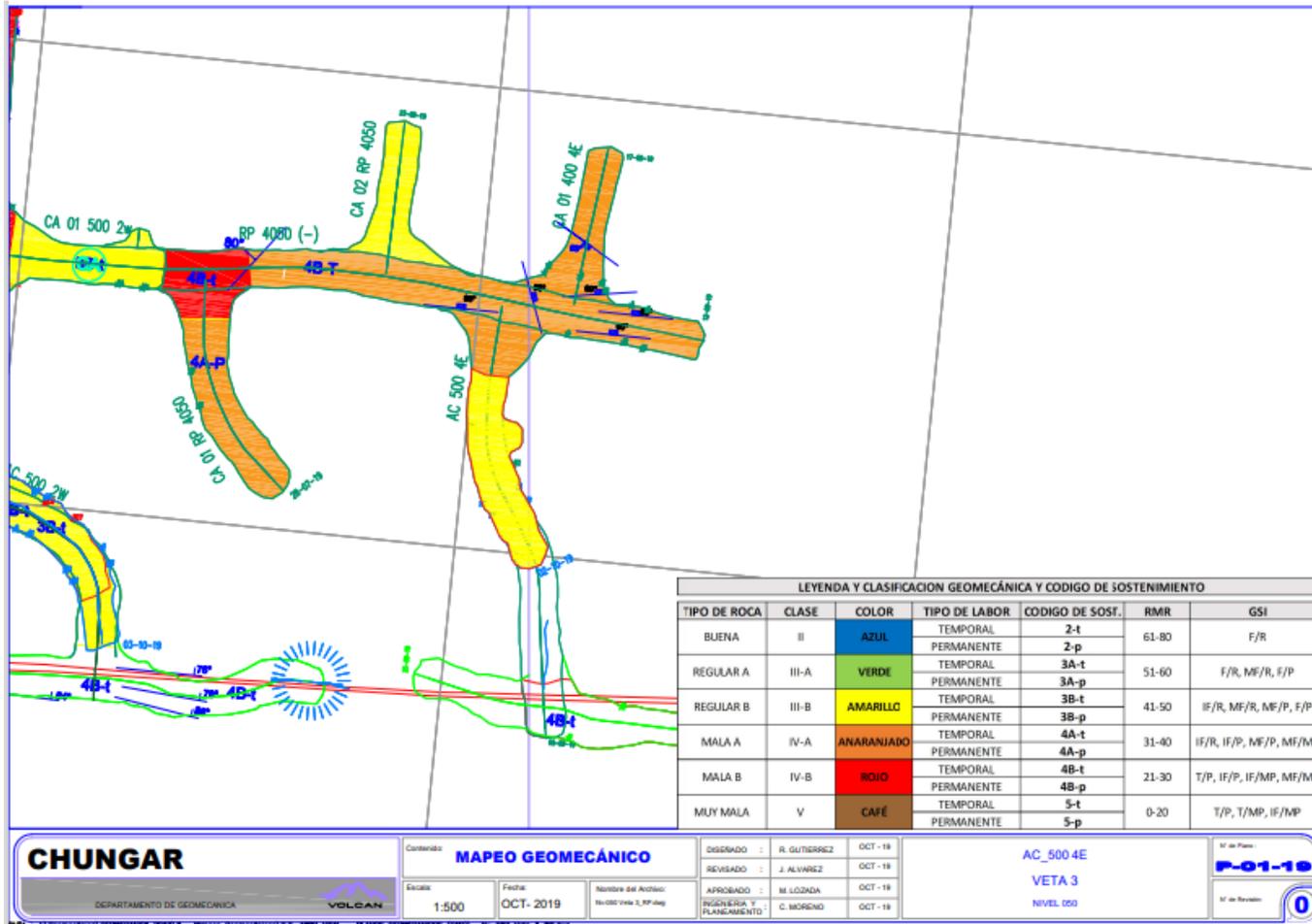


Figura 2,5 RMR Veta 3
Fuente: Mina-estudio

Como se puede observar en las figuras anteriores del mapeo geomecánico de estas vetas, la clasificación del tipo de roca cambia por más que sea en la misma unidad minera. Entonces, se reafirma que el macizo rocoso es totalmente aleatorio en cuanto a sus propiedades físico-mecánicas.

2.2.2 Explosivos y accesorios de voladura

Respecto a la ingeniería de explosivos han escrito eruditos en esta materia, como el Ph. D Melvin Cook y sus estudiantes que tuvieron la oportunidad y fortuna de tener un genio de esta talla como profesor. Entonces, conseguir una buena fragmentación como resultado de una voladura de rocas, requiere aplicar metodologías sobre la ingeniería de explosivos, es decir una metodología correcta y segura sobre el uso de mezclas explosivas comerciales y accesorios de voladura.

Por un lado, los explosivos que se emplean en las operaciones mineras son principalmente aquellas mezclas compuestas por oxidantes y combustibles y algunas MEC de la última generación tiene como ingrediente a los emulsificantes.



Figura 2,6 Primer de emulsión con fanel
Fuente: Mina-estudio

a. Definición

Mezcla explosiva comercial: Están compuestas por oxidantes y combustibles. Entre los oxidantes más usados se tienen los siguientes: AN, SN, CO_3Ca , etc. Entre los combustibles, se pueden mencionar los siguientes: Petróleo, aluminio, carbón, propano, nitro metano, gas, etc. Para sensibilizar los ingredientes antes mencionados generalmente se usan explosivos intrínsecamente explosivos, tales como: nitroglicerina, trinitrotolueno, pentrita, nitrocelulosa, acida de plomo, etc. (Clases de Voladura de Rocas por Carlos Agreda).

Accesorio de Voladura de Rocas: Son todos aquellos dispositivos requeridos para iniciar y/o retardar las mezclas explosivas comerciales (MEC) por métodos adecuados y aprobados. (Clases de Voladura de Rocas por Carlos Agreda).



Figura 2,7 Clasificación de las MEC
Fuente: FAMESA

b. Clasificación general

En general, las mezclas explosivas comerciales se clasifican en:

- **Bajos explosivos:** los cuales no están conformados por ingredientes intrínsecamente explosivos, esto se caracterizan por deflagran o combustionan.
- **Los agentes de voladura:** son las MEC que en su composición no llevan ningún explosivo intrínsecamente explosivo y pero que al mezclarse sus ingredientes se convierten en un explosivo.
- **Altos explosivos:** son las MEC que en su composición si llevan un explosivo intrínsecamente explosivo y que para su iniciación se requiere de un fulminante común.

c. Explosivos y accesorios usados en la mina-estudio

En este caso, el tipo de explosivo que se utiliza en las operaciones de esta mina-estudio es la emulsión encartuchada como el emulex y emulnor. Por tanto, se puede contemplar los diferentes tipos de emulsión utilizados según sus especificaciones técnicas:

Tabla 2,1 Emulsiones utilizadas en mina-estudio

Emulsión	Muestra
Emulex	EX45% 1 ¼ x 12
	EX-45% 1 1/8 x 12
	EX-80% 1 ½ x 12
	EX-80% 1 ¼ x 12
	EX-65% 1 1/8 x 12
	EX-65% 1 ¼ X 12
Emulnor	E-3000 1 ½ X 12
	E-3000 1 ¼ X 12

Fuente: Elaboración propia

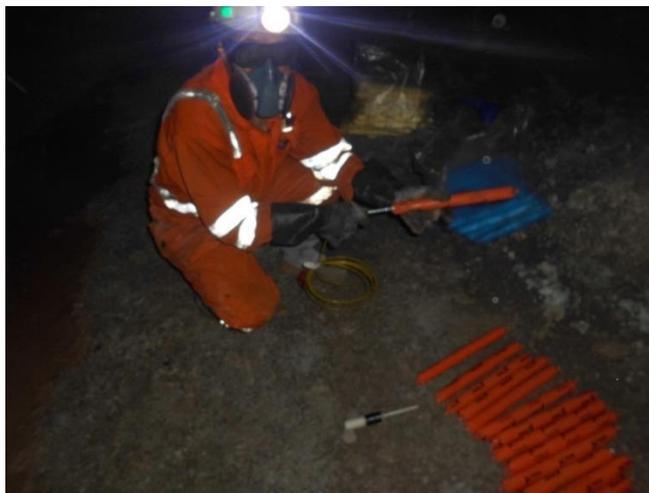


Figura 2,8 Cebado de emulsión
Fuente: Mina-estudio

Entonces, la emulsión pertenece a las mezclas explosivas comerciales de última generación invitadas por el Dr. M. Cook, la emulsión que se usa en estas operaciones mineras son las emulsiones sensibilizadas físicamente; y se define como: una dispersión coloidal de una fase combustible (Fuel Oil, wax) en una solución salina (AN, SN, CaNO_3 , H_2O); para impedir que se asienten al quedar en reposo, se agregan pequeñas cantidades de agentes emulsificantes (monometilaminas, sulfuros y ácidos sulfúricos de cadena larga o coloidales liofílicos). (Clases de Voladura de Rocas por Carlos Agreda).



Figura 2,9 Emulsión con fanel
Fuente: Mina-estudio

Se utiliza el sistema de iniciación no eléctrico y en cuanto a los accesorios de voladura, más comunes usados en diferentes operaciones mineras del mundo son: mecha de seguridad, cordón detonante, fulminantes, fanel, nonel, retardos entre otros. Las estadísticas de las labores de producción de esta mina-estudio sugieren que la mecha rápida, el cordón detonante y sistemas combinados con mecha de seguridad, son los principales accesorios de voladura de rocas empleados por el personal encargado de la voladura de rocas de esta mina subterránea. Las especificaciones técnicas de estos dispositivos son:

Tabla 2,2 Accesorios utilizados en mina-estudio

Sistema De Iniciación	Descripción
Mecha Rápida	Está compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico.
Cordón Detonante	Está formado por un núcleo de pentrita (PETN), el cual está recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico.
Carmez 7'	Está compuesto por los siguientes componentes: un Fulminante Común N° 8, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para Mecha Rápida y un dispositivo para sujetar.
Cordon Detonante Britacord 80gr (100 Mts)	Está conformado por un cordón de 10 gr/m reforzado con hilos adicionales que aumentan la resistencia a la tracción con relación al no reforzado del mismo gramaje.

Fuente: Elaboración propia

2.2.3 Diseño de cortes

Es necesario conseguir una homogeneidad adecuada y una buena fragmentación como resultado de la voladura de rocas, para obtener una alta producción y eficiencia en las demás operaciones mineras unitarias que conforman el ciclo total de minado, lo cual implica un costo viable para las operaciones (US\$/Tm).



Figura 2,10 Corte con 4 taladros vacíos
Fuente: Mina-estudio

a. Definición

En minería subterránea se crea la cara libre llamado corte o arranque. Entonces, en el corte se perforan taladros que no serán cargados, los cuales proporcionan la cara libre donde los taladros cargados que conforman el corte detonarán en esa dirección buscando la cara libre más cercana, donde las ondas compresivas se reflejan y se refractan, fracturando estas últimas el macizo rocoso. Por esa razón es fundamental explicar los tipos de cortes usados en las labores subterráneas de esta mina-estudio para obtener una correcta voladura de rocas.



Figura 2,11 Corte con taladros paralelos
Fuente: Mina-estudio

b. Clasificación de los cortes

Agreda, C. en el curso Voladura de Rocas clasifica a los cortes en 3 tipos:

- Cortes angulares
- Cortes paralelos y,
- Cortes híbridos

Enfatizando que se debería usar los cortes paralelos por sus grandes ventajas y en especial el corte con taladro vacío de mayor diámetro, el cual da excelentes resultados.

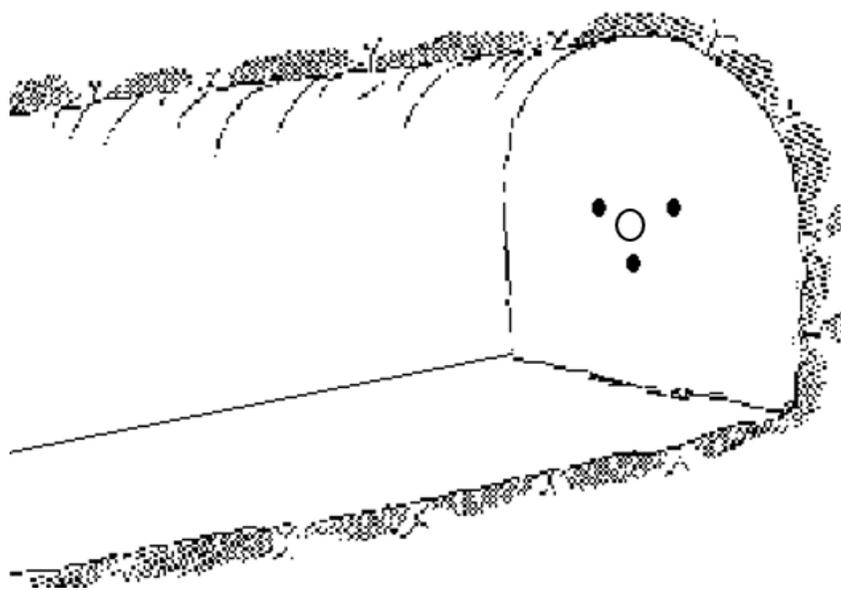


Figura 2,12 Corte con taladro vacío de mayor diámetro
Fuente: Curso de Voladura de Rocas

c. Selección del tipo de corte

Actualmente en la mina-estudio subterránea se utilizan los cortes paralelos en las labores mineras de producción, puesto que los operadores de los jumbos perforar los taladros paralelos con mayor destreza.

A continuación, se puede observar a modo de ejemplo la siguiente labor minera, donde se hace uso de una plantilla para perforar los taladros, los cuales tienen una secuencia de salida para un frontón:

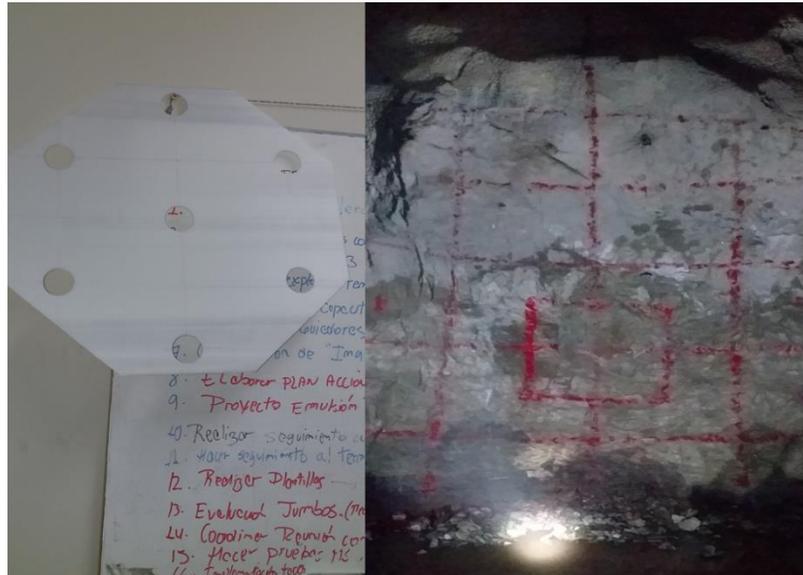


Figura 2,13 Plantilla y pintado de malla
Fuente: Mina-estudio



Figura 2,14 Cortes paralelos en frontón
Fuente: Mina-estudio

Actualmente a fin de mejorar se propuso nuevas mallas de perforación y voladura con taladros paralelos; para el corte o arranque se usan 4 taladros vacíos con un diámetro de 102mm y los 3 taladros cargados con un diámetro de 48mm. En las labores mineras, los cortes paralelos son utilizados porque presentan las siguientes ventajas:

- Fragmentación adecuada del macizo rocoso post voladura, facilitando el carguío y acarreo del material.
- Avance considerable por disparo.
- Es prescindible perforistas altamente capacitados.
- En la mayoría de los cortes, para la cara libre los taladros sin cargar son de mayor diámetro que los taladros de producción, obteniéndose buenos resultados en términos de fragmentación.

PERFORACIÓN Y VOLADURA - DISEÑO DE MALLA

Sección 3.5 m x 4.0 m / **RMR 20-30**

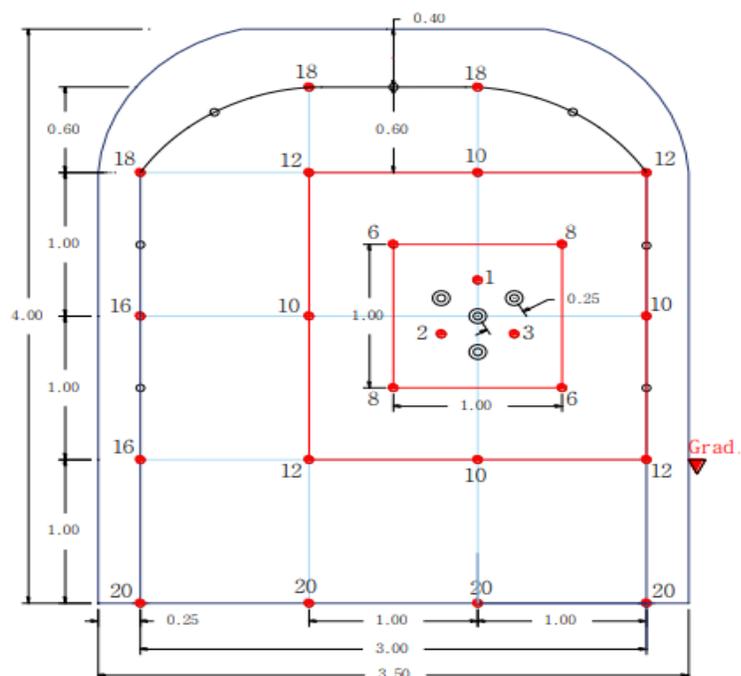


Figura 2,15 Nueva mallas B x S
Fuente: Mina-estudio

2.2.4 Mallas de perforación y voladura

a. Impacto de la perforación

Se puede decir que un correcto diseño y uso de métodos de explotación subterránea puede significar una operación eficiente en su conjunto. En la minería actual, esto implica una reducción de costos operacionales con una adecuada fragmentación de la roca, como resultado de la voladura. Así mismo, estos impactos de la voladura pueden observarse en la cantidad de producción del mineral fragmentado.

La operación minera unitaria de perforación impacta directamente a los resultados de la voladura. Es por ello, que esta primera operación minera debe contar con operadores entrenados y capacitados continuamente, quienes deben perforar los taladros con el paralelismo, profundidad y dirección diseñada, así como también debe contar con la operatividad eficiente de los equipos de perforación (jumbos) es fundamental, para lograr obtener una adecuada fragmentación como resultado de la voladura de rocas, esto se reflejara con la continuidad de las operaciones mineras de carguío y acarreo de material fragmentado.

A continuación, la disponibilidad y confiabilidad de equipos con que cuenta la contrata que realiza esta operación minera de perforación: la vida útil de los jumbos con los que se cuenta para la operación sobre pasan los 5 años, esto trae inconvenientes con la confiabilidad de los mismos, afectando los tiempos de perforación, disponibilidad de equipos con adecuada longitud de barreno para avances y el ciclado operativo.



Figura 2,16 Perforación de frente con jumbo
Fuente: Mina-estudio

Si bien es cierto los jumbos que presentaron inconvenientes operativos durante los meses de enero y febrero, estos fueron arreglados. A continuación, se describen los equipos jumbos:

El jumbo 36: presentó varios inconvenientes de operatividad, tales como: Falla sistema de avance, no regula perforación, quedo inoperativo por diafragma tubular, inoperativo x componentes internos de perforadora, se cambió stop rin y rot bushing, se instala alarma de retroceso, Inoperativo, desmontaje de cilindro de levantamiento, desmontaje de cilindro de avance de la perforadora, se encuentra hilos rotos y deformados golpea el tope del vástago, Inoperativo, se

realizó correctivos, limpieza válvulas sistema de avance, se estandarizó manguera 1er tramo de perforadora, inoperativo por cable de avance, etc.

El jumbo 45: presentó problemas de arranque y con el barrido. Problema eléctrico en línea de alimentación 440. El 28/01 Queda inoperativo por manguera de avance, problemas de movimiento de brazo y motor diésel, Inoperativo, manguera n° 8 x 3m, se cambió manguera 16 x 3.2m, falta de compresora, pistón embolo, Fuga de aceite por tapa de cilindro de avance etc.

Jumbo 53: Inoperativo. Sistema hidráulico de avance, Inoperativo, por secuencia de fase, Inoperativo, revisión de contrabalanceses de brazo de levante, problemas de imprecisiones, se rompió manguera de combustible, se instaló manguera del jum-54.

Jumbo 54: Falla de compresor, falla en el sistema eléctrico del tablero de alimentación en Lorena 075, Inoperativo, por acero. Rock tools, Falla de motor eléctrico de arranque, No arranca motor diésel, parado de emergencia.

Los jumbos que se encuentran en esta unidad minera, para la operación de perforación como ya se mencionó anteriormente sobre pasan los 5 años de vida útil, representado inconvenientes con la confiabilidad de los mismos, afectando los tiempos de perforación y retrasando el ciclo operativo; así mismo, se

evidencia baja disponibilidad mecánica de equipos por diferentes fallas mecánicas que tienen en el día a día. Es importante mencionar que se tiene un equipo con una barra de perforación que no está de acuerdo al estándar de longitud de perforación (14 pies) y estándar de longitud de perforación efectiva (13 pies).



Figura 2,17 Perforación de corte
Fuente: Mina-estudio



Figura 2,18 Perforación de frontón
Fuente: Mina-estudio

Se realizó el análisis de la información con ayuda de la herramienta de base de datos COGNUS, la cual es llenado por el área de productividad en base a los reportes de equipos diarios entregados por los mismos operadores; resultando de este análisis la disponibilidad y utilización de los jumbos reales.

En la figura siguiente se muestra la disponibilidad mecánica y utilización de equipo (jumbo) durante los meses de enero y febrero de 2019.

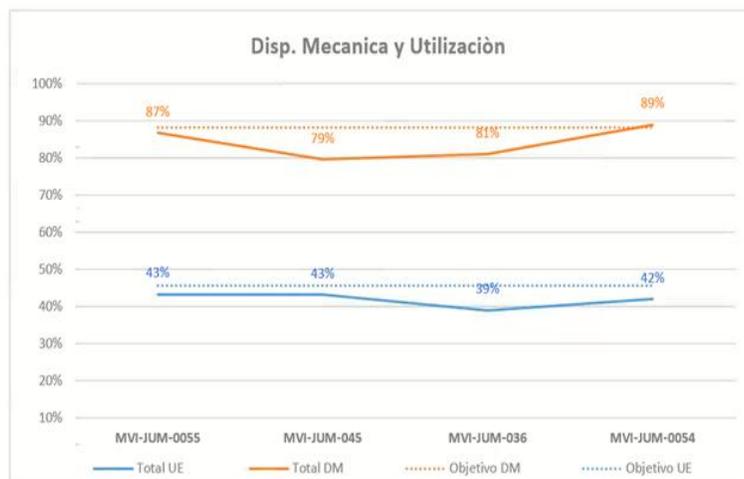


Figura 2,19 Disponibilidad mecánica y utilización de equipo
Fuente: Mina-estudio

b. Mallas propuestas

Puesto que las operaciones unitarias de perforación y voladura de la mina-estudio son subterráneas, es importante llevar a cabo un correcto diseño de los disparos primarios con la finalidad de obtener una adecuada fragmentación de rocas donde sea posible reducir los costos operacionales. Estas operaciones de producción se llevan a cabo en los frentes de trabajo, las cuales se explican a continuación:

Frontón o frente de trabajo.

En esta mina estudio, se tiene frentes de trabajo de 3.5m x 4.0m, estos taladros se perforan con brocas de 48mm de diámetro y rimadora de 4 pulgadas de diámetro, los cuales sirven como cara libre y no se cargan con explosivo.

Los tipos de roca con rangos de acuerdo con la clasificación de Bieniawski del RMR están en: 21 - 30, 31 - 40, 41 – 50, cuyo número de taladros cargados y vacíos que se han diseñado en estos frentes de trabajo, se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 2,3 Frontón tipos de roca y cantidad de taladros.

Labor	Unid	13'	12'	11'
Frontón 3.5m x 4m (RRM 20- 30)				
Tal. cargados	Unid	24	24	24
Tal. rimados	Unid	4	4	4
Frontón 3.5m x 4m (RRM 30- 40)				
Tal. cargados	Unid	32	32	32
Tal. rimados	Unid	4	4	4
Frontón 3.5m x 4m (RRM 40- 50)				
Tal. cargados	Unid	36	36	36
Tal. rimados	Unid	4	4	4
Frontón 4m x 4m (RRM 20- 30)				
Tal. cargados	Unid	33	33	33
Tal. rimados	Unid	4	4	4
Frontón 4m x 4m (RRM 30- 40)				
Tal. cargados	Unid	34	34	34
Tal. rimados	Unid	4	4	4
Frontón 4m x 4m (RRM 40- 50)				
Tal. cargados	Unid	39	39	39
Tal. rimados	Unid	4	4	4
Frontón 4m x 4.5m (RRM 20- 30)				
Tal. cargados	Unid	35	35	35
Tal. rimados	Unid	4	4	4
Frontón 4m x 4.5m (RRM 30- 40)				
Tal. cargados	Unid	39	39	39
Tal. rimados	Unid	4	4	4
Frontón 4m x 4.5m (RRM 40- 50)				
Tal. cargados	Unid	42	42	42
Tal. rimados	Unid	4	4	4
Frontón 3.2m x 3.8m (RRM 30- 40)				

Tal. cargados	Unid	31	31	31
Tal. rimados	Unid	4	4	4
Frontón 3.2m x 3.8m (RRM 20- 30)				
Tal. cargados	Unid	24	24	24
Tal. rimados	Unid	4	4	4
Taladro de producción diámetro 48mm				
Taladro de vacíos diámetro 102mm				

Fuente: Elaboración propia

La obtener mejores resultados en la perforacion se hicieron plantillas, las cuales sirven para pintar el corte el la labor de trabajo y que el perforista se guie con esta plantilla.

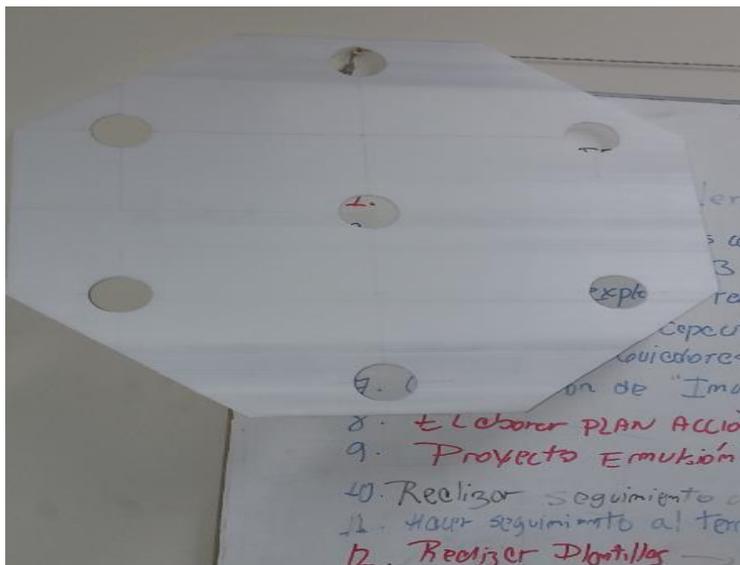


Figura 2,20 Plantilla de malla
Fuente: Mina-estudio



Figura 2,21 Pintado de mallas y perforación
Fuente: Mina-estudio

La variable crucial en la fragmentación del macizo rocoso es la variable controlable llamada burden y espaciamento, cuya definición es la siguiente:

Burden (B): El burden se refiere a la variable más importante. E es la distancia medida perpendicularmente desde el centro de gravedad de una mezcla explosiva cargada dentro de un taladro hacia la cara libre más cercana y es probable que en esta dirección suceda el desplazamiento de la masa rocosa.

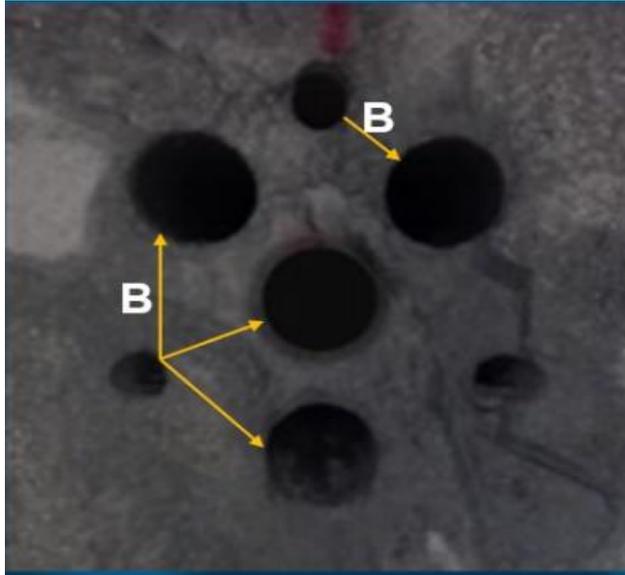


Figura 2,22 Corte indica el burden
Fuente: Mina-estudio

Espaciamiento (S): El espaciamiento es la distancia entre los taladros de una misma fila. Los resultados en el campo afirman que el espaciamiento siempre será igual o mayor que el burden. También, la ISEE (International Society of Explosives Engineers) ha propuesto la dimensión de espaciamiento “óptimo” oscilará entre el rango de 1 y 1,5 veces el burden. Esto puede observarse en la siguiente expresión matemática.

$$S = 1.15 \cdot B$$

Donde:

S: espaciamiento (feet)

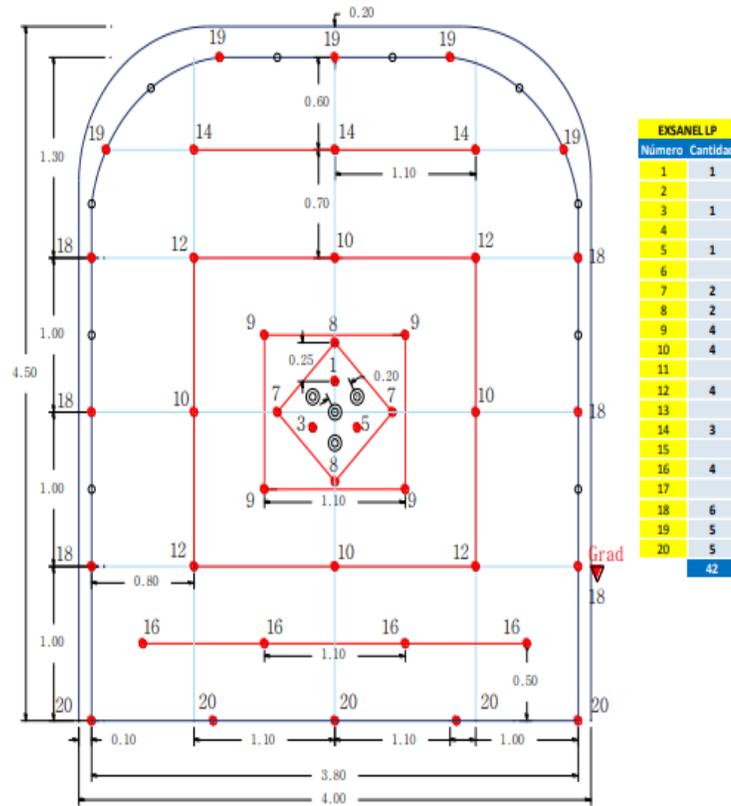
B: burden (feet)

c. Diseño de carga

El diseño de una voladura puede modificarse cuando sea necesario para compensar las condiciones geológicas que se presentan en la zona de trabajo y también dependiendo del tipo de roca que se encuentre a medida que avance la labor minera (Calvin & Konya, 1998).

Una vez realizada la perforación de los taladros previamente diseñados, se procede a diseñar la cantidad de explosivo que debe cargarse en cada taladro, así como el sistema de iniciación no eléctrico que se usa en esta mina-estudio.

Sección 4.0 m x 4.5 m / RMR 40-50



PERFORACIÓN	UND	13 pies	12 pies	11 pies
Longitud Perforación	m.	3.85	3.55	3.25
Taladros Cargados	und.	42	42	42
Taladros Rimados	und.	4	4	4
Diámetro Broca	mm.	48	48	48
Diámetro Rimadora	pulg.	4	4	4

VOLADURA	UND	13 pies	12 pies	11 pies
Emulex 80 1 1/4 x 12"	cart.	345	321	297
Emulex 65 1 1/4 x 12"	cart.	187	169	151
Emulex 45 1 1/8 x 12"	cart.	0	0	0
Total Explosivo	kg.	135.0	124.4	113.9
Cordón Detonante SP	m.	25	25	25
Mecha Rápida	m.	0.2	0.2	0.2
Exsanel LP	prs.	42	42	42
Det. Ensamblado 7	prs.	2	2	2

UBICACIÓN DE TALADROS		DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA									
		13 pies			12 pies			11 pies			
		Emulex 80	Emulex 65	Emulex 45	Emulex 80	Emulex 65	Emulex 45	Emulex 80	Emulex 65	Emulex 45	
Arranque	3	15			14			13			
1ª Ayuda	4	14			13			12			
2ª Ayuda	4	13			12			11			
3ª Ayuda	4	13			12			11			
4ª Ayuda	4	13			12			11			
Ayda corona	3	1	11		1	10		1	9		
Ayda arrastre	4	1	11		1	10		1	9		
Cuadrador	6	1	10		1	9		1	8		
Corona	5	1	10		1	9		1	8		
Arrastre	5	14			13			12			
TOTAL	42	345	187	0	321	169	0	297	151	0	0

Figura 2,23 Diseño de carga
Fuente: Mina-estudio



Figura 2,24 Carguío de explosivos
Fuente: Mina-estudio

d. Cronograma de voladura

En la mina-estudio se realiza las reuniones de protocolo a horas de 5:00 am o 5:00 pm, la cual tiene una duración de 45 minutos. En dicha reunión se informa las zonas de disparos, radio de influencia de estas. Información que deberá ser escrita en el cuaderno implementado para tal fin; en este cuaderno también debe ser firmado por los participantes de dicha reunión. En base a esta información se establecerá los responsables y la secuencia de iniciación de los disparos.



Figura 2,25 Reunión de protocolo
Fuente: Mina-estudio

Por seguridad y responsabilidades se tendrá implementado un formato de denominado “Notificación de Voladura” el cual deberá contener la siguiente información:

- Responsables
- Ubicación de vigías
- Croquis y/o planos
- Circuito de ventilación

Este formato deberá ser llevado por los asistentes de la reunión de protocolo de voladura tanto de compañía y empresas contratistas donde figura el personal involucrado en esta operación minera, dando a conocer la información antes consignada y verificando la conformidad de estos.

También, se estableció los horarios de los disparos en interior de mina, estos deberán ser respetados a cabalidad y serán los siguientes:

- Primera guardia 7:00 a.m.
- Segunda guardia 7:00 p.m.

En cuanto a los responsables de la voladura, se estableció lo siguiente:

Líder y/o Personal de la Labor: Debe cumplir con las coordinaciones dadas durante la reunión de Protocolo de Voladura; en señal de conocimiento deberá de firmar el formato de “Notificación de voladura”.

Jefes de guardia de compañía y contratistas: El jefe de guardia de compañía será quien debe liderar la reunión de Protocolo de Voladura y los jefes de guardia de las empresas contratistas son responsables de comunicar al personal involucrado respecto a las coordinaciones dadas en la reunión de Protocolo de Voladura.

Superintendente de Mina: Monitoreará y exigirá el cumplimiento de este estándar.

NOTIFICACIÓN DE VOLADURA		
Área / Lugar: Mina Tj-200 María Rosa Fecha: 14-09-14 Turno: D/M Horario de chispeo: 7:00 P.M.		
UBICACIÓN DE VIGIAS Y ZONAS DE VOLADURA Tj-200 MARIA-ROSA		
ACCIONES: Designar puntos de vigia: S. Establecer secuencia de voladura: S. Bloqueo de todos los puntos de acceso con vigias: S.		
RESPONSABLES DE CHISPEO:		
Cargo	Nombres y Apellidos	Firma
Jefe de Guardia	Javier Debi	[Firma]
Vigia N° 01	Alfonso Comas	[Firma]
Vigia N° 02	Agustín Delgado	[Firma]
Vigia N° 03		
Vigia N° 04		
Vigia N° 05		
Vigia N° 06		
Vigia N° 07		
Lider Labor 1	Alfonso Comas	[Firma]
Lider Labor 2		
Lider Labor 3		
Lider Labor 4		
LABORES AFECTADAS Labor 1: Ninguna Labor 2: Labor 3: Labor 4:		
COORDINACIONES DE DISPARO - de Chispa y Zona de Voladura		
JEFE DE ZONA / JEFE DE GUARDIA [Firma]		AREA DE SEGURIDAD [Firma]

Figura 2,26 Notificación de voladura en Tj 200
Fuente: Mina-estudio

NOTIFICACIÓN DE VOLADURA Rp-125		
Área / Lugar: Mina - Rp 125 (H) Fecha: 16-09-14 Turno: D/M Horario de chispeo: 7:00 P.M.		
UBICACIÓN DE VIGIAS Y ZONAS DE VOLADURA Rp-125		
ACCIONES: Designar puntos de vigia: S. Establecer secuencia de voladura: S. Bloqueo de todos los puntos de acceso con vigias: S.		
RESPONSABLES DE CHISPEO:		
Cargo	Nombres y Apellidos	Firma
Jefe de Guardia	Walter Tobar	[Firma]
Vigia N° 01	Vilma Noel Sánchez Rueda	[Firma]
Vigia N° 02	Agustín Comas	[Firma]
Vigia N° 03	Vicente Calderón	[Firma]
Vigia N° 04		
Vigia N° 05		
Vigia N° 06		
Vigia N° 07		
Lider Labor 1	Esmeralda Cruz	[Firma]
Lider Labor 2		
Lider Labor 3		
Lider Labor 4		
LABORES AFECTADAS Labor 1: Labor 2: Labor 3: Labor 4:		
COORDINACIONES DE DISPARO - Coordinar los puntos de bloqueo por el objetivo. - Respetar el horario de bloqueo		
JEFE DE ZONA / JEFE DE GUARDIA [Firma]		AREA DE SEGURIDAD [Firma]

Figura 2,27 Notificación de voladura en Rp 125
Fuente: Mina-estudio

2.2.5 Pre-corte convencional

El método de pre-corte convencional, es uno de los modelos matemáticos de la voladura controlada que es más comúnmente usado por su fácil aplicación; resulta ser muy comúnmente utilizado en las operaciones mineras y en cualquier tipo de roca, con el fin de crear un plano de falla y no malograr la roca circundante a la labor minera.

a. Definición

La investigación realizada por el Dr. Agreda (2001) explica la metodología de pre-corte convencional, el cual consiste en perforar taladros de diámetros menores o iguales a los taladros de producción en el perímetro de la labor minera, estos taladros son cargados con MEC en menor cantidad con el objetivo de crear un plano de falla o de cizallamiento en el perímetro de la labor minera antes de realizar los disparos de producción.



Figura 2,28 Perforacion de los taladros
Fuente: Mina-estudio

b. Base matemática

Una iniciación viable de los taladros utilizados en el modelo matemático de pre-corte, implica que estos sean detonados de forma simultánea con los taladros de producción durante un rango adelantado de 90 a 120 milisegundos, creándose el plano de falla, el cual tiene como función que al detonar los disparos de producción las ondas de reflejan y se refractan en este plano de falla y no pasan hacer ningún daño a la roca circundante a la labor minera.

En este sentido, la elección correcta de una mezcla explosiva comercial y el espaciamiento adecuado para los taladros del pre corte resultará una labor con el perímetro definido y liso de acuerdo a lo diseñado.

Entonces, al terminar la voladura en su totalidad, se podrán visualizar las “cañas” del pre-corte donde las ondas de choques que llegan hasta las paredes posteriores de forma controlada sin resultar en un sobre-fracturamiento de la labor minera.

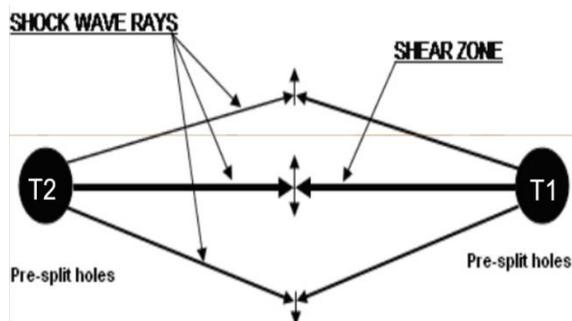


Figura 2,29 Base matemática del pre-corte
Fuente: Curso Voladura de Rocas

c. Objetivos del pre-corte

Los requerimientos de la mina-estudio son los siguientes:

- En las operaciones mineras de producción se requiere aminorar o evitar el sobre-fracturamiento de la labor minera, para ello se debe perforar taladros en el perímetro y ser cargados con MEC espaciadas y en menor cantidad, de tal manera se pueda crear el plano de falla.
- Las presiones dentro de los taladros resquebrajaran la roca que aun todavía no ha sido excedida su resistencia compresiva, dinámica y causaran la trituración de la roca alrededor de los taladros.
- También con la aplicación del pre-corte se logra reducir la dilución del mineral.

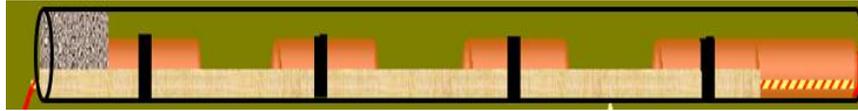


Figura 2,30 MEC espaciada
Fuente: Curso Voladura de Rocas

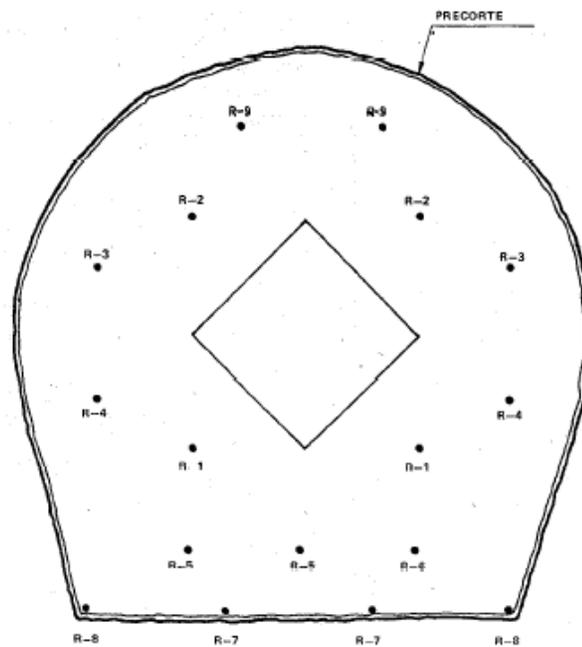


Figura 2,31 Creación del plano de falla
Fuente: Curso Voladura de Rocas

d. Ecuaciones matemáticas básicas

El Dr. Melvin Cook, respecto a este modelo matemático expresa lo siguiente: “La curva que representa a la presión y el tiempo de una MEC cualquiera en la voladura de un taladro se caracteriza por las siguientes propiedades:

- La intensidad
- La presión dentro del taladro (P_b)
- La máxima energía disponible (MAE)

En esta mina-estudio respecto a la voladura controlada usada en las labores mineras, se aplica el modelo matemático de pre-corte convencional con carga espaciada entre las MEC. Entonces, para calcular el espaciamiento entre los taladros del pre-corte se puede usar cualquiera de las dos fórmulas siguientes.

$$S = \frac{2r_b(P_b + T)}{T}$$

$$S = 10(D_b)$$

Donde:

S: Espaciamiento entre los taladros (pulg)

r_b : Radio del taladro (pulg)

P_b : Presión dentro del taladro (Psi)

T: Resistencia tensional de la roca (Psi)

D_b : diámetro del taladro



Figura 2,32 Cebado de emulsión
Fuente: Mina-estudio



Figura 2,33 Pre-corte con MEC espaciada
Fuente: Mina-estudio

e. Ventajas y desventajas

Las ventajas más importantes que ofrece este modelo matemático son las siguientes:

- Reduce el excesivo fracturamiento del macizo rocoso.
- Se obtiene paredes y límites finales más limpios y estables.

- Se necesita perforar menor número de taladros que son necesarios cuando se usa otras técnicas de voladura controlada.
- Se reduce el nivel de vibraciones producidos por la detonación del disparo de producción.
- Los espaciamientos entre los taladros de la fila del pre-corte son menores que los que se usan por otras técnicas de voladura controlada.
- Los costos de perforación serán menores en \$/ML perforado.
- No es necesario volver a disparar en taludes y/o paredes después de haberse efectuado la primera excavación.
- En algunas operaciones mineras donde se ha empleado el pre-corte se han obtenido buenos resultados, aun en macizos rocosos muy fracturados e incompetentes.

En cuanto a las desventajas más resaltantes de este modelo matemático son las siguientes:

- La perforación de los taladros que conforman la fila del pre-corte debe ser efectuada con mucho cuidado, y ellos deben estar muy bien alineados y, por lo tanto, esta operación es lenta y costosa.
- El carguío de los taladros de la fila del pre-corte toma mayor tiempo que el carguío de los taladros de producción.
- Los resultados del pre-corte son muy difíciles de determinar hasta que la excavación principal sea completada hasta las paredes finales.
- Desde que el pre-corte es generalmente efectuado antes que los disparos de producción, no es posible tener un conocimiento cabal de las condiciones locales de la roca, que recién se conocerán después de efectuarse los disparos de producción correspondientes.
- Se requiere mayor perforación que en la técnica de voladura controlada lisa o uniforme (smooth blasting).
- El pre-corte produce un nivel de vibraciones mayor, y también una mayor intensidad de ruido que el que se produce con la voladura lisa o uniforme.

2.3.6 Dilución

El termino dilución se comprende como el desmonte del material fragmentado o que tiene baja ley de mineral, el cual se mezcla con el mineral minado. Entonces, se obtiene como resultando un tonelaje de mineral mayor al planificado con una ley menor.

Alvino, S. (2015) tesis de pregrado titulada “Voladura de vetas angostas en MARSA” explica y define la dilución es siempre no deseada y se entiende por:

- Planeada: Desmonte tomado dentro de los limites planificados.
- Desmonte adicional que proviene de los límites del tajeo planificado.
- La suma de los valores de la dilución planeada y adicional constituye la dilución final o total.

a. Definición

Existen varias definiciones de esta terminología postuladas por los investigadores. Pero, las más acertadas son las siguientes:

Es la disminución de la ley de cubicación por la presencia de rocas estéril o sin valor económico.

La dilución es la relación de desmonte-mineral, la cual ocurre cuando el mineral está siendo explotado y se contamina con la roca estéril y no se ha tomado las medidas para que esto no ocurra.

La investigación de Maxam (2020) muestra que los depósitos de minerales suelen ser muy heterogéneos. Dependiendo de la concentración y valor económico del mineral de interés, se establece una ley de corte (cut-off grade, grado mínimo requerido para que un mineral sea extraído de forma económica). El material por encima de este grado se clasifica como mineral y el que está por debajo como roca estéril o desmonte.

b. Por qué ocurre la dilución

La dilución o pérdida de mineral en voladura de rocas está asociada a los siguientes factores:

- Localización de la voladura y geología: Es la existencia de contactos entre distintos minerales.
- Diseño de la voladura: Depende de la posición de taladros, distribución de cargas, etc.
- Secuencia y movimiento de la voladura, porque es un proceso dinámico.

c. Clasificación de los tipos de dilución

En cuanto a la dilución los investigadores Scoble y Moss (1994) clasifican a la dilución total como: la suma de la dilución prevista y la dilución no planificada.

- **La dilución prevista:** se refiere al material mineral (por debajo del nivel de la ley de corte) que se encuentra dentro de los límites diseñados, según lo determinado por la selectividad del método de explotación minera; la continuidad del cuerpo mineral a lo largo y a lo largo de la inmersión; y la complejidad de la forma del cuerpo mineralizado.
- **Dilución no planificada:** es no mineral material adicional (por debajo del nivel de la ley de corte) que se deriva de la roca o del relleno fuera de los límites diseñados. La incorporación de este material es por la voladura inducida hacia los costados de la labor (overbreak); o por desprendimiento de la roca de la pared inestable o relleno.

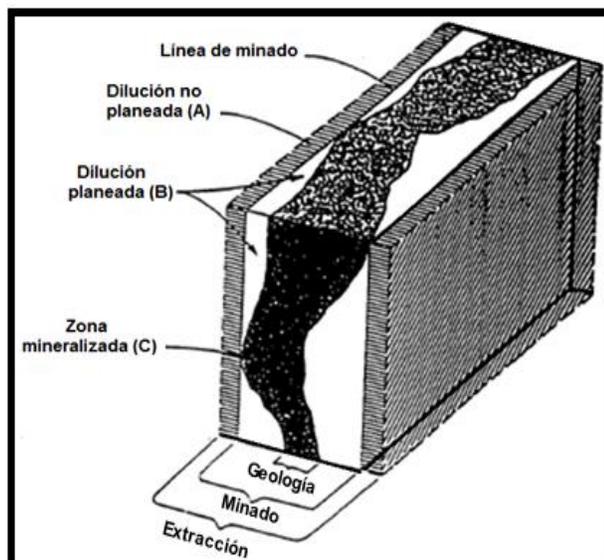


Figura 2,34 Veta angosta con dilución planeada Vs. dilución no planeada
Fuente: Scoble y Moss, 1994

La dilución encontrada en la estadística de la operaciones de esta mina-estudio, puede clasificarse como interna, cuando una cantidad de material estéril se introduce en la masa de roca, y dilución externa o de contacto, como resultado del contacto en las rocas y los movimientos entre los dos tipos de minerales.

d. Modelos matemáticos para controlar la dilución

En este ítem se describirán los métodos más usados para calcular la dilución.

Cálculo del primer método

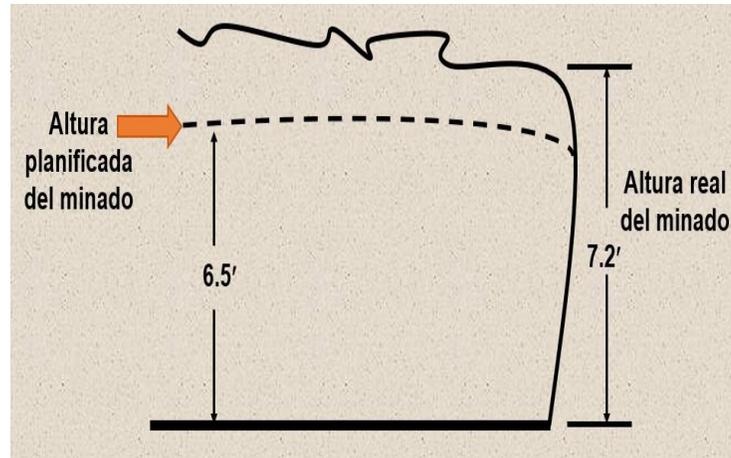


Figura 2,35 Diseño planificado Vs. real
Fuente: Scoble y Moss, 1994

$$\text{Cálculo dilución\%} = \frac{\text{Altura Real} - \text{Altura Planificada}}{\text{Altura planificada}} \times 100$$

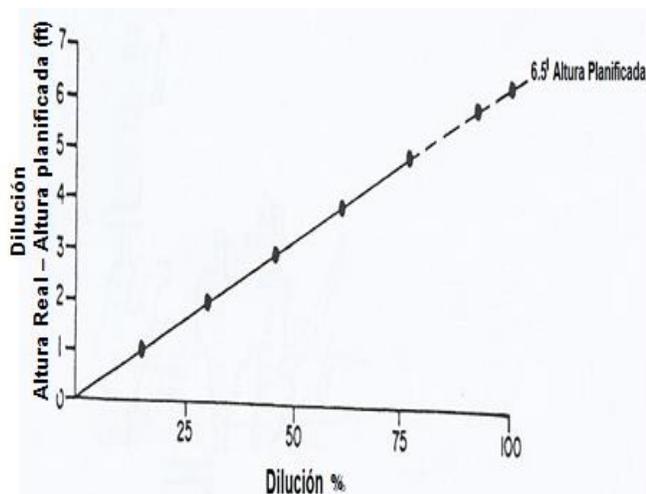


Figura 2.36: Cálculo de la dilución del minado
Fuente: Scoble y Moss, 1994

Cálculo del segundo método: De la figura se definen las variables para su respectiva fórmula matemática.

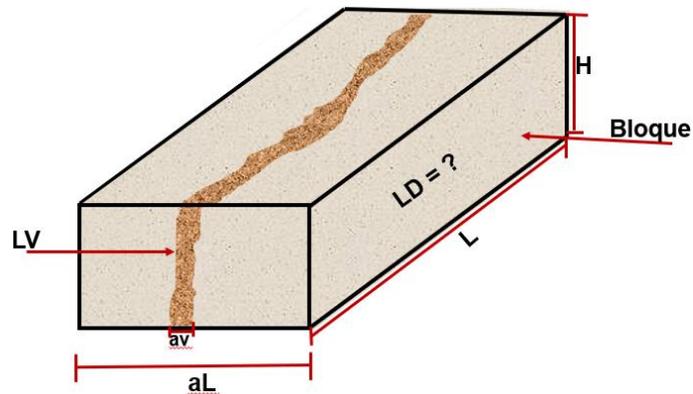


Figura 2,37 Variables para diseño
Fuente: Curso de Voladura de Rocas

Definición de variables

a_v : ancho de veta (m)

a_L : Ancho de labor (m)

L : Longitud de bloque (m)

H : Altura de bloque (m)

ρ_R : Densidad de roca (Tm/m^3)

ρ_v : Densidad de mineral (Tm/m^3)

L_v : Ley de veta

LD : Ley diluida del bloque ($Gr Au/Tm$)

$$\text{Ley Diluida} = \frac{\text{Contenido metálico del block}}{\text{Tonelaje total del block}}$$

$$LD = \frac{(L_v)(\rho_v)(a_v)(L)(H)}{(\rho_R)(aL)(L)(H)} = \left(\frac{(\rho_v)(a_v)}{(\rho_R)(aL)} \right) LV \rightarrow (1)$$

$$\text{Si } \rho_v = \rho_R$$

$$LD = \frac{a_v}{aL} LV$$

Cálculo del tercer método: Para calcular dilución y teniendo en cuenta los datos de campo, se ha usado el modelo matemático postulado por O'hara, el cual es el siguiente:

$$\% \text{Dilución} = \frac{25}{\sqrt{\text{Ancho de la veta}(\text{seno buz})}}$$

Donde:

- Dilución (%): Dilución en porcentaje
- $\sqrt{A.V}$: Raíz cuadrada del ancho de la veta
- Seno Buz: Seno del ángulo de buzamiento de la veta.

e. Por qué aplicar O'hara

Determinar la dilución del mineral obtenido según O'Hara para cualquier método de explotación resulta el adecuado, puesto que el porcentaje de dilución tiende a ser reducirse hasta menos del 20%, y por tanto se puede encontrar un porcentaje adecuado para extraer el mineral, claro está que se debe ir acompañado al modelo matemático de voladura controlada llamado pre-corte convencional.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

En este tercer capítulo se describe el tipo de investigación y el diseño de investigación que se lleva a cabo en la tesis. Así como también, el material de estudio que incluye la población y muestra que se tuvo en cuenta, los instrumentos de medición y el procedimiento para los análisis estadísticos aplicando la prueba t student con el objetivo de poner a prueba las hipótesis planteadas en la tesis.

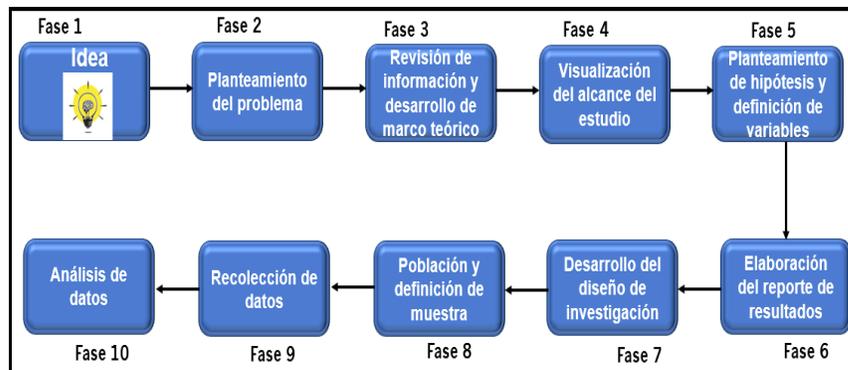


Figura 3,1 Proceso de la investigación científica

Fuente: Metodología de la Investigación 6ª Edición (Hernández, 2014)

3.1 Tipo de investigación aplicada

De acuerdo con el análisis e interpretación de Humberto Ñaupas, en su libro Metodología de la Investigación, cuantitativa, cualitativa y redacción de la tesis publicado en Colombia el 2018 la quinta edición, enfatiza los tipos y niveles de investigación (página 133)

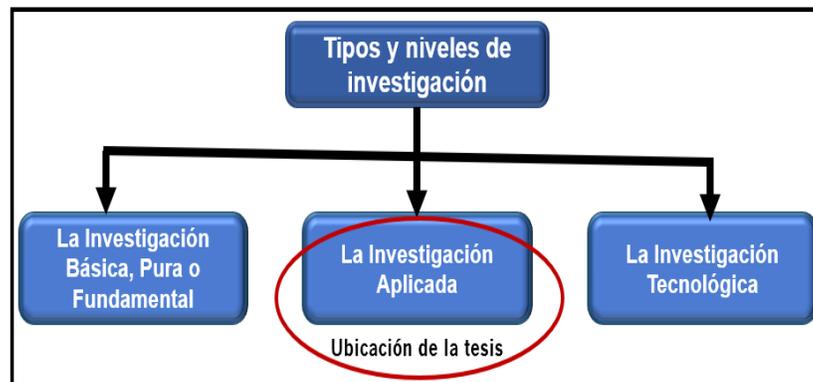


Figura 3,2 Tipos y niveles de investigación

Fuente: Metodología de la investigación 5ta edición (Ñaupas, et. al 2018)

El tipo de investigación es aplicada porque se implementará el modelo matemático postulado pro O'hara para reducir la dilución, la selección del tipo de corte con taladros paralelos y el modelo matemático del pre corte convencional de la voladura controlada.

3.2 Diseño de la investigación

Roberto Hernández, Carlos Fernández y María del Pilar Baptista (2014) en el libro Metodología de la Investigación explica que el diseño de investigación, para el caso se adecua en el diseño cuantitativo porque se desarrollará un proceso secuencial y probatorio, mediante la recolección de datos para probar las hipótesis con base en la medición numérica y el análisis estadístico con el fin de contrastar la hipótesis.

En esta tesis presentada, se puede encontrar un diseño correlacional, puesto que se debe identificar como la selección adecuada del tipo de corte en las labores de producción posee un impacto en la obtención de una cara libre adecuada. Por otro lado, se pueden estudiar los modelos matemáticos de pre-corte para concluir cual sería el más adecuado en la protección del macizo rocoso remanente, es decir que se analizará como esta metodología afecta el macizo rocoso en el avance en las labores mineras.

Para este estudio, se realizará un diseño de tipo retrospectivo y longitudinal, debido a que se toma en cuenta la data histórica de la dilución en las principales vetas de la mina-estudio. Estos datos fueron recopilados durante el año 2019 y se representan mediante un porcentaje, el cual el rango aceptable es hasta el 20% debido a que un valor superior a este implicaría una menor rentabilidad para la empresa que dirige las operaciones mineras.

Esta investigación posee diseño descriptivo, puesto que es necesario conocer los conceptos y la definición de la dilución, el pre-corte convencional, mallas de perforación y voladura y el diseño de carga con el fin de llevar a cabo una correcta fragmentación de rocas, es decir, cumplir con los objetivos de la empresa. En este sentido, este estudio analiza el modelo matemático de O'Hara para controlar las diversas causas que desencadenan en una dilución excedente durante las operaciones mineras subterráneas.

3.3 Material de estudio

Para este análisis causal, la aplicación de los cortes paralelos usando plantillas y luego pintándose en las labores de producción a ser perforadas, claro está que en las reuniones se insidia a los perforistas la importancia de la buena perforación de los taladros para lograr la tan ansiada fragmentación. También, se insidío en el espaciamiento de los taladros de pre-corte convencional y su respectivo carguío con MEC espaciadas.

Con estas medidas y la aplicación del modelo matemático de O'hara se logra una excavación con límites lisos y definidos y con la dilución aceptable evaluándose un universo y muestra que se detallan a continuación.

3.3.1 Población: En este caso la población está conformada por 10 labores mineras en sus respectivos vetas y niveles para ambos casos estudio.

3.3.2 Muestra: Se requiere delimitar la población para generalizar resultados y establecer parámetros de una muestra confiable que represente a la población total, mediante la siguiente fórmula:

$$n = \frac{N \cdot Z^2 \cdot p \cdot q}{e^2 \cdot (N - 1) + Z^2 \cdot p \cdot q}$$

Donde:

n: Tamaño de la muestra

N: Tamaño de la población, 10 de acuerdo con la tabla 3,1

Z: Constante correspondiente a la distribución de Gauss, 1.96 para un nivel de confianza del 95%

p: Proporción estimado de viabilidad para reducir la dilución aplicando el modelo matemático de O'hara con la ayuda de la aplicación de los cortes paralelos para el arranque del disparo y la aplicación del pre corte convencional con cargas espaciadas, considerando 0.9.

q: Proporción estimado sin viabilidad que se pueda lograr lo planteado en la hipótesis, considerando 0.1

e: Límite aceptable de error muestral, 10%. Reemplazando los valores mencionados en la fórmula:

$$n = \frac{(10)(0.95)^2(0.9)(0.1)}{0.10^2(10-1) + 0.95^2(0.9)(0.1)} = 4.7 \approx 5$$

Tabla 3,1 Data histórica de labores mineras

Orden	Ejecutor	Veta	Nivel	Labor	Fase	P. Esp.	Buz	Pot. Veta	% Dil.
Z									
1	CH	V. Lourdes	310	TJ_400-2	Explot.	3.19	58.00	1.09	62
2	IE	V. Ram. Piso 3 Principal	100	TJ_000	Explot.	3.47	80.00	1.21	61
3	IE	V. Ram. Piso 3 Principal	150	TJ_100	Explot.	3.47	80.00	1.20	61
4	MV	V. Elva Techo	175	SN_300	Desarrollo	3.25	69.00	0.86	71
5	MV	V. Teresa	175	TJ_400	Explot.	3.29	79.00	1.92	44
6	MV	V. Karina I	150	TJ_500	Explot.	3.08	80.00	0.60	81
7	MV	V. Elva Piso	75	TJ_000 (1)	Explot.	3.33	80.00	2.05	41
8	MV	V. Elva Piso	175	TJ_200	Explot.	3.33	65.00	2.19	33
9	MV	V. Gaby	75	TJ_000	Explot.	3.04	80.00	1.70	51
10	MV	V. Gaby	75	TJ_100	Explot.	3.04	80.00	1.40	59

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3,2 Aplicación de O'hara en labores mineras

Ítem	Ejecutor	Veta	Nivel	Labor	Fase	P. Esp.	Buz	Pot Veta	% Dil.
1	MV	V. Ramal Piso Lorena	4125	TJ_200	Explot.	3.12	51.50	4.60	15
2	MV	V. Split María Rosa	4075	TJ_200	Explot.	3.39	50.00	2.99	19
3	MV	V. Split NE Carmen	4125	TJ_400	Explot.	3.03	62.00	2.10	20
4	CH	V. Janeth	4250	TJ_400	Explot.	2.98	64.00	4.30	13
5	CH	V. Andalucía 120	3950	TJ_500	Explot.	3.01	71.00	3.65	14
6	CH	V. Andalucía 120	3950	TJ_400	Explot.	3.01	72.00	1.79	20
7	IE	V. Nancy	4175	TJ_100-D	Explot.	2.90	68.00	8.00	10
8	IE	V. Nancy	4175	TJ_100-I	Explot.	2.90	68.00	7.46	10
9	IE	V. Ram. 85 piso	4075	TJ_500-D	Explot.	3.21	75.00	1.69	20
10	IE	V. Ram. 85 piso	4075	TJ_500-I	Explot.	3.21	75.00	1.69	20

Fuente: Elaboración propia

3.4 Técnicas, procedimientos e instrumentos usados

La data histórica que muestra el porcentaje dilución durante las operaciones mineras del año 2019. Esta base de datos presenta gran viabilidad para realizar una investigación cuantitativa puesto que, mediante un modelo matemático de O'hara, el cual considera las características físicas como ancho y buzamiento de las vetas, se requiere reducir los porcentajes de dilución encontradas en las labores mineras.

3.5 Estrategia aplicada a las pruebas de las hipótesis

En esta investigación, se realiza la prueba de hipótesis debido a que es necesario determinar si las suposiciones son respaldadas en base a los resultados obtenidos en los estadísticos de prueba. Además, estos resultados deben coincidir con la interpretación de dichas pruebas, que este caso es planteado según un modelo estadístico de regresión lineal, prueba t student.

CAPITULO IV

CALCULOS Y APLICACIONES

En cuanto a este capítulo, se describe las consideraciones de las cinco muestras tomadas de la población de las tablas 3,1 y 3,2 respectivamente para cada caso-estudio.

Teniendo en cuenta las labores mineras con alta dilución según información histórica obtenida y cinco muestras para el casos-estudio 2 aplicando el pre-corte convencional con cargas espaciadas, y arranques con taladros paralelos y la aplicación del modelo matemático de O'hara.

4.1 Caso-estudio 1: Labores con alta dilución (data histórica)

4.1.1 Cortes en labores mineras

Como se puede observar en la data histórica de las cinco muestras que se tomaron aleatoriamente según tabla 4,1, las dimensiones de las secciones se muestran en dicha tabla.

En la tabla siguiente se muestra el corte con los taladros respectivos y el número de taladros perforados para el pre-corte convencional.

Tabla 4,1 Taladro del corte y pre-corte.

Ítem	3	4	6	7	8
Veta	V. Ram. Piso 3 Principal	V. Elva Techo	V. Karina I	V. Elva Piso	V. Elva Piso
Nivel	150	175	150	75	175
RMR	40 - 50	30 – 40	20 - 30	30 - 40	30 - 40
Sección (m)	3.5 x 4.0	3.5 x 4.0	3.5 x 4.0	3.5 x 4.0	3.5 x 4.0
N° Tal. vacíos corte	4	4	4	4	4
N° Tal. carg. corte	5	5	3	5	5
Tal/frente	31	27	21	27	27
N° Tal. pre-corte	17	17	17	17	17
Diámetro de los taladros de producción y pre-corte fue de 2". Taladros vacío 89mm					

Fuente: Elaboración propia

4.1.2 Pre-corte para delimitar labores

En las cinco labores muestreadas se encontró la data histórica de los taladros del pre-corte todos fueron cargados con mezclas explosivas comerciales espaciadas (tabla 4,1).

Este diseño de carga en todos los taladros del pre-corte que eran cargados era en demasía. Es por ello, que los límites finales de las labores mineras al terminar el proceso de la voladura de rocas, no eran las planificadas. Esto, ocasionaba

inestabilidad de la roca circundante a la labor minera y sobre todo un excesivo incremento en la instalación de los sistemas de sostenimiento, que en su mayoría era un sostenimiento combinado.

4.1.3 Labores mineras con alta dilución

Por tanto, se puede simplificar y describir cada una de las cinco muestras aleatorias tomadas con ayuda del Excel, las cuales la mayoría son labores de producción y algunas de avance, se muestran en la tabla siguiente.

Tabla 4,2 Muestra de labores con dilución alta (Data histórica)

Ítem	3	4	6	7	8
Ejecutor	IE	MV	MV	MV	MV
Veta	V. Ram. Piso 3 Principal	V. Elva Techo	V. Karina I	V. Elva Piso	V. Elva Piso
Nivel	150	175	150	75	175
Labor	TJ_100	SN_300	TJ_500	TJ_000(1)	TJ_200
% Dil	61%	71%	81%	41%	33%

Fuente: Elaboración propia

A continuación, se sustenta el porcentaje de dilución según los datos histórico de las muestras obtenidas, como en ese entonces determinaban la dilución de las labores en explotación.

$$\%DIL = \frac{FD\ DIL}{1 + FD\ DIL} \times 100\%$$

$$FD\ DIL = FD\ DISEÑO + FD\ ROTURA + FD\ LIMPIEZA + FD\ SHOTCRETE$$

$$FD \text{ DISEÑO} = \frac{(AM - AVHORIZONTAL) \times PE \text{ DESM}}{AVHORIZONTAL \times P \text{ ESP}}$$

$$FD \text{ ROTURA} = \frac{(KT \text{ ROTURA} + KP \text{ ROTURA}) * PE \text{ DESM}}{AVHORIZONTAL \times P \text{ ESP}}$$

$$FD \text{ LIMPIEZA (Breasting)} = \frac{(ALT \text{ LIMPIEZA} * PE \text{ RH})}{ALTO * P \text{ ESP}}$$

$$FD \text{ LIMPIEZA (Animon)} = \frac{(ALT \text{ LIMPIEZA} * PE \text{ DESM})}{ALTO * P \text{ ESP}}$$

$$FD \text{ SHOTCRETE} = \frac{W \text{ SHOTCRETE} * 0.0254 * PE \text{ SHOT}}{ALTO * P \text{ ESP}}$$

a. Ítem 3: Veta Ram. Piso 3 principal

$$FD \text{ DISEÑO} = \frac{(3.5 - 1.22) \times 2.5}{1.22 \times 3.47} = 1.35$$

$$FD \text{ ROTURA} = \frac{(0.15 + 0.15) * 2.5}{1.22 \times 3.47} = 0.18$$

$$FD \text{ LIMPIEZA (Breasting)} = \frac{(0.39 * 1.99)}{4 * 3.47} = 0.06$$

$$FD \text{ LIMPIEZA (Animon)} = \frac{(0.39 * 2.5)}{4 * 3.47} = 0.07$$

$$FD \text{ SHOTCRETE} = \frac{2 * 0.0254 * 2.40}{4 * 3.47} = 0.01$$

$$FD \text{ DIL} = 1.35 + 0.18 + 0.06 + 0.07 + 0.01 = 1.67$$

$$\%DIL = \frac{1.67}{1 + 1.67} \times 100\% = 63\%$$

b. Ítem 4: Veta Elva techo

$$FD \text{ DISEÑO} = \frac{(3.50 - 0.92) \times 2.50}{0.92 \times 3.25} = 2.15$$

$$FD \text{ ROTURA} = \frac{(0.15+0.15)*2.50}{0.92 \times 3.25} = 0.25$$

$$FD \text{ LIMPIEZA (Breasting)} = \frac{(0.00 * 1.99)}{4.00 * 3.25} = 0.00$$

$$FD \text{ SHOTCRETE} = \frac{0.00 * 0.0254 * 2.40}{4.00 * 3.25} = 0.00$$

$$FD \text{ DIL} = 2.15 + 0.25 + 0.00 + 0.00 = 2.40$$

$$\%DIL = \frac{2.40}{1 + 2.40} \times 100\% = 71\%$$

c. Ítem 6: Veta Karina I

$$FD \text{ DISEÑO} = \frac{(3.50 - 0.61) \times 2.50}{0.61 \times 3.08} = 3.85$$

$$FD \text{ ROTURA} = \frac{(0.15 + 0.15) * 2.50}{0.61 \times 3.08} = 0.40$$

$$FD \text{ LIMPIEZA (Breasting)} = \frac{(0.39 * 1.99)}{4.00 * 3.08} = 0.06$$

$$FD \text{ SHOTCRETE} = \frac{2.00 * 0.0254 * 2.40}{4.00 * 3.08} = 0.01$$

$$FD\ DIL = 3.85 + 0.40 + 0.06 + 0.01 = 4.32$$

$$\%DIL = \frac{4.32}{1 + 4.32} \times 100\% = 81\%$$

d. Ítem 7: Veta Elva piso

$$FD\ DISEÑO = \frac{(3.50 - 2.08) \times 2.50}{2.08 \times 3.33} = 0.51$$

$$FD\ ROTURA = \frac{(0.15 + 0.15) * 2.50}{2.08 \times 3.33} = 0.11$$

$$FD\ LIMPIEZA\ (Breasting) = \frac{(0.39 * 1.99)}{4 * 3.33} = 0.06$$

$$FD\ LIMPIEZA\ (Animon) = \frac{(0.39 * 2.50)}{4 * 3.33} = 0.07$$

$$FD\ SHOTCRETE = \frac{2 * 0.0254 * 2.40}{4 * 3.33} = 0.01$$

$$FD\ DIL = 0.51 + 0.11 + 0.06 + 0.07 + 0.01 = 0.76$$

$$\%DIL = \frac{0.76}{1 + 0.76} \times 100\% = 43\%$$

e. Ítem 8: Veta Elva piso

$$FD\ DISEÑO = \frac{(3.50 - 2.42) \times 2.50}{2.42 \times 3.33} = 0.34$$

$$FD\ ROTURA = \frac{(0.15 + 0.15) * 2.50}{2.42 \times 3.33} = 0.09$$

$$FD\ LIMPIEZA\ (Breasting) = \frac{(0.39 * 1.99)}{4 * 3.33} = 0.06$$

$$FD\ LIMPIEZA\ (Animon) = \frac{(0.39 * 2.50)}{4 * 3.33} = 0.07$$

$$FD \text{ SHOTCRETE} = \frac{2 * 0.0254 * 2.40}{4 * 3.33} = 0.01$$

$$FD \text{ DIL} = 0.34 + 0.09 + 0.06 + 0.07 + 0.01 = 0.57$$

$$\%DIL = \frac{0.57}{1 + 0.57} \times 100\% = 36\%$$



Figura 4,1 Inadecuado avance en Veta Elva
Fuente: Mina-estudio



Figura 4,2 Evidencia el voladizo por referencia del corte anterior
Fuente: Mina-estudio



Figura 4,3 Deficiente perforación en pre-corte
Fuente: Mina-estudio

4.2 Caso-estudio 2: Labores mineras aplicando O'hara

Con la finalidad de obtener buenos resultados en las labores mineras de esta mina-estudio, se analizó y decidió usar para el corte o arranque los taladros paralelos por sus grandes ventajas acorde a la tabla 2,3 con 4 taladros rimados, cuyo diámetro fue de 102mm cada taladro. Para el espaciamiento entre los taladros del pre-corte se usó la segunda ecuación planteada y descritas en el capítulo II, cuyo diámetro fue el mismo que los taladros de producción de 48mm de acuerdo con las mallas propuestas de perforación y voladura. Pero, el diseño de carga de las MEC dependiendo del tipo de roca fue las MEC espaciadas, y finalmente se aplicó la ecuación postulada por O'hara. Entonces, para este caso-estudio 2, de la población que se indica en la tabla 3,2; aleatoriamente usando el Excel se tomó cinco muestras.

4.2.1 Nuevos diseños de cortes en labores mineras

En cuanto al corte o arranque de las labores mineras se diseñó con 7 taladros paralelos. De los cuales se perforaban 4 con diámetro de 102mm, los cuales actuaban como cara libre. Tres taladros con diámetro de 48mm se cargaban en el corte. Con este diseño se logró obtener grandes resultados.

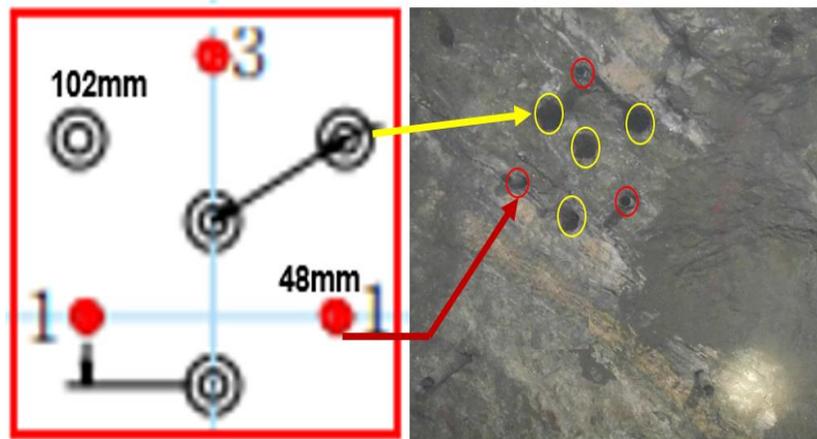


Figura 4,4 Corte con 7 taladros paralelos
Fuente: Mina-estudio



Figura 4,5 Malla para veta Elva
Fuente: Mina-estudio



Figura 4,6 Diseño de corte Veta Nancy
Fuente: Mina-estudio

4.2.2 Pre-corte convencional

Para el pre-corte convencional se diseñó un espaciamiento entre los taladros de 0.50m entre taladro y taladro del perímetro de las labores mineras. Pero, con la diferencia que hizo un cambio en el diseño de carga de MEC espaciadas en los taladros.

Es decir, se cargaban los taladros dejando uno vacío entre taladro y taladro. Solo así se obtuvo límites finales lisos y definidos de las labores mineras.

PERFORACIÓN Y VOLADURA - DISEÑO DE MALLA

Sección 3.2 m x 3.8 m / RMR 30-40

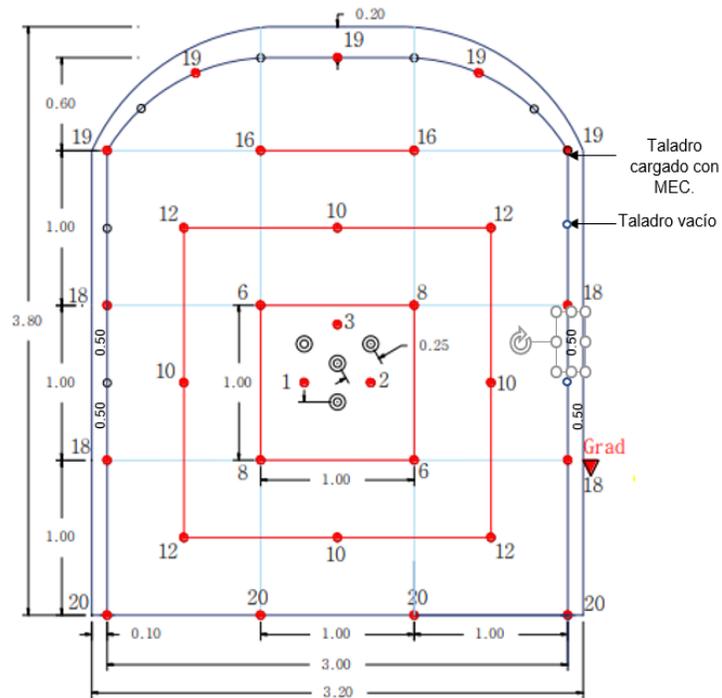


Figura 4,7 Espaciamiento del pre-corte
Fuente: Mina-estudio

Cálculo del espaciamiento entre los taladros del pre-corte de las labores mineras, como se observa entre los taladros se deja uno sin cargar (vacío).

Se tiene los siguientes datos:

- Diámetro de los taladros de producción \varnothing : 48mm
- Diámetro de los taladros de rimados \varnothing : 102mm
- Las dimensiones de las secciones, es de acuerdo con el tipo de roca, tal como se muestra en la tabla siguiente.

Reemplazando datos en la ecuación 2, se tiene:

$$S = 10 \text{ (48mm)}$$

$$S = 480 \text{ mm}$$

$$\therefore S \approx 0.50\text{m}$$

Tabla 4,3 Total de taladros del pre-corte

Ítem	3	4	7	8	10
Veta	V. Split NE Carmen	V. Janeth	V. Nancy	V. Nancy	V. Ram. 85 piso
Nivel	4125	4250	4175	4175	4075
RMR	40 - 50	30 - 40	20 - 30	20 - 30	20 - 30
Sección (m)	3.5 x 4	4 x 4.5	4 x 4.5	4 x 4.5	3.5 x 4
N° Tal. vacíos corte	4	4	4	4	4
N° Tal. carg. corte	3	3	3	3	3
Tal/frente	33	36	32	32	21
N°Tal. pre-corte	17	19	19	19	17

Díámetro de los taladros de producción y pre-corte 48mm. Taladros vacío 102mm

Fuente: Elaboración propia

4.2.3 Aplicación del método de O'Hara

De la población de la tabla 3,2 se tomó aleatoriamente con la ayuda del Excel cinco muestras, las cuales aplicando el modelo matemático de O'hara, se obtuvo una dilución aceptable. Claro está que previo se diseñó un buen corte con taladros paralelos y se aplicó uno de los modelos matemáticos de la voladura controlada llamado pre-corte convencional con diseño de cargas espaciadas.

Tabla 4,4 Muestra de labores mineras mejoradas

Ítem	3	4	7	8	10
Ejecutor	MV	CH	IE	IE	IE
Veta	V. Split NE Carmen	V. Janeth	V. Nancy	V. Nancy	V. Ram. 85 piso
Nivel	4125	4250	4175	4175	4075
Labor	TJ_400	TJ_400	TJ_100-D	TJ_100-I	TJ_500-I
% Dil	20	13	10	10	20

Fuente: Elaboración propia

$$\%Dilución = \frac{25}{\sqrt{\text{Ancho de veta}(\text{seno buz})}}$$

a. Ítem 3: Veta Split NE Carmen

Aplicando el tipo de corte para iniciar la voladura y usando pre-corte convencional para obtener limites bien definidos de esta labor minera delimitar, se puede enfatizar sobre la mejora del proceso de perforación y voladura en el TJ 400 Split NE Carmen del Nivel 4125.

La mejora del proceso se realizó en la guardia día a cargo del jefe de guardia, tomando las recomendaciones del área de Geología y Perforación y Voladura. Se realizó la perforación de 40 taladros de producción con su respectivo carguío de MEC. De acuerdo con el diseño recomendado por compañía. Estas actividades permitieron la mejora en el control de la sección y evitar la sobre dilución.

$$\%Dilución = \frac{25}{\sqrt{2.10} \times \text{seno}(62)} = 20\%$$

b. Ítem 4: Veta Janeth

En la mencionada labor se realizó el proceso de perforación y voladura, de acuerdo con los estándares, cabe resaltar se tiene fuerte filtración de agua, este factor genera desestabilidad de la labor y no permite el control de la sección a pesar de los controles realizados.

En esta zona donde se ubica esta veta se tiene un macizo rocoso con un rango de RMR entre 30 a 50. Para el carguío de MEC se tiene requiero personal (maestro) entrenado para realizar el correcto carguío del frente.

$$\%Dilución = \frac{25}{\sqrt{4.3} \times \text{seno}(64)} = 13\%$$

c. Ítem 7: Veta Nancy

El proceso de perforación y voladura que se realizó fue en la guardia noche, cuya sección fue de 4.0m x 4.50m con un RMR 20-30. La actividad de perforación se realizó empleando el Jumbo, la cantidad de taladros perforados para producción según la malla correspondiente fue de 39 taladros, estos fueron realizados en un tiempo total de 2.00 hrs. (según reporte del operador del Jumbo 55 de 03:40 am a 05:40 am), lo que indica que el tiempo de perforación fue corto, obteniéndose una adecuada fragmentación como resultado de la voladura.

La carga de explosivo empleada fue de:

- Emulex 80 1 1/4": 281

- Emulex 65 1 1/8": 90
- Emulex 45 1 1/8": 40
- Cordón detonante: 25 m
- Carmex: 2 unidades

$$\%Dilución = \frac{25}{\sqrt{8} \times \text{seno}(68)} = 10\%$$

d. Ítem 7: Veta Nancy

$$\%Dilución = \frac{25}{\sqrt{7.46} \times \text{seno}(68)} = 10\%$$

e. Ítem 8: Veta Ram. 85 piso

En esta labor se realizó el proceso de perforación y voladura, de acuerdo con los estándares; sin embargo, se tuvo un avance de 2.7 m por el tipo de macizo rocoso con un RMR de 20 a 30, específicamente en los arranques, debido a que en esta labor se carga sin utilizar el tubo de PVC, lo cual al introducir los cartuchos al taladro se necesita una mayor cantidad (el taladro tiene un diámetro de 48 mm), se necesita mayor cantidad de tiempo con la finalidad de realizar una perforación adecuada, y esto en líneas generales se reflejara en un buen ciclado de minado, en este punto se requiere el compromiso de residencia y jefes de guardia, debido a que ellos son los que tienen el control de la operación.

$$\%Dilución = \frac{25}{\sqrt{1.65} \times \text{seno}(77)} = 20\%$$



Figura 4,8 Pintado de corte
Fuente: Mina-estudio

CAPITULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

En este capítulo se analizan los resultados obtenidos de las hipótesis planteadas en el capítulo anterior, se desarrolla el análisis de resultados para la explotación de las labores mineras aplicando el pre corte convencional con cargas espaciadas con el fin de obtener límites definidos y lisos, así como la elección de tipo de corte con 7 taladros paralelos (4 taladros vacíos de diámetro 102mm y 3 taladros cargados de diámetro 48mm) y claro esta aplicar el modelo matemático postulado por O'hara. De tal forma que se contrasten las hipótesis.

5.1 Análisis de los resultados obtenidos

5.1.1 Análisis de las vetas seleccionadas aleatoriamente

En este apartado, se muestran los cortes antes y después de aplicar la metodología de O'Hara para realizar un análisis preciso que incluyen los taladros del corte (cargados y vacíos) y de pre-corte convencional.

Así mismo, la contrata MV, recopiló los costos necesarios para un taladro de 13 pies durante las operaciones mineras realizadas.

Por consiguiente, para determinar cuál de los tipos de corte para las labores de producción es el más eficiente, se consideraron los costos de perforación, es decir las remuneraciones del perforista y su ayudante asignado junto con el costo de perforación para un taladro de 13'. A continuación, se muestran los resultados obtenidos:

Tabla 5,1 Costos en la perforación de labores mienras antes de aplicar el modelo de O'Hara

Corte anterior: Tal. Vacío 89 mm		
ITEM	TALADROS CARGADOS	COSTO PERFORACIÓN
3	9	\$ 38.41
4	9	\$ 38.41
6	7	\$ 29.88
7	9	\$ 38.41
8	9	\$ 38.41
TOTAL		\$ 183.52

Fuente: Elaboración propia

Tabla 5,2 Costos de perforación de labores mineras después de aplicar el modelo de O'Hara

Corte actual: Tal. Vacío 102 mm		
Ítem	Taladros Cargados	Costo Perforación
3	7	\$ 29.89
4	7	\$ 29.87
7	7	\$ 29.88
8	7	\$ 29.90
10	7	\$ 29.91
TOTAL		\$ 149.44

Fuente: Elaboración propia

Por otro lado, para establecer un modelo matemático que tenga un mejor rendimiento según la rentabilidad de la empresa para el pre-corte convencional, se deberá tomar en cuenta las remuneraciones del perforista y su ayudante, y el costo de las mezclas explosivas comerciales utilizadas en el diseño de carga para voladura del pre-corte con taladros cargados alternadamente.

En adición, se presentan los costos obtenidos para ambas muestras elegidas aleatoriamente:

Tabla 5,3 Costo de MEC antes de aplicar O'Hara

Corte Anterior: Tal. VACÍO 89 mm			
Ítem	Pre-Corte	Costo MEC	
3	17	\$	50.15
4	17	\$	50.15
6	17	\$	50.15
7	17	\$	50.15
8	17	\$	50.15
TOTAL		\$	250.75

Fuente: Elaboración propia

Tabla 5,4 Costos de MEC después de aplicar O'Hara

Corte Actual: T. Vacío 102 Mm			
Ítem	Pre-Corte		Costo MEC
	Total	Cargado	
3	17	9	\$ 26.55
4	19	11	\$ 32.45
7	19	11	\$ 32.45
8	19	11	\$ 32.45
10	17	9	\$ 26.55
TOTAL			\$ 150.45

Fuente: Elaboración propia

5.2 Análisis de contraste de las hipótesis

5.2.1 Contrastación de hipótesis H1A

En los resultados obtenidos anteriormente, se logró calcular el costo de perforación por cada veta elegida aleatoriamente antes y después de utilizar el modelo matemático de O'Hara, es decir que la sumatoria de costos, en dólares, es un indicador general que representa la eficiencia de los cortes paralelos respecto al tipo de corte convencional que se utilizaba previamente en las labores mineras. Así mismo, se requiere comprobar que exista una reducción en los costos de perforación para determinar si los cortes paralelos en estas labores representan una mejora viable para la rentabilidad de la contrata MV.

Tabla 5,5 Costos de perforación en las labores mineras antes y después de aplicar O'Hara

Ítem	Costo Perforación (antes)	Ítem	Costo Perforación (después)
3	\$ 38.41	3	\$ 29.89
4	\$ 38.41	4	\$ 29.87
6	\$ 29.88	7	\$ 29.88
7	\$ 38.41	8	\$ 29.90
8	\$ 38.41	10	\$ 29.91
Total	\$ 183.52	Total	\$ 149.44

Fuente: Elaboración propia

A partir de estos resultados, se puede realizar una prueba estadística para comprobar que los costos de perforación se han reducido. Es decir, que implementar los cortes paralelos generan un aumento importante para los ingresos de la contrata MV al reducir sus costos. Para realizar dicha prueba estadística, se requiere de una hipótesis alternativa que consta en una media hipotética menor a la media de los costos de perforación que se obtuvieron con el corte convencional.

- H_0 : La diferencia en las medias de los costos de perforación, en dólares, para cada labor minera elegida aleatoriamente es igual a una media hipotética de valor 0, es decir, que implementar el corte paralelo no produce ninguna mejora.

$$H_{0A}: \mu_A - \mu_B = 0$$

- H_1 : La diferencia en las medias de los costos de perforación, en dólares, para cada labor minera elegida aleatoriamente es mayor a una media hipotética de valor 0, es decir, que implementar el corte paralelo si produce una mejora.

$$H_{1B}: \mu_A - \mu_B > 0$$

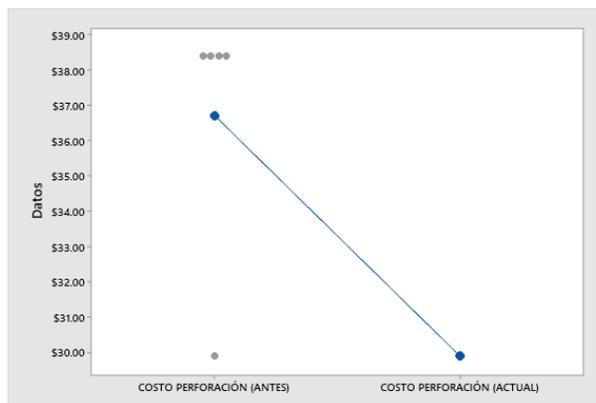


Figura 5,1 Valores Individuales de Costo Perforación (antes), Costo Perforación (Actual)

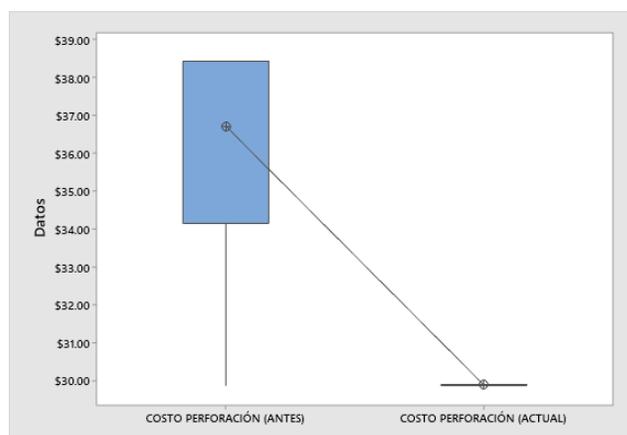


Figura 5,2 Caja de Costo Perforación (Antes), Costo Perforación (Actual)

Prueba T e IC de dos muestras: Costo Perforación (Antes), Costo Perforación (Actual)

Método

μ_1 : media de Costo Perforación (Antes)

μ_2 : media de Costo Perforación (Actual)

Diferencia: $\mu_1 - \mu_2$

No se presupuso igualdad de varianzas para este análisis.

Estadísticas descriptivas

Muestra	N	Media	Desv.Est.	Error estándar de la media
Costo Perforación (Antes)	5	36.70	3.82	1.7
Costo Perforación (Actual)	5	29.8870	0.0160	0.0071

Estimación de la diferencia

Diferencia	Límite inferior de 95% para la diferencia
6.82	3.18

Prueba

Hipótesis nula	$H_0: \mu_1 - \mu_2 = 0$
Hipótesis alterna	$H_1: \mu_1 - \mu_2 > 0$

Valor T	GL	Valor p
3.99	4	0.008

- **Regla del rechazo:**

Según el Método del rechazo, se rechaza la H_{0A} , puesto que $\text{valor-}p < \alpha$.

Reemplazando valores: $0.008 < 0.05$.

- **Demostración:**

Estadístico	Costo Perforación (Antes)	Costo Perforación (Actual)
Media poblacional (μ)	36.70	29.8870
Desviación estándar	3.82	0.0160
Tamaño de muestra (n)	5	5

- Estadístico de prueba:

$$t = \frac{\mu_A - \mu_B}{\sqrt{\frac{\delta_A^2 - \delta_B^2}{n}}}$$

$$t = \frac{36.70 - 29.8870}{\sqrt{\frac{3.82^2 - 0.0160^2}{5}}}$$

$$t = 3.9881$$

- Tabla de distribución:

- Grados de libertad (n-1): 5-1=4
- Alfa: $\alpha=0.05$
- Nivel de confianza (1- α): 0.95
- T Student: $t_{(0.95;4)} = 2.132$

	1 - α				
<i>gl</i>	0,75	0,80	0,85	0,90	0,95
1	1,000	1,376	1,963	3,078	6,314
2	0,816	1,061	1,386	1,886	2,920
3	0,765	0,978	1,250	1,638	2,353
4	0,741	0,941	1,190	1,533	2,132
5	0,727	0,920	1,156	1,476	2,015

Por consiguiente, se puede visualizar un gráfico de la distribución T Student donde se encuentra el estadístico de prueba calculado con valor alfa y los grados de libertad:

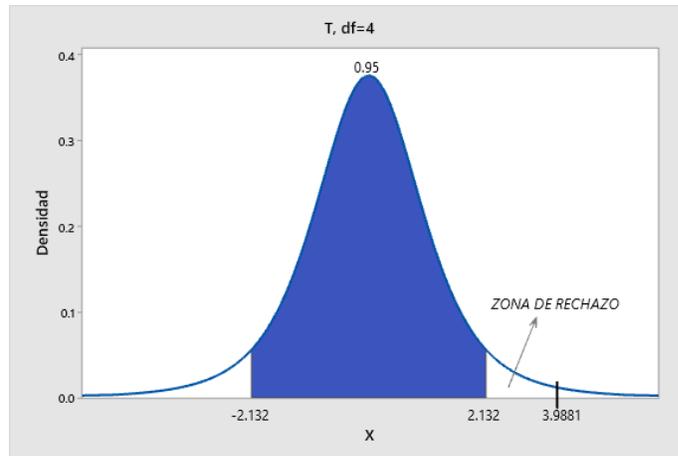


Figura 5,3 Gráfica de distribución T Student

- **Contrastación:**

En la gráfica 5.3, se puede contrastar que la hipótesis específica H_0 , donde el estadístico de prueba $t = 3.9881$, se encuentra en zona de rechazo de la hipótesis nula, es decir, que con un nivel de confianza del 95%, se puede rechazar la H_0 y se puede afirmar que $\mu_A - \mu_B > 0$.

Así también, el método del rechazo, los resultados de prueba T muestra que el valor- p es menor que α , donde se puede reemplazar para obtener los siguientes valores: $0.005 < 0.05$.

Entonces, se puede verificar que aplicar los cortes paralelos en las labores de explotación genera una reducción en los costos de perforación y, por lo tanto, este corte presenta una mayor eficiencia que el corte convencional.

5.2.2 Contrastación de hipótesis H1B

Se calculó el costo de las mezclas explosivas comerciales por cada labor elegida aleatoriamente antes y después de utilizar el modelo matemático de O'Hara, es decir, la sumatoria de costos en dólares es un indicador general. Este indicador representa la eficiencia de cada modelo matemático de pre-corte, que se analizarán los costos del carguío de las mezclas explosivas comerciales para los taladros del pre-corte convencional en las labores mineras con taladros de diámetro de producción.

Así mismo, se requiere comprobar que exista una reducción en los costos de mezclas explosivas comerciales en los taladros de pre-corte convencional para mejorar la rentabilidad de la contrata MV. A continuación, se muestran la comparación de los costos de las mezclas explosivas utilizadas en ambas muestras.

Tabla 5,6 Costos de las MEC en el pre-corte

Ítem	Costo MEC (Antes)	Ítem	Costo MEC (Después)
3	\$ 50.15	3	\$ 26.55
4	\$ 50.15	4	\$ 32.45
6	\$ 50.15	7	\$ 32.45
7	\$ 50.15	8	\$ 32.45
8	\$ 50.15	10	\$ 26.55
Total	\$250.75	Total	\$ 150.45

Fuente: Elaboración propia

A partir de los datos mostrados, se puede realizar una prueba estadística para comprobar que los costos de las mezclas explosivas comerciales perforación se han reducido, es decir, que implementar el nuevo diseño de carga en los taladros de pre-corte convencional, generan una mejora en la utilidad de la contrata MV al reducir sus costos. Para realizar dicha prueba estadística, se requiere de una hipótesis alternativa que consta en una media hipotética menor a la media de los costos de las mezclas explosivas comerciales que se obtuvieron en ambas muestras.

- H_0 : La media de los costos de las mezclas explosivas comerciales, en dólares, para cada labor minera elegida aleatoriamente es igual a una media hipotética de valor \$ 50.15, es decir, que el diseño de carga de los taladros de pre-corte genera un sobrefracturamiento, lo cual implica costos adicionales por el uso de los sistemas de sostenimiento.

$$H_0: \mu_B = 50.15$$

- H_1 : La media de los costos de las mezclas explosivas comerciales, en dólares, para cada labor minera elegida aleatoriamente es menor a una media hipotética de valor \$ 50.15, es decir, que el diseño alternado de carga de los taladros de pre-corte da lugar a la obtención de límites lisos y bien definidos de las labores mineras.

$$H_1: \mu_B < 50.15$$

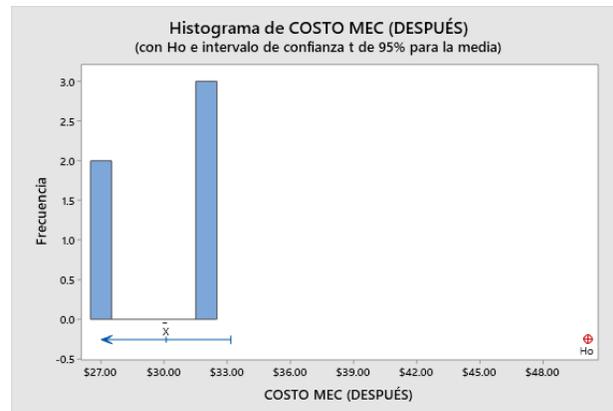


Figura 5,4 Histograma del costo de MEC de las dos muestras

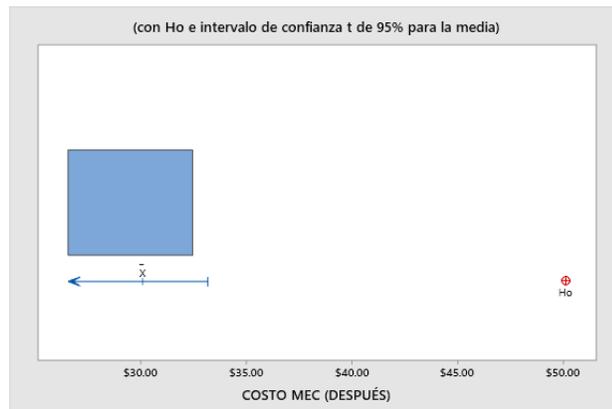


Figura 5,5 Caja del costo MEC (después)

Prueba T de una muestra: Costo MEC (después)

Estadísticas descriptivas

N	Media	Desv.Est.	Error estándar de la media	Límite superior de 95% para μ
5	30.09	3.23	1.45	33.17

μ : media de costo MEC (después)

Prueba

Hipótesis nula $H_0: \mu = 50.15$

Hipótesis alterna $H_1: \mu < 50.15$

Valor T	Valor p
-13.88	0.000

- **Regla del rechazo:**

Según el Método del rechazo, se rechaza la H_{0A} , puesto que $\text{valor-}p < \alpha$.

Reemplazando valores: $0.000 < 0.05$.

- **Demostración:**

Estadístico	Datos
Media poblacional (μ)	40.12
Media muestral (\bar{x})	30.09
Tamaño de muestra (n)	5
Desviación estándar (δ)	3.23

- Estadístico de prueba:

$$t = \frac{\bar{x} - \mu}{\left(\frac{\delta}{\sqrt{n}}\right)}$$

$$t = \frac{40.12 - 30.09}{\left(\frac{3.23}{\sqrt{5}}\right)}$$

$$t = 6.9436$$

- Tabla de distribución:

- Grados de libertad (n-1): 5-1=4
- Alfa: $\alpha=0.05$
- Nivel de confianza (1- α): 0.95
- T Student: $t_{(0.95;4)} = 2.132$

	1 - α				
<i>gl</i>	0,75	0,80	0,85	0,90	0,95
1	1,000	1,376	1,963	3,078	6,314
2	0,816	1,061	1,386	1,886	2,920
3	0,765	0,978	1,250	1,638	2,353
4	0,741	0,941	1,190	1,533	2,132
5	0,727	0,920	1,156	1,476	2,015

Por consiguiente, se puede visualizar un gráfico de la distribución T Student donde se encuentra el estadístico de prueba calculado con valor alfa y los grados de libertad:

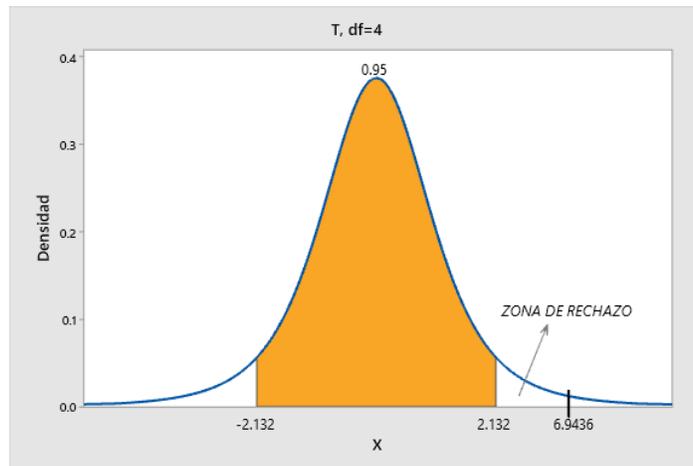


Figura 5,6 Gráfica de distribución T Student

- **Contrastación:**

Según la figura 5.6, se puede contrastar que la hipótesis específica H_0 , donde el estadístico de prueba $t = 6.9436$, se encuentra en zona de rechazo de la hipótesis nula, es decir, que con un nivel de confianza del 95%, se puede rechazar la H_0 y se puede afirmar que $\mu_A - \mu_B > 0$.

Así también, el método del rechazo, los resultados de prueba T muestra que el valor- p es menor que α , donde se puede reemplazar para obtener los siguientes valores: $0.005 < 0.05$.

Entonces, se puede comprobar con la evidencia suficiente que aplicar el modelo matemático de pre-corte convencional con taladros cargados alternadamente en la explotación de las labores mineras genera una reducción en los costos de

voladura con límites lisos y definidos. Por lo tanto, este modelo da una mayor eficiencia y se incrementa la rentabilidad de la contrata MV y por ende protege el macizo rocoso remanente a la labor minera de explotación.

5.2.3 Contrastación de hipótesis H1

En el capítulo IV, se logró calcular el porcentaje de dilución con el uso del método matemático postulado por O'Hara para las 5 muestras elegidas aleatoriamente.

En primer lugar, es necesario comprobar que exista una reducción en la dilución (%), para conocer y controlar los factores que producen este excesivo porcentaje, en las labores de producción de la operación de esta mina-estudio llevadas a cabo por la contrata MV.

Tabla 5,7 Comparación de la dilución antes y después de aplicar O'Hara

% Dilución (Antes)	% Dilución (Después)
63	20
71	13
81	10
43	10
36	20

Fuente: Elaboración propia

En este sentido, se puede realizar una prueba estadística para comprobar esta mejora en la dilución obtenida con el método de O'Hara. Se debe considerar una hipótesis alternativa que consiste en que la media hipotética del porcentaje de dilución obtenido con el método tradicional sea mayor a la media de la dilución con mejora aplicada.

Con esta comprobación, se puede inferir que la dilución obtenida con el modelo matemático de O'Hara es mejor que la obtenida con la teoría clásica. Además, es necesario comprobar que la segunda muestra de diluciones resulte una media hipotética menor o igual a 20%, puesto que este el límite de aceptación establecido por la contrata MV en favor a su rentabilidad.

- H_0 : La diferencia en la dilución promedio, en unidades porcentuales, para cada grupo de vetas elegida aleatoriamente es igual a una media hipotética de valor 0, es decir, que la dilución obtenida con la metodología de O'Hara no se puede reducir.

$$H_{0A}: \mu_A - \mu_B = 0$$

- H_1 : La diferencia en la dilución promedio de la muestra perteneciente al modelo convencional con la del modelo matemático de O'Hara, respectivamente, es mayor que cero, para cada grupo de vetas elegida aleatoriamente. Es decir que la dilución media obtenida es menor.

$$H_{1B}: \mu_A - \mu_B > 0$$

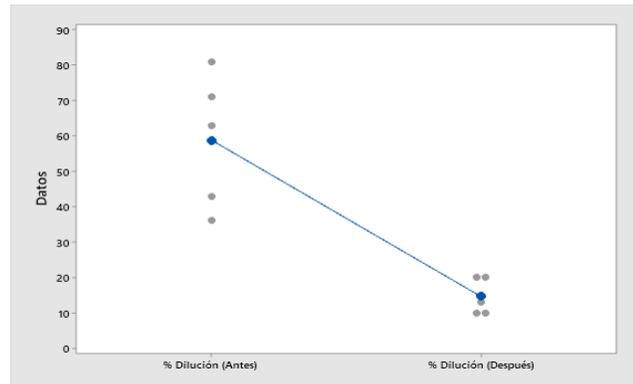


Figura 5,7 Valores individuales de % Dilución (Antes) Vs. % Dilución (Después)

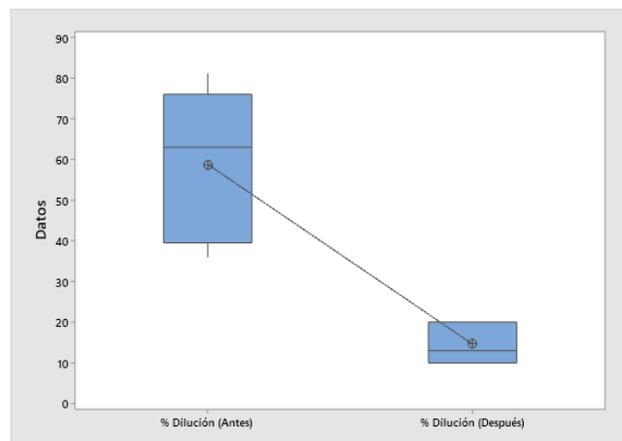


Figura 5,8 Caja de % Dilución (Antes) Vs. % Dilución (Después).

Prueba T Student de las dos muestras: % Dilución (Antes), % Dilución (Después)

Método convencional Vs. Modelo matemático de O'hara

μ_1 : media de % Dilución (Antes)

μ_2 : media de % Dilución (Después)

Diferencia: $\mu_1 - \mu_2$

No se presupuso igualdad de varianzas para este análisis.

Estadísticas descriptivas

Muestra	N°	Media	Desv. estand.	Error estándar de la media
% Dilución (Antes)	5	58.8	18.9	8.5
% Dilución (Después)	5	14.60	5.08	2.3

Estimación de la diferencia

Límite inferior de 95% para la Diferencia diferencia

$$\frac{44.20}{25.54}$$

Hipótesis nula $H_0: \mu_1 - \mu_2 = 0$

Hipótesis alterna $H_1: \mu_1 - \mu_2 > 0$

Valor T GL Valor p

$$\frac{5.05}{4} \quad 0.004$$

- **Regla del rechazo:**

Según el Método del rechazo, se rechaza la H_{0A} , puesto que valor- $p < \alpha$.

Reemplazando valores: $0.004 < 0.05$.

- **Demostración:**

Estadístico	% Dilución (Antes)	% Dilución (Después)
Media poblacional (μ)	58.8	14.60
Desviación estándar	18.9	5.08
Tamaño de muestra (n)	5	5

- **Estadístico de prueba:**

$$t = \frac{\mu_A - \mu_B}{\sqrt{\frac{\delta_A^2 - \delta_B^2}{n}}}$$

$$t = \frac{58.8 - 14.60}{\sqrt{\frac{18.9^2 - 5.08^2}{5}}}$$

$$t = 5.4291$$

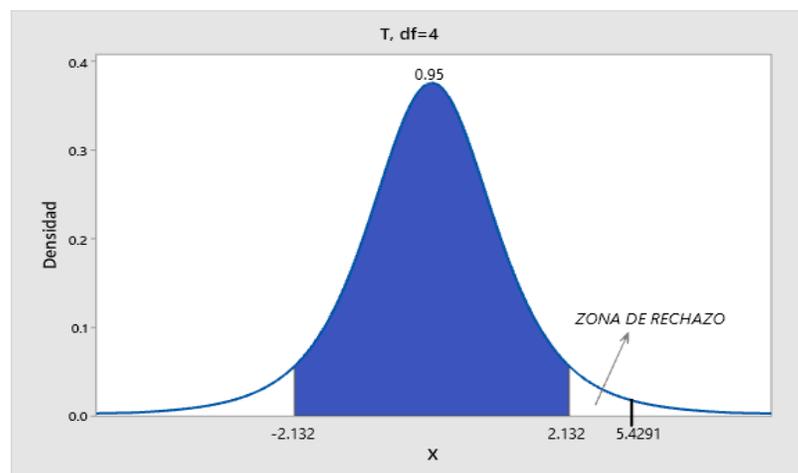
- **Tabla de distribución:**

- Grados de libertad (n-1): $5-1=4$
- Alfa: $\alpha=0.05$

- Nivel de confianza $(1-\alpha)$: 0.95
- T Student: $t_{(0.95;4)} = 2.132$

		$1 - \alpha$				
gl	0,75	0,80	0,85	0,90	0,95	
1	1,000	1,376	1,963	3,078	6,314	
2	0,816	1,061	1,386	1,886	2,920	
3	0,765	0,978	1,250	1,638	2,353	
4	0,741	0,941	1,190	1,533	2,132	
5	0,727	0,920	1,156	1,476	2,015	

Por consiguiente, se puede visualizar un gráfico de la distribución T Student donde se encuentra el estadístico de prueba calculado con valor alfa y los grados de libertad:



distribución T Student

Figura
5,9
Gráfica
de

- **Contrastación:**

En la figura 5.9, se puede contrastar que la hipótesis específica H_0 , donde el estadístico de prueba $t = 5.4291$, se encuentra en zona de rechazo de la hipótesis nula, es decir, que con un nivel de confianza del 95%, se puede rechazar la H_0 y se puede afirmar que $\mu_A - \mu_B > 0$.

Así también, el método del rechazo, los resultados de prueba T muestra que el valor- p es menor que α , donde se puede reemplazar para obtener los siguientes valores: $0.004 < 0.05$. En consiguiente, se determina que la dilución porcentual obtenida a partir del modelo matemático de O'Hara, es menor que la dilución calculada por el método convencional, es decir que la presencia del desmonte en el macizo rocoso luego de la fragmentación es mucho menor y viable para empresa puesto que se puede obtener más mineral. Así mismo, para lograr esta menor dilución, el modelo matemático planteado debe ser aplicado en conjunto con otras metodologías, como la reducción de taladros en el corte (4 taladros vacíos de 102mm y 3 taladros cargados con MEC), que serán comprobados en las siguientes hipótesis específicas.

5.3 Discusión de resultados

Entonces, se puede verificar que aplicando los cortes paralelos en las labores mineras de explotación genera una reducción en los costos de perforación y, por lo tanto, este corte presenta una mayor eficiencia con taladros

de diámetro mayor (102mm) que el corte convencional que usa taladros de 89mm.

También, se puede comprobar con la evidencia suficiente que aplicar el modelo matemático de pre-corte convencional con taladros cargados alternadamente y MEC espaciadas en la explotación de las labores mineras genera una reducción en los costos de voladura con límites lisos y definidos.

Por lo tanto, este modelo da una mayor eficiencia y se incrementa la rentabilidad de la contrata MV y por ende se protege al macizo rocoso remanente a la labor minera de explotación, de tal manera que no se genere gastos innecesarios por la elección de algún sistema de sostenimiento.

CONCLUSIONES

Se arribaron a las siguientes conclusiones:

- El corte anterior o histórico era de 9 taladros paralelos, de los cuales 4 taladros vacíos de 89mm y 5 taladros cargados generan un costo de perforación de 183.52 \$/corte. Entonces, al seleccionar el tipo de corte con siete taladros paralelos, de los cuales 4 taladros vacíos de diámetro mayor de 102mm que actúan como cara libre y tres taladros cargados cuyo diámetro es de 48mm forman el corte arranque para las actuales labores mineras de producción se obtuvo un costo de 149.44 \$/corte perforado, lográndose una reducción del 19% que representa un ahorro de \$34.08.
- En cuanto al pre-corte convencional con cargas espaciadas (3 emulsiones y 1 carmex) usado para ambas muestras, en el primer caso-estudio para labores mineras de 3.5m x 4.0m se cargaban 17 taladros, cuyo costo fue de 250.75\$. Entonces, para el caso-estudio 2 se tubo labores mineras con dimensiones de 3.5m x 4.0m (perforándose 17 taladros en todo el perímetro de la labor minera, de los cuales se cargaban 9 taladros) y otras de 4.0 x

4.5m (perforándose 19 taladros en todo el perímetro, de los cuales alternadamente se cargaban 11 taladros) con la misma cantidad de emulsiones, se obtuvo un costo de 150.45\$. Lográndose reducir este costo en 100.30\$ que representa un ahorro del 40%.

- Respecto a la dilución en las labores del primer caso-estudio se obtuvo un promedio de 59% y para el segundo caso-estudio aplicando el modelo matemático postulado por Ohara se obtuvo una dilución promedio del 15%. Entonces, esto representa una mejora en la recuperación del mineral.
- Los resultados de implementar un diseño de cortes paralelos asignado a cada una de las labores mineras presentadas, muestra que los costos de perforación se reducen en un 19%. Es decir, suponiendo que no haya ningún contratiempo en los días laborales durante un mes (3 guardias por día por 7 días) se puede economizar hasta 2,863.50 \$/mensual, alcanzando los indicadores requeridos por la contrata MV.
- Consecuentemente, el diseño de carga de forma alternada para los taladros de pre-corte convencional con cargas espaciadas no solo genera límites lisos y bien definidos de las labores mineras, sino también se logra una reducción considerando un mes de tres guardias de \$8,425.20 que representa un ahorro del 40%.

RECOMENDACIONES

Se sugiere las siguientes recomendaciones:

- Estandarizar el corte con siete taladros paralelos en todas las labores mineras de producción y de acceso a estas.
- Evaluar la posibilidad de la aplicación del corte paralelo con taladro vacío de mayor diámetro, dado que en otras unidades mineras se han obtenido excelentes resultados.
- Analizar con mayor frecuencia las características físico-mecánicas del macizo rocoso, para obtener mejores resultados en términos de fragmentación.
- Entrenar y concientizar al equipo humano de perforación, porque los resultados de la voladura depende directamente de la adecuada perforación en cuanto a empate en el collar, profundidad (avance) y paralelismo.

- Presentar a la gerencia la alternativa técnica-económica del uso del pre-corte con cámaras de aire en reemplazo del pre-corte convencional.
- Crear un departamento de investigación en la unidad minera, exclusivamente para aplicar algún modelo matemático de la investigación de operaciones de maximización o minimización de costos operacionales en cada actividad de una operación minera unitaria.

BIBLIOGRAFÍA

Agreda, C. (2001). Voladura controlada, teoría y aplicaciones. Lima-Perú.

Alvino, S. (2015). Voladura de Vetas Angostas en MARSA. FIGMM-UNI. Lima-Perú.

Gokhale, B.V. (2003). Blasthole drilling technology. MultiFields. India.

Hartman H.L. (ed), (1992). Underground Mining: Comparison of Methods, SME Mining Engineers Handbook, 2nd Edition, Vol 2, Section 21.

Hartley, J.S. (1994). Drilling tool and programme management. Australia.

Información de la mina-estudio

International Society Explosives Engineers-ISEE. Proceeding de los artículos técnicos relacionados al tema de investigación

Persson, P., Holmberg, R. & Lee, J. (1967). Rock blasting and explosive engineering. CRC Press.

Stewart, PC 2003, PhD thesis in preparation, Minimisation of dilution in narrow vein mines, Division of Mining, Mineral and Materials Processing Engineering, The University of Queensland, Brisbane, Australia.

Thomas, E G (2012). Mine fill in thin vein mining, Proceedings narrow vein mining, AusIMM.

Wang, J, Milne, D, Yao, M & Allen, G 2002, Quantifying the effect of hanging wall undercutting on stope dilution, 104th CIM Annual General Meeting, CIM, Vancouver.

ANEXOS

Anexo 1: Costos de perforación

Tipo de labos/ Sección			\$/m		
			Breasting 3.5x4.0	Rampa (+), Bypass, Galeria, Crucero	Rampa (+), Bypass, Galeria, Crucero
Barra de extensión	Und	440.00	16.59	32.91	36.65
Broca 51 mm	Und	90.00	11.31	22.44	24.99
Shank adapter	Und	275.00	6.91	13.71	15.27
Coopling	Und	82.00	15.45	29.55	29.55
Broca rimadora 89 mm	Und	183.00	0.00	2.49	2.49
Adaptador piloto	Und	230.00	0.00	5.73	6.39
Copas de afilado	pp	0.01	2.71	5.39	6.00
Aguzadora	pp	0.003	0.59	1.17	1.30
			53.56	113.39	122.64

Anexo 2: Costos MEC y accesorios de voladura

EXPLOSIVOS			
	N Pzs/caja	\$/Pzs	Peso/Cartucho
Emulnor 3000 1 1/8x12	114	0.462	0.22
Emulnor 3000 1 1/2x12	64	0.785	0.39
Emulnor 3000 1 1/4x12	92	2.037	0.27
Emulnor 1000 1 1/4x12	64	0.698	0.39
Semexa 65% 1 1/2 x12	68	0.781	0.37
Semexa 65% 7/8 x 7	308	0.142	0.08
Famecorte	50	3.225	0.176
Guia Seca	350	0.578	0.05
Fanel	100	1.352	0.049
Exanel	200		
Mecha Rapida		0.3035	
Cordon Detonante		0.1162	
Exagel 7/8 x 7		2.05	

Anexo 3: Costos de materiales y mano de obra

ANÁLISIS DE PRECIO \$ UNITARIO \$			
PARTIDA:	LAM Rampa (+), Bypass, Galena, Cruceiro 4.0 x4.0 C1	Rendimiento	2.80 mts
DIMENSIONES:	4.00 x 4.00	Longitud de barra	3.86 mts
GRADIENTE:	(+), Bypass, Galena, Cruceiro	Longitud efectiva	3.11 mts
UNIDAD DE MEDIDA:	Mt.	Eficiencia voladura	90%
ELABORADO POR:		Nº ledras perforadas	44
UNIDAD DE PRODUCCIÓN:	ANIMON	Nº ledras disparadas	40
TIPO DE MATERIAL:	DESMONTE	Volumen roto	43.85 m3
DUREZA DE MATERIAL:	MEDIA	Tonelaje roto	109.12 ton
INCLUYE:	Equipos,	Factor de potencia	1.80 Kg/m3
	Umpiza hasta los 150 mts	Velocidad de perforacion	39.36 Mts/hm;
FECHA DE ELABORACIÓN:	ago-19	Horas por guardia	12.00 hrs
		Densidad de material	2.50

Item	Descripción	Cont.	Und.		P.U (US\$)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA							
	Jarnero	4.80	hh		8.26	37.97	13.57	
	Aylo, Jarnero	4.80	hh		4.48	20.81	7.37	
								20.94
2.00	MATERIALES							
	Siera de esmerilación	0.075	Und		440.00	32.91	11.76	
	Broca 51 mm	0.249	Und		90.00	22.44	8.02	
	Shank adapter	0.050	Und		275.00	13.71	4.90	
	Cooping	0.360	Und		82.00	29.55	10.56	
	Broca rimada 89 mm	0.014	Und		183.00	2.49	0.89	
	Adaptador piloto	0.025	Und		230.00	5.73	2.05	
	Copax de alfilado	448.80	pp		0.01	5.39	1.92	
	Agujadora	448.80	pp		0.003	1.17	0.42	
	Siera conica de 8" concavo	0	pp		0.09	0.00	0.00	
	Siera conica de 8" convexa	0	pp		0.09	0.00	0.00	
	Broca desmontable de 39mm	0	pp		0.02	0.00	0.00	
	Tubos PVC 112	38	und		0.85	32.30	11.54	
	Alcaldones de Madera 1"x3 m	3	und	0.04	1.52	0.17	0.06	
	Cuchillas de Fierro Corrugado 38"x2.5m	2	und	0.05	2.60	0.28	0.10	
	Tacos de ardo 30.5cm X Ø 4.1mm	19	und		0.14	2.68	0.95	
	Elemento Estandarización	2.80	Global		1.00	2.80	1.00	
	Piomada de Bronce	1.00	und	0.02	57.80	0.98	0.34	
	Cables electricos	2.80	Global		2.50	7.00	2.50	
	Accesorios tubería	2.80	Global		2.50	7.00	2.50	
	Alcayala agua-aire y bombas	1.00	und		5.80	5.80	2.07	
	Alcayala cable electrico	1.00	Und		3.50	3.50	1.25	
	Escalera Tipo Tijera en Aluminio	1	Und	0.02	250.00	4.17	1.49	
	Pinura (marcado maña)	0.75	Gm.		7.00	5.25	1.88	
	Cinta Sandé Inox	4	Und		0.34	1.36	0.49	
	Manguera de ventilación 36"	2.80	mf		4.20	11.75	4.20	
	Manguera de lana 1" 300 psi	0.250	mf		3.00	0.75	0.27	
	Acabte de perforación	0.110	gln		9.25	1.02	0.36	71.53
3.00	EXPLOSIVOS							
	Emulcor 3000 11Qx12	143	und	0.00%	0.785	0.00	0.00	
	Emulcor 3000 11Rx12	51	und	0.00%	2.037	0.00	0.00	
	Carmes	2.00	und	0.00%	0.590	0.00	0.00	
	Fulminante Snel	4.5	und	0.00%	1.352	0.00	0.00	
	Famecate	5	und	0.00%	3.225	0.00	0.00	
	Conectores		und	0.00%	0.090	0.00	0.00	
	Guía de seguridad		m	0.00%	0.090	0.00	0.00	
	mecha de seguridad		m	0.00%	0.400	0.00	0.00	
	Cordón de diamante	20.00	m	0.00%	0.116	0.00	0.00	
	Gelatina 75% 1 1/8Ø		und	0.00%	0.318	0.00	0.00	
	Dinamita Semeca 65% - 7.6" x 7		und	0.00%	0.134	0.00	0.00	0.00
4.00	Herramientas							
	Equipo de Protección Personal	7.00%	%		58.59	4.10	1.47	
	Herramientas manuales	5.00%	%		58.59	2.93	1.05	
	Limpieza Minera + cargador de lamparas	9.20	hh		0.06	0.54	0.19	2.70
5.00	EQUIPOS							
	Junco electrodinámico	3.48	hm		100.50	349.28	124.83	124.83
COSTO DIRECTO								220.00

Anexo 4: Galerías principales





Anexo 5: Zona de disparo primario

