

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

**“APLICACIÓN DE TÉCNICAS OPERATIVAS PARA CONTROLAR LA
DILUCIÓN EN EL MINADO DE VETAS ANGOSTAS EN
UNA EMPRESA MINERA”**

**PARA OBTENER EL GRADO ACADÉMICO DE MAESTRO EN CIENCIAS
EN INGENIERIA DE MINAS**

**ELABORADO POR
CRISTHIAM DANIEL VILLENA ALEGRE**

**ASESOR
M.Sc. Ing. SANDRO GERMAN GUARNIZ ANTICONA**

**LIMA – PERÚ
2021**

DEDICATORIA

A mi Abuelita, Esperanza Cuba Medina (QEPD),

Siempre vives en mi corazón

A mi madre, Yolanda Antonieta Alegre Cuba,

por alentarme en todo momento de mi vida,

y por enseñarme a superar crisis, y ser fuente de mi inspiración

A mi hija, Daniela Esperanza Villena Pachau

por ser la razón de mi nuevo proyecto de vida.

AGRADECIMIENTO

Gracias a Dios, por la vida y la salud
A la UNI, mi Alma Mater, Cuya insignia llevo en mi pecho.
A mis profesores de Pregrado y Posgrado, por
sus conocimientos y consejos
A mi Asesor MSc. Ing. Sandro Guarniz, por su
dedicación en guiar este trabajo.
Al Sr Percy Torres (QEPD) de la Compañía Minera Titán
Contratistas Generales, por su apoyo durante
el Estudio de la Maestría

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iv
INDICE DE FIGURAS	vii
INDICE DE TABLAS	ix
RESUMEN	x
ABSTRACT	xi
INTRODUCCIÓN	12
CAPÍTULO I	15
1. GENERALIDADES	15
1.1. ANTECEDENTES REFERENCIALES	15
1.2. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	18
1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	18
1.3.1. Problema General	19
1.3.2. Problemas Específicos	19
1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	19
1.4.1. Justificación teórica	20
1.4.2. Justificación personal	20
1.5. OBJETIVOS	21
1.5.1. Objetivo General	21
1.5.2. Objetivos Específicos	21
1.6. HIPÓTESIS	21
1.6.1. Hipótesis General	21
1.6.2. Hipótesis Específicas	22
1.7. VARIABLE E INDICADORES	22
1.7.1. Variable dependiente	22
1.7.2. Variable independiente	22
1.7.3. Indicadores	22
1.8. PERIODO DE ANÁLISIS	22

CAPITULO II	24
2. MARCO TEÓRICO Y MARCO CONCEPTUAL	24
2.1. EL ESTADO ACTUAL DE LA MINERÍA EN EL PERÚ	24
2.1.1. Presente y futuro de la explotación de vetas angostas	27
2.1.1. Clasificación general de vetas angostas.....	30
2.2. ELECCIÓN DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN MÁS ADECUADOS PARA EL MINADO DE VETAS ANGOSTAS.	33
2.2.1. Clasificación general de los métodos de explotación	34
2.2.2. Método de Corte y relleno convencional	36
2.2.3. Algunas estadísticas para el método de corte y relleno	38
2.2.4. Condiciones a tener en cuenta para elegir el método de explotación más adecuado38	
2.2.5. Criterios para seleccionar los métodos de explotación para vetas angostas	39
2.3. VOLADURA CONTROLADA PARA REDUCIR LA DILUCION.....	41
2.3.1. Definición de voladura controlada.....	42
2.3.2. Clasificación de los modelos matemáticos que usa la voladura controlada	44
2.3.3. Elección del modelo matemático de pre corte convencional.....	45
2.3.4. Elección de las mezclas explosivas comerciales y accesorios de voladura	47
2.4. DILUCION PRODUCIDA EN EL MINADO DE VETAS ANGOSTAS.	48
2.4.1. Definición de dilución	49
2.4.2. DILUCIÓN DEFINIDO COMO ELOS	51
2.4.3. Principales causas de la dilución.	53
2.4.4. Tipos de dilución	55
2.4.5. Cálculo de la dilución en función de las dimensiones del block a explotarse.....	57
2.4.6. Relaciones matemáticas para calcular la dilución.	62
2.5. MÉTODO DE CIRCADO	65
2.5.1. Definición de circado (Resue mining)	65
2.5.2. ¿Por qué y cómo aplicar este método?	65
2.6. IMPORTANCIA DE LA MECANIZACION EN LA EXPLOTACION DE VETAS ANGOSTAS. ..	66
2.6.1. Equipo de perforación.....	67
2.6.2. Equipo de carguío y acarreo	69
CAPITULO III	70

3.	METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	70
3.1.	TIPO DE INVESTIGACIÓN	70
3.2.	DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	71
3.3.	POBLACIÓN Y MUESTRA	72
3.3.1.	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA RECOGER INFORMACIÓN	72
3.4.	TÉCNICA DE PROCEDIMIENTO DE DATOS	73
3.4.1.	PRUEBA DE HIPOTESIS	73
3.4.2.	PASOS EN LAS PRUEBAS DE HIPÓTESIS	74
3.5.	DESARROLLO DEL TRABAJO DE TESIS.....	76
3.5.1.	Introducción	76
3.5.2.	DESCRIPCION DE LA SITUACION ANTERIOR AL PROCESO DE MEJORA.....	77
3.5.3.	ANALISIS DE LA MEJORA DE PROCESO.....	84
3.5.4.	Cálculos para determinar la dilución para las vetas	90
	CAPITULO IV	92
4.	RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN	92
4.1.	Análisis de los resultados	92
4.2.	Contrastación de las hipótesis	93
4.2.1.	Hipótesis específicas	93
4.2.2.	PRUEBA DE LA HIPOTESIS 1.....	94
4.2.3.	PRUEBA DE LA HIPOTESIS 2.....	98
	CONCLUSIONES	101
	RECOMENDACIONES.....	103
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	105
	ANEXOS	107
	Anexo 1: Matriz de consistencia	108
	Anexo 2: Tablas estadísticas	110
	Anexo 3: Mina en estudio	114
	Anexo 4: Figuras en operaciones	116
	Anexo 5 Formato de autorización.....	125
	Anexo 6 Curriculum vitae.....	127

INDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Minería informal.....	25
Figura 2.2 Producción minera a nivel mundial	27
Figura 2.3 Vetas angostas masivas	31
Figura 2.4 Vetas angostas masivas diseminadas.....	31
Figura 2.5 Vetas angostas diseminadas	32
Figura 2.6 Vetas angostas diseminadas con variación de ley	32
Figura 2.7 Muestra el método de explotación “sublevel stoping”	35
Figura 2.8 Muestra el método de explotación “longhole stoping”	35
Figura 2.9 Sección longitudinal de un típico tajeo convencional en breasting	37
Figura 2.10 Criterios para elección del método de explotación.....	37
Figura 2.11 Explotación de vetas angostas	39
Figura 2.12 Vetillas mineralizadas con geometrías irregulares	40
Figura 2.13 Concepto de la voladura controlada	42
Figura 2.14 Labor minera sin y con voladura controlada.....	43
Figura 2.15 Modelo matemáticos para voladura controlada	44
Figura 2.16 Pre corte convencional.....	46
Figura 2.17 Corte de un frontón.....	46
Figura 2.18 Plano y secuencia de salida del disparo	47
Figura 2.19 Conexiones del disparo primario	48
Figura 2.20 Diagrama conceptual de dilución	50
Figura 2.21 ELOS Interpretación geométrica.....	52
Figura 2.22 Frontón con una veta mineralizada y dilución por sobre rotura.....	54
Figura 2.23 Conceptos dilución planeada vs. no planeada.....	56
Figura 2.24 Conceptos de dilución primaria y secundaria.....	57
Figura 2.25 Dilución en función del block.....	58
Figura 2.26 Ancho de veta y waste	59
Figura 2.27 Comportamiento de la dilución respecto al WASTE, para distintos valores de ancho de veta A_v	61
Figura 2.28 % Dilución Vs Ancho de veta para distintos valores de WASTES.....	62
Figura 2.29 Labor minera.....	63
Figura 2.30 Como calcular la dilución minera.....	64
Figura 2.31 Equipos de perforación subterránea.....	68
Figura 2.32 Equipos de carguío y acarreo subterráneo.....	69
Figura 3.1 Tipos y niveles de investigación	71
Figura 3.2 Diseño de la investigación	72
Figura 3.3 Síntesis para la prueba de hipótesis t-student	74
Figura 3.4 Tajos 620 y 590 Veta Lucho Niv 4 Empresa Minera trabajada sin piso uniforme.....	77

Figura 3.5 Datos de campo Veta lucho antes de mejora.....	78
Figura 3.6 Diseño de veta Lucho L= 40m, H=30m, W= 1.20m, AV= 0.35m.....	80
Figura 3.7 Mineral fragmentado sobre la manta	84
Figura 3.8 Diseño proceso de mejora veta lucho.....	87
Figura 4.1 Zona de rechazo método del valor crítico leyes de oro	96
Figura 4.2 Zona de rechazo método del valor crítico productividad TC/ H-Gdia	99
Figura A.1 Puruñado del oro en superficie	117
Figura A.2 Tajeo 620 Nv 3	117
Figura A.3 Tajeo 710 Nv 3	118
Figura A.4 Transporte de Mineral con Z-20	118
Figura A.5 Tajeo 710 Nv 3	119
Figura A.6 Tajeo 620 Nv 3	119
Figura A.7 Tajeo 675 Nv 2	120
Figura A.8 Tajeo 675 Nv 2	120
Figura A.9 Producción diaria en sacos	121
Figura A.10 Tajeo 720 Nv 3	121
Figura A.11 Tajeo 720 Nv 3 preparado	122
Figura A.12 Tajeo 720 Nv 3 preparado y limpio.....	122
Figura A.13 Tajo 867 Nv 1	123
Figura A.14 Tajo 675 Nv 2	123
Figura A.15 Tajo 675 Nv 2	124

INDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Clasificación de los cuerpos mineralizados según Georgi Popov 1971	30
Tabla 3.1 Consumo de explosivos y accesorios de voladura	89
Tabla 3.2 Porcentaje de dilución de las vetas Empresa Minera.....	91
Tabla 4.1 Datos históricos Procedimiento anterior	92
Tabla 4.2 Data con proceso de mejora aplicando el control de dilución	93

RESUMEN

La presente tesis de maestría está centrada en la mejora de procedimientos en la explotación de vetas angostas involucrando parámetros como: la dilución el valor del mineral y la productividad.

En el capítulo 1, se aborda la necesidad de implementar un procedimiento técnico para mejorar la calidad del mineral extraído y disminuir la dilución, la justificación y necesidad del presente trabajo de investigación, así como la identificación de las variables dependientes e independientes. Así como los antecedentes nacionales e internacionales de la investigación

En el capítulo 2, trata del marco teórico y conceptual que dan soporte a la tesis. Se explica los conceptos clásicos de dilución, asimismo como plantear operativamente y aplicar eficientemente el método del circado en vetas angostas. En el capítulo 3, se menciona la metodología de investigación a utilizar, para lograr los resultados esperados

Finalmente, el capítulo 4, abarca los resultados obtenidos de la implementación del procedimiento de mejora de procesos, controlando la dilución, estableciendo secuencia y ciclo de minado, orden y limpieza en las labores. Se logra mejorar la calidad del mineral de 0.236 Oz Au/Tc a 0.320 Oz Au/Tc es decir se incrementó en un 35.59 %. Asimismo, se aumenta la productividad de 0.7189 TC/H-Gdia a 1.1737 TC/H-Gdia es decir se tiene un incremento de 63.26 %

Palabras claves: Dilución, circado, mejora de procesos.

ABSTRACT

This master's thesis is focused on the improvement of procedures in the exploitation of narrow veins involving parameters such as: dilution the value of the mineral and productivity.

In Chapter 1, we discuss the need to implement a technical procedure to improve the quality of the ore mined and reduce dilution, the rationale and need for this research work, as well as the identification of dependent and independent variables. As well as national and international research background.

In Chapter 2, it deals with the theoretical and conceptual framework that support the thesis. The classic concepts of dilution are explained, as well as how to operationally pose and efficiently apply the resue mining method in narrow veins.

In Chapter 3, the research methodology to be used to achieve the expected results is mentioned.

Finally, Chapter 4 covers the results obtained from the implementation of the process improvement procedure, controlling dilution, establishing sequence and cycle of mining, order and cleanliness in the work. It is possible to improve the quality of the mineral from 0.237 Oz Au / Tc to 0.320 Oz Au / Tc, that is, it increased by 35.59%. Likewise, productivity increases from 0.7189 TC / H-Gdia to 1.1737 TC / H-Gdia, that is, there is an increase of 63.26%

Key words: Dilution, resuing mining, process improvement.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación tiene por objeto de estudio las vetas angostas de mineral, de minas subterráneas, cuya potencia es menor de 30 pulgadas (76 cm) según Dictionary of Mining, Mineral, & Related Terms the U.S. Bureau of Mines 1996. En el Perú, las vetas angostas de oro son explotadas generalmente mediante el método Corte y relleno ascendente. Y para un minado selectivo, se aplica una variante llamada circado.

La tesis tiene como objetivos: (1) Aplicar técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas para mejorar la calidad del mineral extraído. (2) Aplicar técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas para mejorar la productividad

El trabajo nace por la inquietud de responder a la siguiente pregunta: ¿Existe unas técnicas operativas cuya aplicación adecuada ayude a proteger la roca remanente al disparo primario y sobre todo reducir la dilución; y aumentar la productividad en el minado de vetas angostas?

La motivación para este trabajo fue que no hay mucha bibliografía que dé respuesta a la pregunta formulada, y es un campo de aplicación en la explotación de muchas pequeñas minas del Perú que dan la posibilidad de uso intensivo de mano de obra. Y gracias a la oportunidad de investigación dada por los dueños de la mina donde laboré, porque pude plasmar las oportunidades de mejora de procesos en beneficio de la operación minera y de la Empresa.

Hay muchos conceptos postulados por varios autores sobre la dilución. Pero el concepto que más satisface para los fines de este trabajo de investigación es el dado por el Dictionary of Mining, Mineral, & Related Terms of the U.S. Bureau of Mines “La dilución es la contaminación del mineral con roca estéril de las cajas en un tajeo. El análisis del mineral después de la extracción es con frecuencia un 10% más bajo que cuando se muestrea en el lugar”

En vetas angostas de 0.30m de potencia que requiere un ancho de labor de 1.2 m la ley extraída es 75% más bajo que la ley de veta medida in situ; para un ancho de labor de 0.35 m ley extraída es 70.8% más bajo que la ley de veta medida in situ. Esta cifra es preocupante, y requiere una solución inmediata, porque hay un gasto excesivo en fragmentación y manipulación de roca estéril que no tiene valor económico, y la baja ley enviada la planta metalúrgica traerá consigo una baja recuperación metalúrgica y por consiguiente una pérdida económica y disminución de las reservas de mineral.

Para hacer frente a este problema se ha desarrollado la siguiente investigación. En la mina donde se aplicó esta mejora de procesos se opera la extracción de mineral con método de corte y relleno ascendente con relleno convencional (la roca estéril de las cajas como relleno). Se estableció un ancho de labor controlado de 1.2 m con altura de 2.0 m con ciclo de minado ordenado y con voladura. Aplicando el método de circado, fragmentando primero el estéril ya sea si la veta está en caja piso o caja techo. Luego de nivelar el piso se dispara la veta, con eso se controla dilución, se mejora la ley, se aumenta la productividad y se minimiza la dilución.

Hay que tener en cuenta que no es método de gran escala, pero es más selectivo.

CAPÍTULO I

1. GENERALIDADES

1.1. ANTECEDENTES REFERENCIALES

El minado o el método de explotación de vetas angostas, es un método especial o muy sui generis de todos los métodos de explotación más usados y/o conocidos para llevar a cabo la explotación de las vetas angostas. Cabe resaltar que vetas angostas, son las que tienen poca potencia (anchos pequeños).

Por otro lado, si la estructura mineralizada corresponde al tipo denominado de “vetas angostas” se debe preparar mediante sub niveles y chimeneas o inclinados, los bloques para la explotación respectiva.

Generalmente, muchas minas que explotan vetas angostas no tienen reservas

de larga vida, pero en general tienen recursos significativos para incrementar su potencial. Esto se aplica no sólo a las minas de oro de vetas angostas, sino también a las minas de vetas angostas de plata y plomo y zinc, minas de diamantes, minas de vetas angostas de metal de base y otras.

Por otro lado, los expertos en este tema concuerdan que las vetas angostas son difíciles de evaluar debido a su naturaleza geológicamente variable. Generalmente tienen menos de 1 metro de ancho, discordantes, anchos variables y comúnmente desplazados por fallas por la naturaleza. Por lo tanto, la práctica y la experiencia hacen que muchos operadores de las minas de vetas angostas utilicen la perforación para localizar inicialmente las vetas y para estimar los recursos inferidos.

Zea (2018) desarrolló la investigación denominada: “Innovación tecnológica de fragmentación térmica en vetas angostas y gestión en costos de producción”, de la Universidad Nacional de Ingeniería.

La hipótesis general fue: el método de innovación tecnológica por fragmentación térmica en vetas angostas auríferas requiere menor capital de financiación y mejor gestión en costos de producción comparado con la explotación con uso de explosivos convencionales.

Llegando a concluir que el método de explotación de perforación y fragmentación térmica, es una tecnología mecanizada que se aplica en vetas angostas de minas de oro, reduciendo el uso de explosivos, cuyo factor de carga fue de 0.081 Kg/m^3 . Lo cual reduce los costos operacionales.

Alvino (2015) llevo a cabo la investigación: “Voladura de Vetas Angostas en Minera Aurífera Retamas SA”, de la Universidad Nacional de Ingeniería.

La Mina MARSA, explota los cuerpos mineralizados por el método subterráneo, por los métodos de Tajo cámara, tajos largos (Long Wall) y corte y relleno ascendente convencional; siendo estos métodos adecuados para extraer las vetas de oro de las profundidades de la corteza terrestre. El minado de vetas angostas resulta muy difícil minar selectivamente y evitar la dilución del mineral.

Hadjigeorgiou (2012) desarrolló un enfoque en el minado de vetas angostas en Australia denominado: desafíos geotécnicos en el minado de vetas angostas.

La minería de vetas angostas, como la mayoría de los tipos de minería, enfrenta importantes desafíos geotécnicos. Los desafíos geotécnicos en las minas de vetas angostas, proviene de la naturaleza de los depósitos, que a menudo son inclinados, discordantes y se encuentran dentro de rocas fracturadas o fallas o en zonas de cizallamiento. Dependiendo del método de explotación que se use, siempre se debe tener en cuenta la variable dilución.

1.2. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

En primer lugar, la falta de inversión minera, los problemas socio-ambientales y en un futuro no muy lejano la falta de yacimientos para explotarlos por el método de open pit, hace que los empresarios mineros y todos los inmersos en esta industria extractiva volteen la mirada a la explotación de vetas angostas, que es el futuro promisorio de la minería y del Perú.

Además, la aleatoriedad del macizo rocoso en sus características físico-mecánicas en la explotación de vetas angostas, las características mismas de las vetas y leyes erráticas de estas que puede cambiar en cualquier momento, obligando al profesional a ajustar o construir un método o técnicas operativas que están usando; pero siempre teniendo en cuenta que dichos métodos o técnicas operativas debe ser rentable desde un punto de vista técnico-económico; de tal manera que debe reducir, controlar y evitar la dilución. Y hacer, que la Empresa Minera obtenga mayor rentabilidad en US\$/Tm.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Por las dimensiones y formas irregulares de las vetas angostas, la explotación trae consigo el problema de la dilución, por eso es fundamental aplicar alguna técnica operativa que más se adecue para controlar esta variable.

Sin embargo, se debe elegir un método de explotación que se adecue a la geometría del “cuerpo mineralizado”, uno o una combinación de técnicas que usa

la voladura controlada y elegir el que más se adecúe a su realidad y sea práctico para controlar la dilución, y así obtener una adecuada producción y productividad y por ende incrementar la rentabilidad de la empresa minera.

1.3.1. Problema General

¿En qué medida la aplicación de técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas mejorará la calidad del mineral extraído e incrementará la productividad?

1.3.2. Problemas Específicos

1. ¿En qué medida la aplicación de técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas mejorará la calidad del mineral extraído?
2. ¿En qué medida la aplicación de técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas incrementará la productividad?

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

El minado de vetas angostas, en la explotación de metales preciosos es muy importante; aunque el precio del oro es variable en el mercado y en oportunidades baja su precio, aun así, la explotación de este metal paga los costos operacionales y deja una rentabilidad considerable a la compañía minera. Pero, para alcanzar esta rentabilidad se debe controlar la dilución para no contaminar el mineral con el desmonte. Entonces, la justificación e importancia para

desarrollar esta investigación científica con diseño aplicativo, es por las siguientes razones:

1.4.1. Justificación teórica

En el Perú no hay información en la explotación de vetas angostas; siendo el futuro promisorio de esta actividad. Como se mencionó anteriormente al no haber inversión minera y además con los agregados de las organizaciones que se oponen a la minería ya sea por ignorancia o por intereses propios. El auge de la industria minera es y será la explotación de vetas angostas.

Contribuirá a los inmersos en la industria minera como material de lectura, consulta y/o guía para elegir un método de explotación que se adecue a la veta de mineral, o en el mejor de los casos como elegir y aplicar técnicas operativas para controlar la dilución, y que en muchos casos estos modelos se deben combinar, de tal manera que se adecue a la forma irregular de estos cuerpos mineralizados.

1.4.2. Justificación personal

A título personal, elegí hacer este tema de investigación por la experiencia de campo obtenido, y por no encontrar un texto bibliográfico peruano que me ayudé a absolver muchas interrogantes que se presentan en el día a día en el trabajo, y a las cuales se deben dar solución en el momento.

1.5. OBJETIVOS

1.5.1. Objetivo General

Aplicar técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas con el fin de mejorar la calidad del mineral extraído e incrementar la productividad.

1.5.2. Objetivos Específicos

- Aplicar técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas con el fin de mejorar la calidad del mineral extraído.
- Aplicar técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas con el fin de incrementar la productividad.

1.6. HIPÓTESIS

1.6.1. Hipótesis General

H1: Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angosta se mejorará la calidad del mineral extraído e incrementará la productividad.

1.6.2. Hipótesis Específicas

Hipótesis específica 1

H_a =: Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angosta se mejorará la calidad del mineral extraído

Hipótesis específica 2

H_a = Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angosta se incrementará la productividad. (TC/H-G-día)

1.7. VARIABLE E INDICADORES

1.7.1. Variable dependiente

X1: Aplicación de técnicas operacionales para el minado de vetas angostas

1.7.2. Variable independiente

Y1: Control de la dilución en la contaminación del mineral.

Y2: Incremento de la productividad.

1.7.3. Indicadores

Y1: % de dilución de la ley de oro

Y2: Productividad en Tm/H-Gdia.

1.8. PERIODO DE ANÁLISIS

El periodo de análisis es de abril a setiembre 2018 en una Empresa minera, Veta Lucho, Tajos 710, 620, 365. El periodo junio-julio es el periodo histórico sin mejora. El periodo agosto-setiembre en el periodo aplicando las mejoras en las

técnicas operacionales y los criterios de control de dilución plantada en los modelos matemáticos.

CAPITULO II

2. MARCO TEÓRICO Y MARCO CONCEPTUAL

Este capítulo enmarca la teoría en que se basa el desarrollo de la tesis. El marco teórico se desarrolla en orden cronológico al requerimiento de las operaciones desde la elección del método de explotación que más se adecue al minado de vetas angostas, así como la aplicación de las técnicas operacionales de pre corte convencional para controlar la dilución.

2.1. EL ESTADO ACTUAL DE LA MINERÍA EN EL PERÚ

Como se puede observar en la última década la industria minera enfrenta desafíos por factores locales y externos, que muchas veces estos factores son influenciados por extranjeros. A continuación, se mencionan los desafíos:

- **Sociales:** El descontento de las comunidades aledañas al yacimiento minero, que son influenciados por las famosas ONG anti mineras, la cuales tiene sus

propios intereses. Este factor es fundamental, porque es la licencia social para que pueda operar una compañía minera, debiéndose mantener una buena relación desde que se inician las operaciones hasta el cierre de mina.

- **Ambientales:** La burocracia del estado hace que demore los trámites para los permisos respectivos. Así como también, el estado brilla por su ausencia en la explotación de la minería informal. Haciendo que estos mineros informales depreden el ambiente, sin tener un plan de reforestación. La minería informal trae consigo la evasión de impuestos y como consecuencia el famoso término que está de moda en la fiscalía “lavado de activos”.



Figura 2.1 Minería informal
(Fuente Rumbo Minero)

- **Políticos:** Si el gobernante de turno no tiene políticas claras para traer las inversiones, es muy difícil que los capitales ingresen o se queden en el país, entre otros.

Se sabe que, para nadie es un secreto que la industria minero-metalúrgica no está en su mejor momento. Los resultados del periodo económico del 2014 no fueron los esperados y básicamente estos se deben a la caída del precio de los metales.

Desde el 2012 al cierre del año pasado el precio promedio del cobre cayó alrededor del 13,8%; el del oro disminuyó 24,1%; y el de la plata en 35%. Esto afectó directamente los resultados de las empresas.

Cabe enfatizar, que no habiendo inversión de capitales nacionales y/o extranjeros en la industria minera, que es el ente multiplicador que da trabajo directo e indirecto a los obreros, técnico y profesionales de cualquier rama del saber humano, trae como consecuencia el desempleo y fuga de talentos por falta de oportunidades.

Por todo lo mencionado anteriormente, es de imperiosa necesidad la explotación de metales preciosos que muchas veces estos cuerpos mineralizados por sus

variadas dimensiones y geometría irregular se les denomina vetas angostas. Que generalmente se explotan por el método subterráneo.

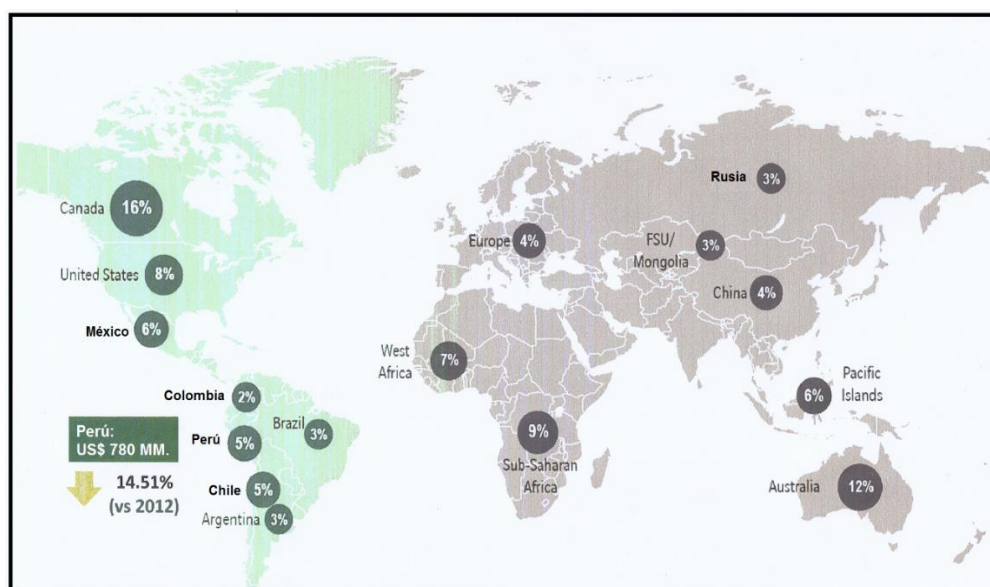


Figura 2.2 Producción minera a nivel mundial
(Fuente MEM)

2.1.1. Presente y futuro de la explotación de vetas angostas

Varios depósitos mineralizados en los diferentes macizos rocosos se presentan formando vetas angostas y con altos ángulos de buzamiento. En el pasado dichas vetas angostas han sido explotadas ya sea por métodos manuales, cuyo costo operacional era muy elevado.

Por otro lado, dichos métodos permitían seguir la veta; obteniendo una dilución mínima y aceptables rangos de producción, u obteniendo un costo operacional menor usando métodos de explotación mecanizados.

Los métodos de explotación usando equipos mineros, incrementaban los rangos de dilución y por lo tanto las leyes de mineral extraídos serán menores.

Se debe mencionar que, a nivel mundial varias compañías mineras están introduciendo la mecanización total para la explotación de vetas angostas. Estas vetas angostas presentan altos ángulos de buzamiento; obteniéndose de esta manera un incremento considerable en su producción y productividad. También, se puede enfatizar que la explotación de vetas angostas, es un aporte importante dentro de la industria minera presente y futura.

En cuanto a las habilidades y experiencias requeridas para gerenciar la explotación de estos recursos minables, son poseer racionalmente una alta especialización, la cual debe incluir:

- Estructuras geológicas altamente complejas y los efectos que estas puedan tener.
- Un porcentaje de dilución planeado y no planeado
- La necesidad de una alta selectividad
- Parámetros físico mecánicos del macizo rocoso muy variables.
- Bajo tonelaje de explotación por metro de altura.
- Algunas veces se puede presentar tratamientos metalúrgicos muy complejos especialmente cuando la fragmentación obtenida en la mina no es la adecuada.

Por otro lado, ante la nula inversión en proyectos mineros de gran envergadura; el futuro de la explotación de vetas angostas es muy promisorio; pero obviamente teniendo en consideración lo siguiente:

- La elección de métodos de explotación adecuados y selectivos
- La mecanización de las labores mineras para explotar vetas angostas
- Contar con personal altamente calificado.
- Contar con una gerencia por objetivos
- Usar los modelos matemáticos de la voladura controlada para minimizar la dilución
- Todos los tipos de dilución deben ser controlados y minimizados.
- Usar el método de circado.

2.1.1. Clasificación general de vetas angostas

Veta Un depósito mineral, generalmente muy inclinado. El término se usa para describir un cuerpo que generalmente es más pequeño y tiene paredes mejor definidas que un filón (A Nelson 1961)

Circado. (resuing) Para extraer o despojar suficiente roca estéril para exponer una veta angosta pero rica, que luego se extrae en condiciones limpias. (A Nelson 1961)

Tabla 2.1 Clasificación de los cuerpos mineralizados según Georgi Popov 1971

N°	CLASIFICACION	ESPESOR
1	Muy delgada	0.70m a 0.80m
2	Delgada	0.80m a 2.00m
3	Medio Grueso	2.00m a 5.00m
4	Grueso	5.00m a 15-20m
5	Muy Grueso	15.20m a más

Fuente: Georgi Popov 1971 "The working of mineral deposits" edit. Mir Publishers p. 249

Las vetas con potencias menores a 0.70m pueden ser consideradas como vetas angostas, que coincide con la definición encontrada en el Dictionary of Mining, Mineral, & Related Terms the U.S. Bureau of Mines 1996. Donde refiere a vetas angostas aquellas cuya potencia es menor de 30 pulgadas (76 cm).

Con el objetivo de clarificar y simplificar conceptos de cómo se presentan los depósitos que contienen las vetas angostas “tabulares”, estos se muestran en las siguientes figuras.

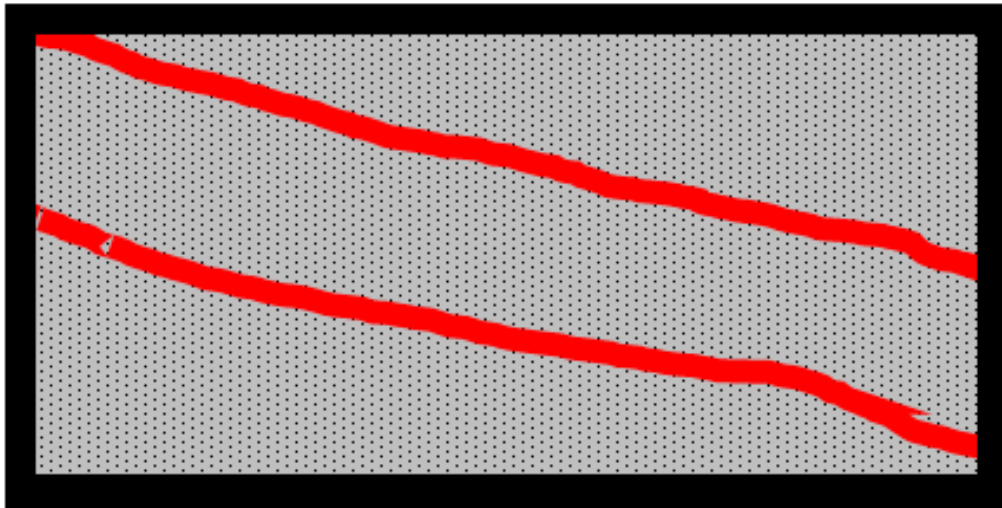


Figura 2.3 Vetas angostas masivas
(Fuente AUSIMM 2012)

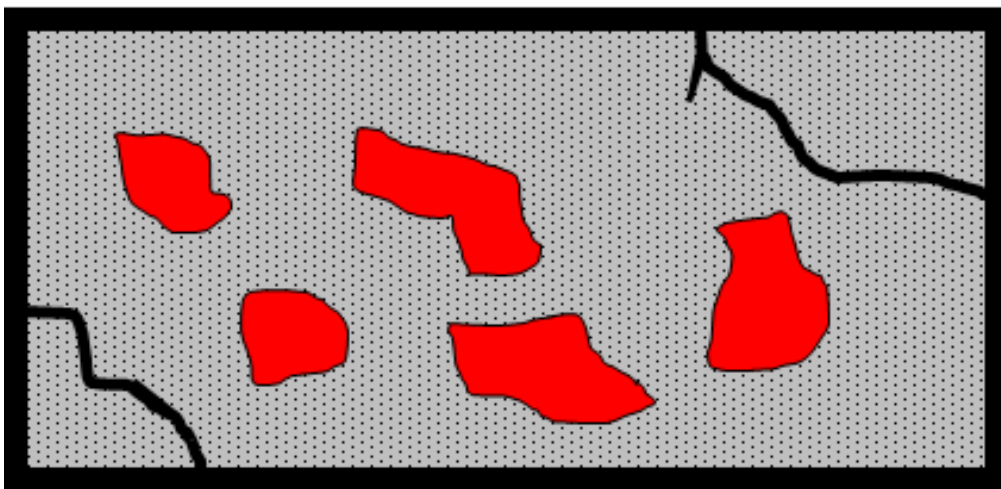


Figura 2.4 Vetas angostas masivas diseminadas
(Fuente AUSIMM 2012)

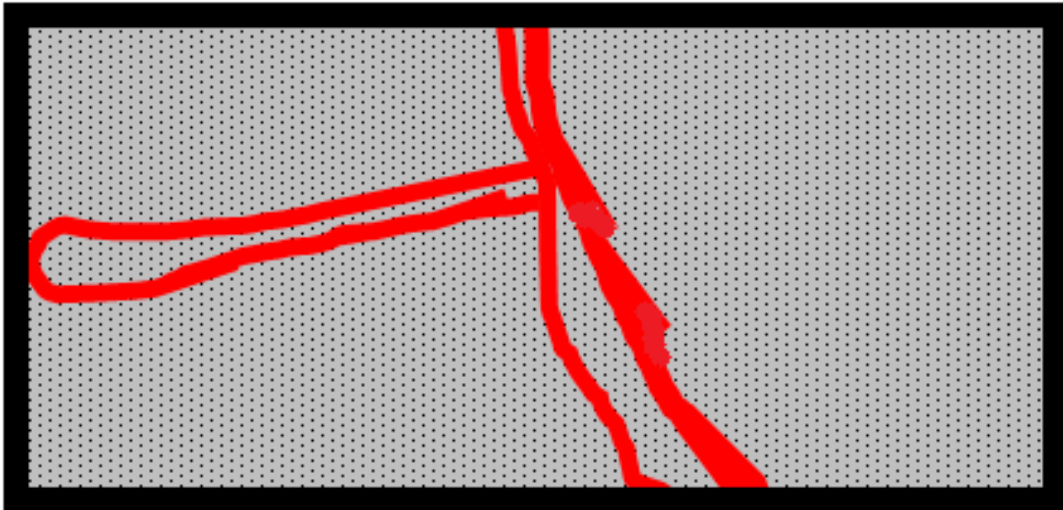


Figura 2.5 Vetas angostas diseminadas
(Fuente AUSIMM 2012)

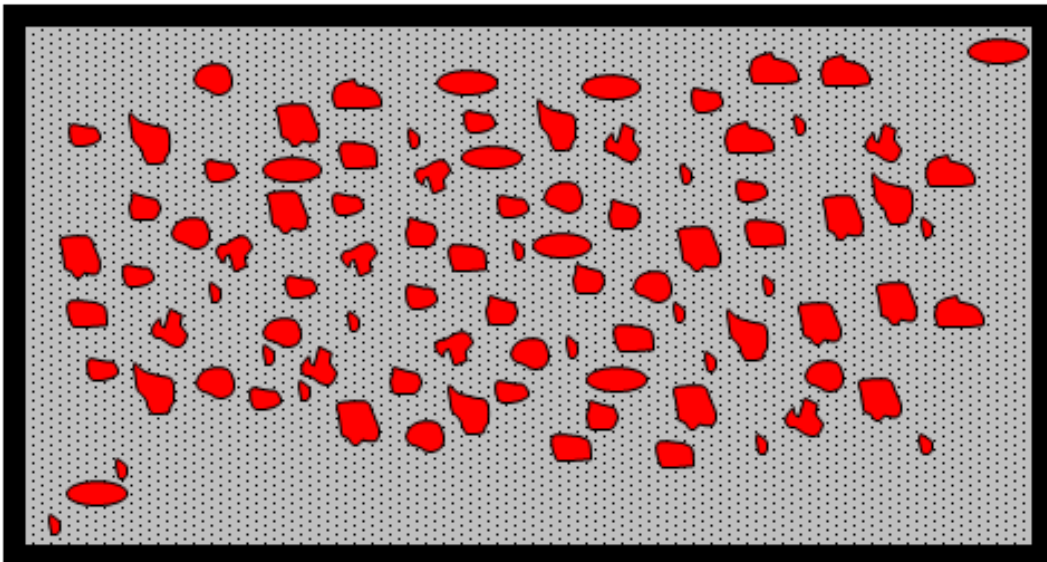


Figura 2.6 Vetas angostas diseminadas con variación de ley
(Fuente AUSIMM 2012)

2.2. ELECCIÓN DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN MÁS

ADECUADOS PARA EL MINADO DE VETAS ANGOSTAS.

En la explotación de vetas angostas, siendo el de mayor incidencia en el oro, se hace a través de la minería subterránea; para ello es muy importante elegir un método de explotación que se adecue al macizo rocoso. Cabe resaltar que el macizo rocoso es el dominante y necesariamente el profesional debe adecuarse a trabajar en este como se presente en su forma y origen natural.

Por otro lado, las variables altamente dinámicas en la explotación de vetas angostas, así como sus características y leyes pueden cambiar rápidamente de un tramo al otro. Es por ello que el profesional debe adecuarse a este y cambiar, combinar o modificar las técnicas operacionales que esté usando en ese momento, porque de lo contrario estos se vuelven obsoletos.

Como bien se sabe: “Mineral” es un concepto económico. Esto es definido como una concentración de minerales que pueden ser explotados y convertidos en productos para la venta con el fin de generar una ganancia financieramente aceptable, bajo ciertas condiciones económicas.

Por otro lado, se debe mencionar que “mineral” propiamente no existe hasta que este sea llamado como tal. Para llamar un prospecto mineral a un cuerpo

mineralizado requiere obtener mayor información, de tal manera de obtener leyes de metal.

Teniendo en cuenta las condiciones como se presentan los cuerpos mineralizados, los métodos de explotación más usados se describirán más adelante.

2.2.1. Clasificación general de los métodos de explotación

Los métodos de explotación más usados a nivel mundial, son los siguientes:

- Corte y relleno con taladros cortos
- Corte y relleno con taladros largos
- Cámaras y pilares: Para depósitos mineralizados con buzamientos moderados y condiciones del macizo rocoso competente
- Block caving LHD: Para cuerpos mineralizados masivos
- Block caving SLUSHER: La selección del mineral es limitada, requiere de extenso desarrollo.
- Sublevel stoping: Para cuerpos mineralizados con buzamientos moderados, condiciones de roca competente y generalmente para regulares con límites de mineral – desmonte.

En las figuras 2.7 y 2.8 se muestran los métodos de explotación siguientes:

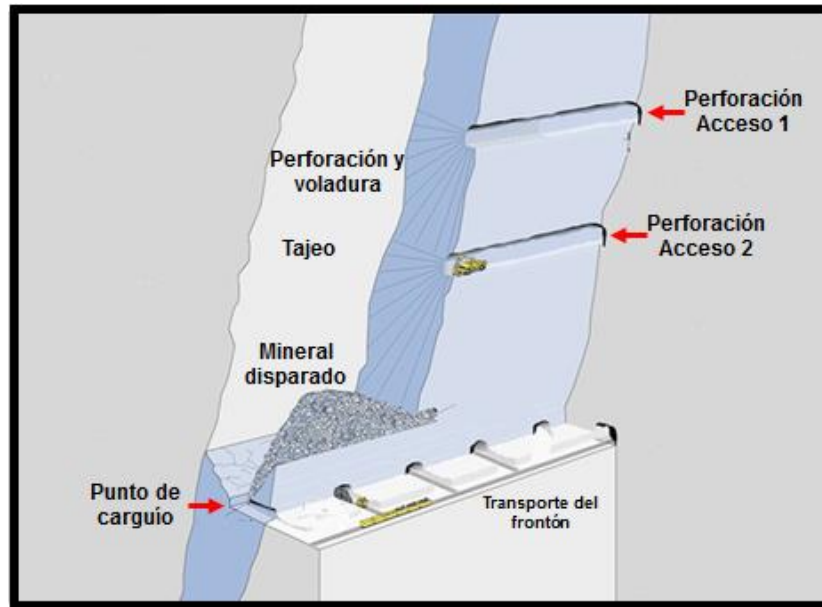


Figura 2.7 Muestra el método de explotación "sublevel stoping"
(Fuente Atlas Copco)

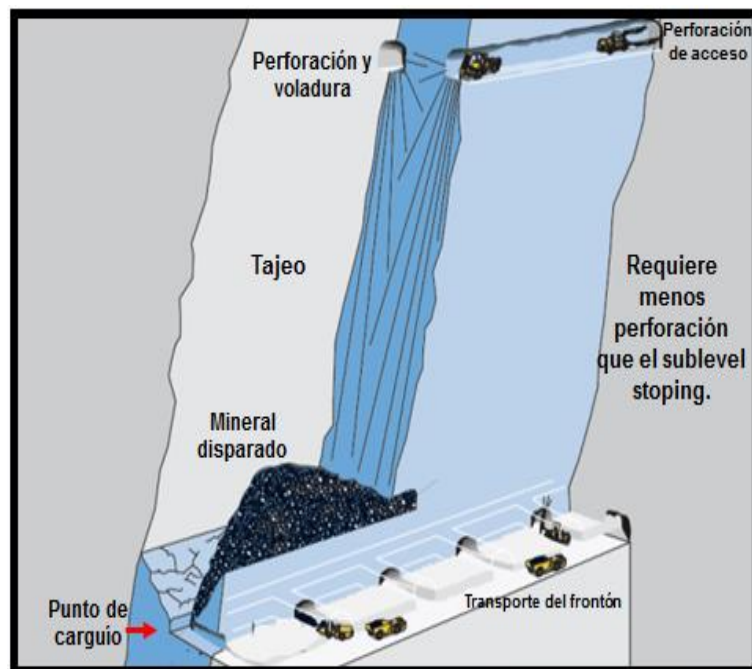


Figura 2.8 Muestra el método de explotación "longhole stoping"
(Fuente Atlas Copco)

Long Hole Stoping: Es usado para minar depósitos con las siguientes características.

Buzamiento, la inclinación de la caja piso debe exceder al ángulo de reposo.

- La roca debe ser estable en la caja techo y la caja piso.
- Ambos deben ser competentes el mineral y desmonte.
- Los límites del mineral deben ser bien delimitados.

2.2.2. Método de Corte y relleno convencional

El minado por el método de corte y relleno se utiliza principalmente para depósitos de vetas inclinadas, el relleno que se usa son detritus morrenicos o el propio desmonte de la parte esteril.

El ciclo comienza con la primera etapa después de rellenar el ciclo anterior. La de perforación-voladura-limpieza de terreno y soporte son un sub ciclo del ciclo de corte y relleno. Los elementos de un ciclo de corte y relleno son:

Perforación, Voladura, limpieza, Sostenimiento, preparación para relleno y relleno.

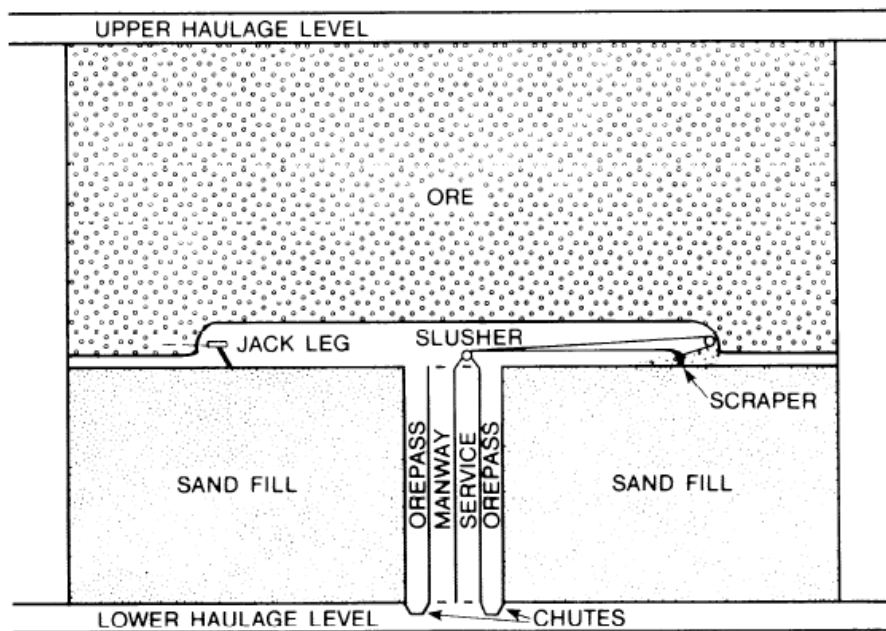


Figura 2.9 Sección longitudinal de un típico tajeo convencional en breasting
Fuente SME 2008

¿Por qué usar los siguientes métodos de explotación subterráneos?

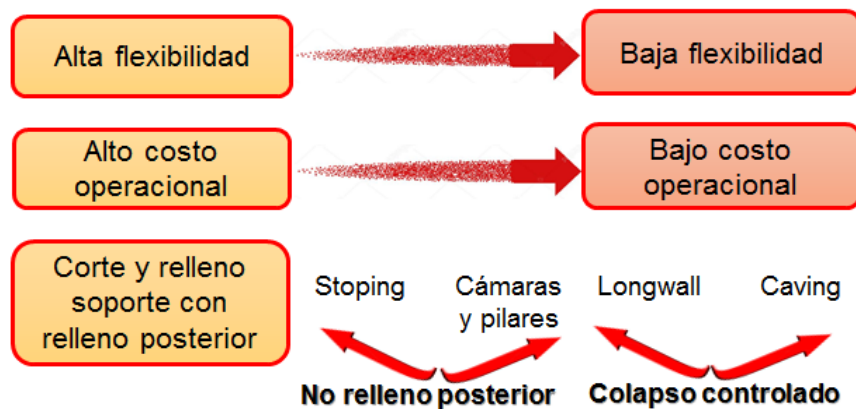


Figura 2.10 Criterios para elección del método de explotación
Fuente: ISEE

Nota: Bajos costos operacionales, operaciones mineras a granel tales como hundimiento por bloques son deseables, pero los costos de capital para explotar cuerpos mineralizados que usan estos métodos de explotación son altos. En

adición hay una pequeña flexibilidad en una operación minera a granel, este debe producir mineral a un alto rango de producción sin interrupciones.

2.2.3. Algunas estadísticas para el método de corte y relleno

Personalmente la experiencia de campo y también el MSc. Ing. Francisco Grimaldo, proporciona algunos parámetros para elegir este método.

- Rango de producción: 200 a 2000 Tm/día
- Costo de minado por Tm: 100 \$ a 200 \$/Tm.
- Costo de capital para el desarrollo: Bajo
- Ley de corte: Alta

Otras consideraciones: Comúnmente un método de minado selectivo para vetas angostas con alta ley y brechas con geometrías variables y condiciones del macizo rocoso no tan buenas.

Corte y relleno clásico usando Jack-leg en minado de tajeos.

En la actualidad lo más común es para un método de explotación corte y relleno mecanizado con jumbos y scoops pequeños.

2.2.4. Condiciones a tener en cuenta para elegir el método de explotación más adecuado

Se eligen teniendo en cuenta los siguientes factores:

- La forma del depósito mineralizado
- Las dimensiones del cuerpo mineralizado
- La ubicación del cuerpo mineralizado
- Las características físico mecánicas del mineral y el desmonte.
- Los valores metálicos y su distribución en el cuerpo mineralizado, entre otras.



Figura 2.11 Explotación de vetas angostas

2.2.5. Criterios para seleccionar los métodos de explotación para vetas angostas

Estos criterios están basados en los siguientes aspectos:

- Geometría del cuerpo mineralizado, tales como: Profundidad, forma, espesor y buzamiento
- Calidad de roca, tanto de la zona mineralizada y del desmonte, competencia (estructura, esfuerzo, estabilidad)
- Variabilidad del mineral: Uniformidad de los cuerpos mineralizados, continuidades de estos, distribución de las leyes
- Economía: recuperación del mineral, valor del mineral, recuperación minera (perdidas), productividad, selección del equipo a usarse, capital, costos operacionales, seguridad, etc.

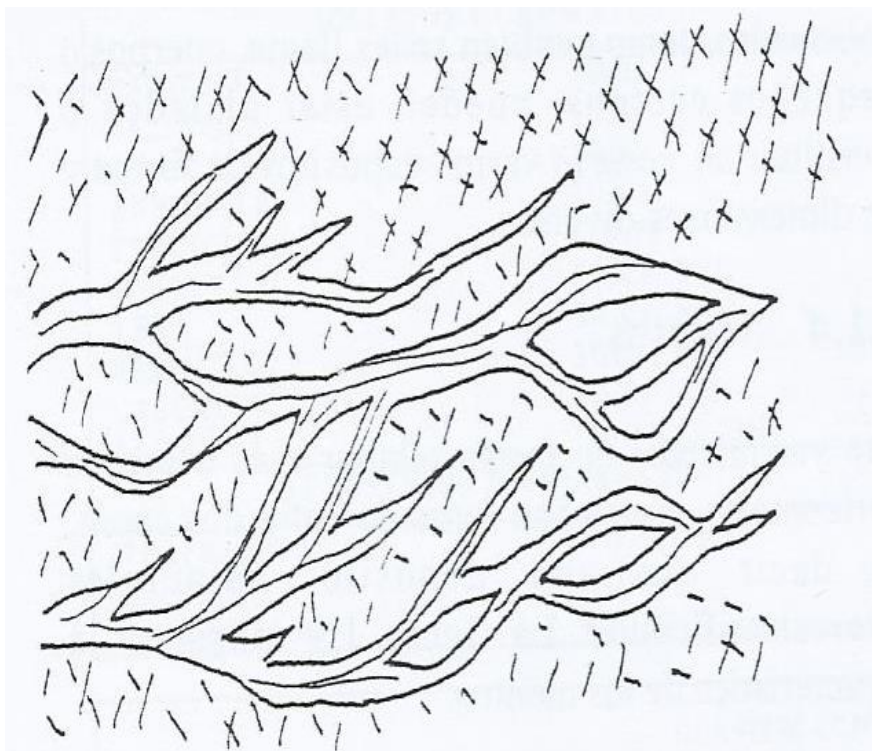


Figura 2.12 Vetillas mineralizadas con geometrías irregulares
(Fuente ISEE)

2.3. VOLADURA CONTROLADA PARA REDUCIR LA DILUCION

Se puede decir que, en minería las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas, son el alma de la razón de ser de una industria minera; sin estas operaciones mineras no se podrían explotar los minerales que se encuentran dentro de la corteza terrestre. Es por ello, que existe una disyuntiva en estas operaciones mineras; por un lado, hacer voladura para obtener mayor producción y con una fragmentación adecuada y por el otro lado, hacer voladura protegiendo la roca remanente al disparo primario.

Razones fundamentales de la voladura controlada que usa los modelos matemáticos con el propósito de proteger la roca remanente al disparo primario y de esta manera evitar los costos excesivos en la instalación de los sistemas de sostenimiento.

Sin embargo, se puede enfatizar que, dependiendo del tipo de macizo rocoso, es necesario elegir e instalar un sistema de sostenimiento o en algunas oportunidades se combinan estos sistemas, cuyo objetivo es sostener labores mineras, si estas son principales y permanentes durante la vida de la mina, salvaguardando los equipos mineros y sobre todo la integridad de los trabajadores.

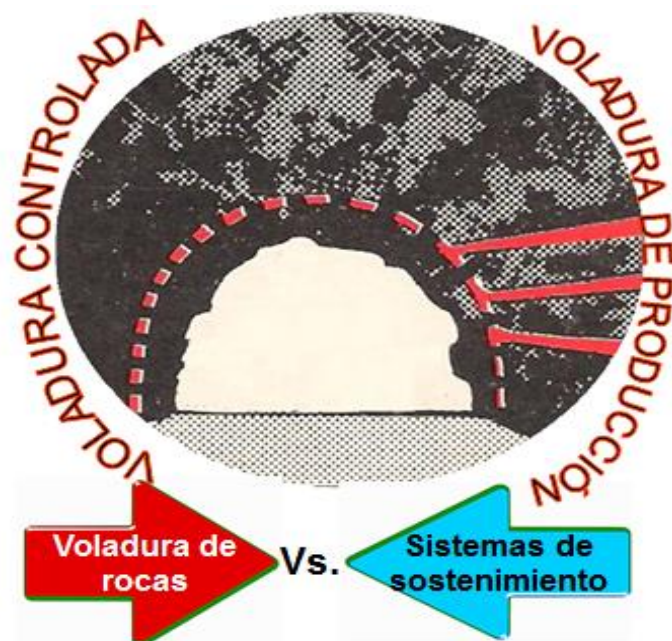


Figura 2.13 Concepto de la voladura controlada
(Fuente ISEE)

2.3.1. Definición de voladura controlada.

Los especialistas en la materia han postulado las siguientes definiciones de voladura controlada:

- Es la descripción, análisis y discusión de una serie de modelos que sirven para mejorar la competencia del macizo rocoso en la parte perimetral de una labor y/o excavación cualquiera.
- Es evitar daños en la roca remanente y tratar de dejar después de la operación minera unitaria de voladura de rocas, una superficie rocosa competente y lisa y bien definida, de tal manera de no producir agrietamientos excesivos de la roca, lo que conllevará a mejorar su estabilidad.

- Es el uso de varios modelos matemáticos, para tratar de minimizar los daños producidos a la roca remanente en los límites de una labor y/o excavación debido a la acción de la onda de choque subterránea y a las altas presiones de los gases de la explosión, generados durante la detonación de las mezclas explosivas comerciales usadas en un disparo primario.
- Es el proceso mediante el cual ciertos modelos son aplicados, durante la excavación de labores mineras subterráneas o superficiales, de tal manera de producir una superficie final geométricamente precisa y relativamente no afectada.

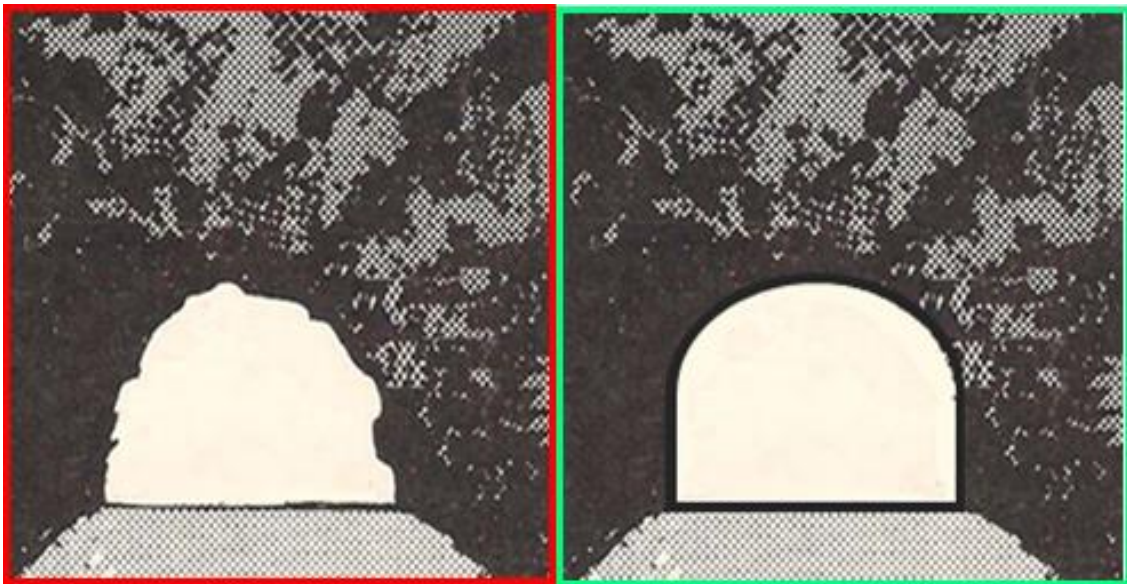


Figura 2.14 Labor minera sin y con voladura controlada
(Fuente ISEE)

2.3.2. Clasificación de los modelos matemáticos que usa la voladura controlada

Todos los modelos matemáticos de la voladura controlada tienen un objetivo común, que es el de mejorar la distribución de la energía producida por la detonación de las mezclas explosivas comerciales (MEC), la cual es transmitida dentro del macizo rocoso, y cuyos efectos tienen como resultados la acción de la presión de los gases actuando sobre las paredes de los taladros. (Agreda 2015)

Los modelos matemáticos que usa la voladura controlada en la minería a nivel mundial, son los siguientes:

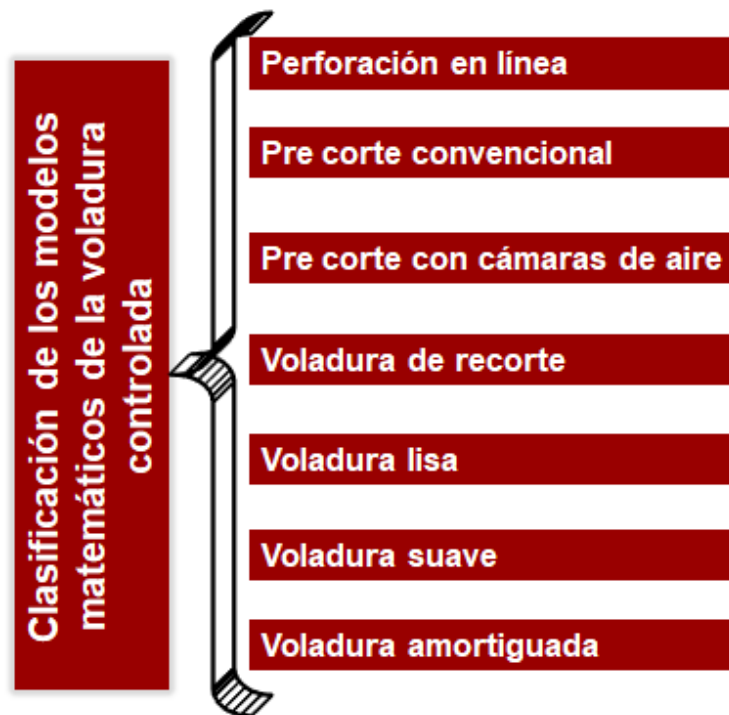


Figura 2.15 Modelo matemáticos para voladura controlada
(Fuente Agreda 2001)

2.3.3. Elección del modelo matemático de pre corte convencional

Por la facilidad de aplicación, en este caso se eligió usar el modelo matemático de voladura controlada para reducir y controlar la dilución en vetas angostas, denominado voladura controlada pre corte convencional.

Este modelo matemático, consiste en crear un plano de contacto o de fracturas en el macizo rocoso, antes que los disparos de producción hayan sido iniciados, y esto se logrará perforando una fila de taladros generalmente de diámetros pequeños, los cuales son cargados con mezclas explosivas comerciales espaciadas y desacopladas.

En esta unidad minera, se usa como elemento un tubo de PVC en el cual se amarra con cinta los explosivos encartuchados desacoplados y espaciados, de tal manera cumplan su función de crear un plano de falla para evitar que las ondas se atenúen y no pasen a la roca circundante a la labor minera.

Se debe mencionar que la iniciación de los taladros del pre-corte puede efectuarse simultáneamente con los taladros que conforman los taladros del disparo de producción, pero la detonación de los primeros debe ser entre 90 a 120 MS de adelanto, para lo cual el encargado de la voladura de rocas debe estar entrenado y capacitado.



Figura 2.16 Pre corte convencional



Figura 2.17 Corte de un frontón

2.3.4. Elección de las mezclas explosivas comerciales y accesorios de voladura

Como se sabe, para elegir una mezcla explosiva comercial depende de las características físico-mecánicas del macizo rocoso. Sin embargo, cabe resaltar que en dichas compañías mineras que explotan vetas angostas y de las cuales se han tomado los casos-estudio se usa dinamita y como accesorio de voladura el fanel, cordón detonante y mecha de seguridad, es decir un sistema de iniciación no eléctrico.

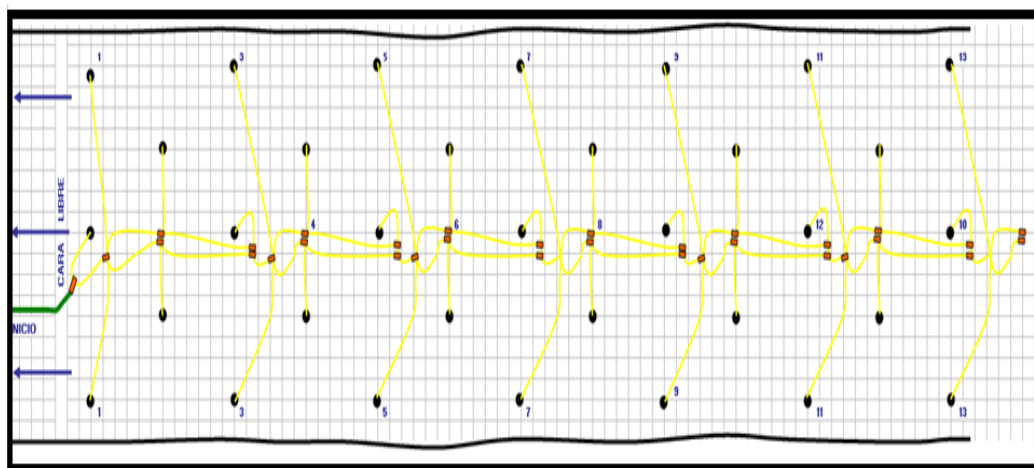


Figura 2.18 Plano y secuencia de salida del disparo



Figura 2.19 Conexiones del disparo primario

2.4. DILUCION PRODUCIDA EN EL MINADO DE VETAS ANGOSTAS.

Se sabe que, el diseño y el planeamiento de minado son tareas complejas e importantes, sobre todo teniendo en cuenta que de estas actividades dependen que la operación minera sea exitosa.

Principalmente esto depende de una estimación de la competencia de la roca que conforma la caja techo.

Otra información importante que se debe mencionar es por ejemplo en una operación minera canadiense de vetas angostas donde no pudieron controlar la dilución perdieron 170 millones de dólares y finalmente se vieron obligados a cerrar la operación minera.

2.4.1. Definición de dilución

Los investigadores han postulado dentro del contexto minero varias definiciones de “Dilución”, algunas de las cuales se mencionan a continuación:

- Dilución es la disminución de la ley por la mezcla de desmonte y/o rocas estériles en el mineral.
- La dilución debe ser conservada dentro de los límites económicos de la operación minera.
- Bajo condiciones económicas existe una máxima eficiencia de minado, puede ser definida como porcentaje (%) de dilución a una extracción del 100% del mineral siendo minado.
- Existen dos etapas en el desarrollo de una mina, cuando ocurre la dilución:
 - Estimados de dilución en la etapa de pre producción basados en el método de explotación y,
 - Dilución producida por el sobre fracturamiento durante el proceso de minado.
- Una vez que una veta angosta ha sido bien definida como para ser designada como un “cuerpo mineralizado”, un método de explotación es elegido de tal manera que este produzca una máxima cantidad de mineral con una mínima dilución.
- También, es definida como la relación de: Desmonte (mineral + “waste”); lo que sería el total de material extraído. Se asume que la dilución ocurre cuando y

donde el mineral está siendo explotado; esto es el desmonte producido durante el minado subterráneo o el desbroce antes que una operación superficial se lleve a cabo; este no es incluido.

- Otra definición



Figura 2.20 Diagrama conceptual de dilución
Fuente: Elaboración propia adaptación de Hartman Mutsmanky:

- Dilución, es la cantidad de desmonte extraído junto con el mineral. Se calcula de la siguiente manera:

$$Dilución = \frac{Tm \text{ de mineral}}{Tm \text{ de mineral} + Tm \text{ de desmonte}}$$

En el caso en el que el desmonte contenga mineral, y si este tuviera un valor económico, la dilución puede ser calculada de la siguiente manera:

$$Dilución = \frac{Ley\ de\ mineral\ insitu - Ley\ de\ mineral\ extraído}{Ley\ de\ Mineral\ in\ situ - ley\ de\ mineral\ diluyente}$$

En este caso, debe hacerse un balance de estos factores y la decisión final se tomará basándose en la ley de corte.

- Dilución, es la reducción en la ley de una reserva minera.

2.4.2. DILUCIÓN DEFINIDO COMO ELOS

EQUIVALENT LINEAR OVERBREAK/SLOUGH (ELOS)

The Equivalent Linear Overbreak Slough, ELOS (Desprendimiento lineal equivalente por sobrerorura) El término ELOS fue introducido por Clark & Pakalnis, 1997, Dunne & Pakalnis, 1996, para representar a la dilución en términos de una densidad lineal de sobre excavación. Este término uniformiza el volumen total de sobre excavación de una pared a lo largo de toda la extensión de su área, tal como puede verse en la Figura 2.4.1. Físicamente el término ELOS representa una profundidad promedio de sobre excavación para una pared, y tiene la ventaja de entregar información de manera independiente del valor del ancho del tajeo, a diferencia del término porcentual. Cuando se expresa la dilución en términos porcentuales (%), el ancho del tajeo genera grandes distorsiones en el análisis dado su peso en el volumen total de la excavación, pudiendo ser este último el caso de comparación entre vetas angostas y tajeos de ancho considerable. es una medida cuantitativa indirecta de la dilución. ELOS se define.

$$ELOS(m) = \frac{Volumen\ se\ sobre\ excavación\ de\ la\ pared\ (m^3)}{Area\ de\ la\ pared\ (m^2)}$$

Formulación de dilución por ELOS (Henning 2007)

La ELOS convierte una medida volumétrica de la sobre excavación en una profundidad promedio, redistribuida sobre el área total estudiada. Así la dilución en términos porcentuales es fácilmente obtenida luego por la siguiente Ecuación

$$\% \text{ Dilución} = \frac{\text{ELOS (m)}}{\text{Ancho de la pared (m)}}$$

Dilución en base porcentual (Henning 2007)

$$\% \text{ Dilucion} = \frac{\text{Volumen de material fragmentado no planeado}}{\text{Volumen del mineral planeado}}$$

$$\text{Volumen de material fragmentado no planeado} = \text{ELOS} \times L \times H$$

$$\% \text{ Dilucion} = \frac{\text{ELOS} \times L \times H}{W \times L \times H}$$

$$\% \text{ Dilucion} = \frac{\text{ELOS}}{W}$$

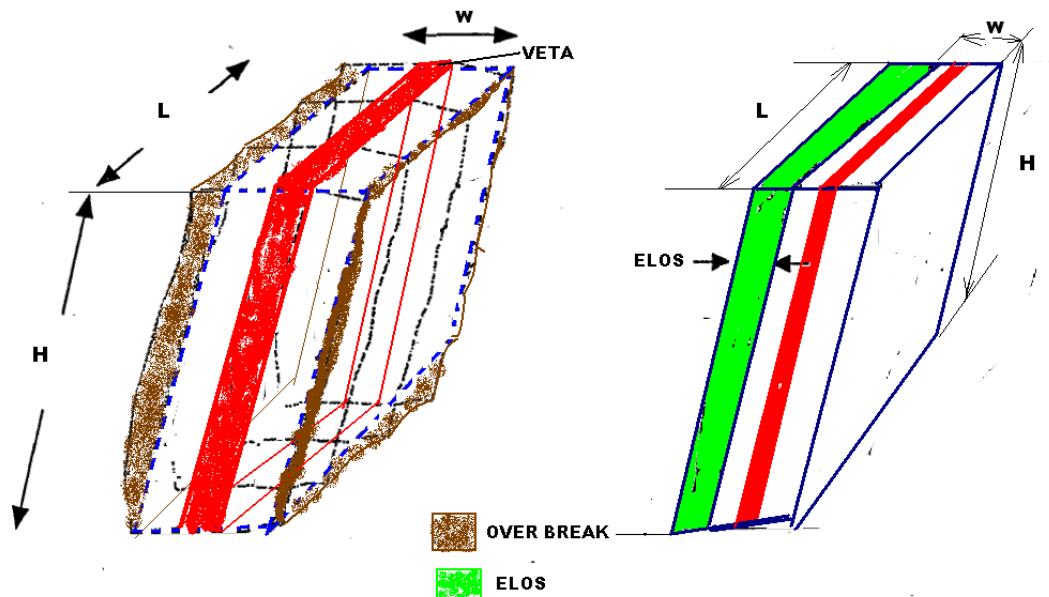


Figura 2.21 ELOS Interpretación geométrica
Fuente: Clark & Pakalnis, 1997, Dunne & Pakalnis, 1996.

Al respecto varios investigadores han postulado un modelo conceptual de la influencia del diseño de la secuencia de las operaciones, las cuales incluyen la estimación de la reserva inicial, la aplicación de la ley de corte y el diseño del método de minado.

- Dilución, es la contaminación del mineral con desmonte producido durante la fragmentación.

–

2.4.3. Principales causas de la dilución.

En principio es muy difícil minar selectivamente y evitar la dilución. En operaciones mineras superficiales se está tratando de usar “The global positioning system – (GPS)” para posicionar adecuadamente e individualmente las palas, camiones y perforadoras. También, otros métodos están siendo usados para delimitar los límites del mineral y el desmonte. De tal manera, que la perforación pueda detenerse en dichos límites.

En la explotación de vetas angostas se tiene como practica separar el desmonte del mineral in-situ. Esto es antes que el mineral vaya hacia el pique.

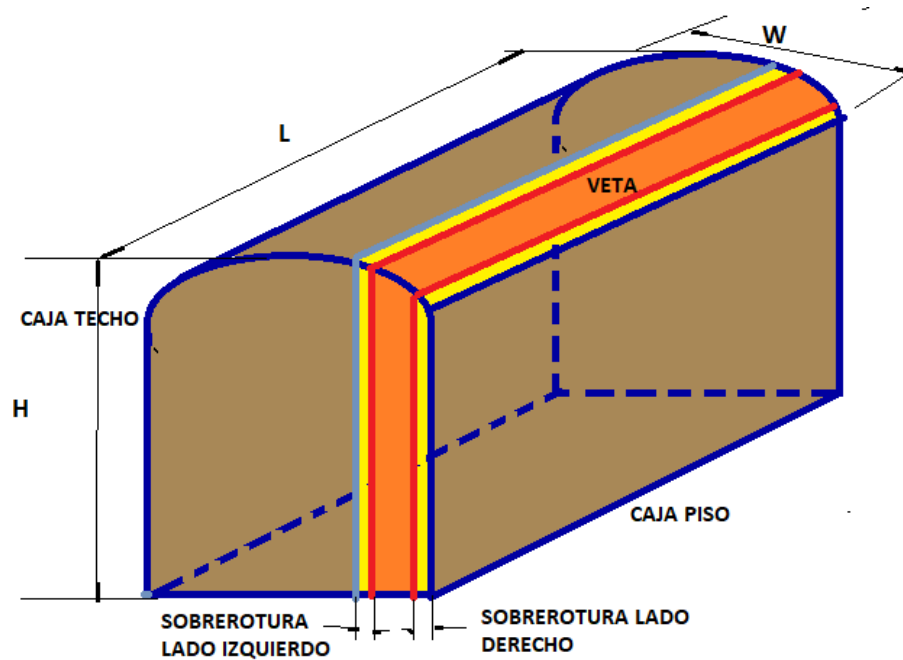


Figura 2.22 Frontón con una veta mineralizada y dilución por sobre rotura

Por otro lado, como ya se ha definido anteriormente el término dilución, se puede resumir diciendo que la dilución es la relación de: $\text{Desmonte} / (\text{desmonte} + \text{mineral_planeados})$; así por ejemplo un porcentaje del total de material extraído.

La dilución se asume que ocurre cuando y donde el mineral está siendo extraído; esto es el desmonte producido durante el minado de las vetas angostas.

En general, la dilución puede ser del 0% - 100%; pero esto depende el tipo de la veta y su geometría, así como también, que se tenga el control de la dilución; así se tienen las principales causas de dilución:

- La geología compleja de las vetas angostas: En vetas angostas con potencias entre 0.3m a 0.5m, las condiciones geológicas son muy complicadas. Las vetas varían considerablemente, estas se dirigen hacia afuera y luego se juntan a lo largo del rumbo.

Por lo tanto, la compleja geología y las condiciones de minado son las principales causas de la dilución en la explotación de vetas angostas.

Inadecuado control del ancho de minado: Cuando el ancho de minado no es estrictamente controlado, esto representa una de las mayores causas de dilución.

Cuando el método de explotación “shirinkage stoping” no es aplicable.

Taladros excesivamente largos o las cargas explosivas no son las adecuadas.

Rango del avance de la explotación muy lento, entre otras.

2.4.4. Tipos de dilución

En un contexto minero, en general los tipos de dilución pueden ser los siguientes:

(Scoblef Moss, 1994)

- a. Dilución planeada:** La dilución planeada, es el desmonte que se encuentra dentro de los límites del tajeo a explotarse, y que es determinado por la selectividad del método de minado, la continuidad del cuerpo mineralizado a lo

largo del rumbo y el buzamiento y la complejidad de la forma geométrica del cuerpo mineralizado.

- b. Dilución no planeada:** Es desmonte adicional que tiene una ley por debajo de la ley de corte obtenido de la roca o el relleno que se encuentra fuera de los límites del tajeo.

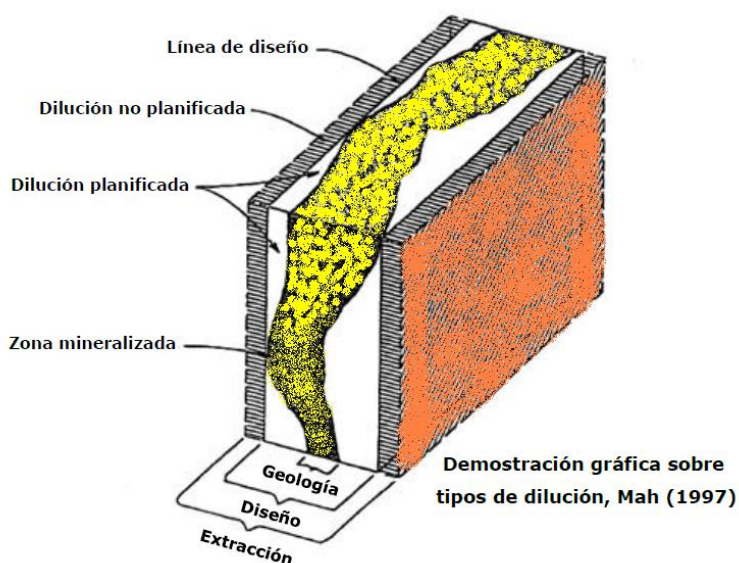


Figura 2.23 Conceptos dilución planeada vs. no planeada
(Fuente Mah 1997, citado por AUSIMM)

- c. Dilución primaria:** Es definida como la obtenida en la explotación de vetas angostas con un espesor del mineral siendo minado, y este es el factor de control.
- d. Dilución secundaria:** Esta ocurre fuera de las dimensiones del tajeo planificado para la explotación. Desde que determinados valores de dilución son función del

nacho del tajeo, ley y factores de tonelaje asociados, estos pueden ser difíciles para hacer comparaciones en la explotación de vetas angostas.

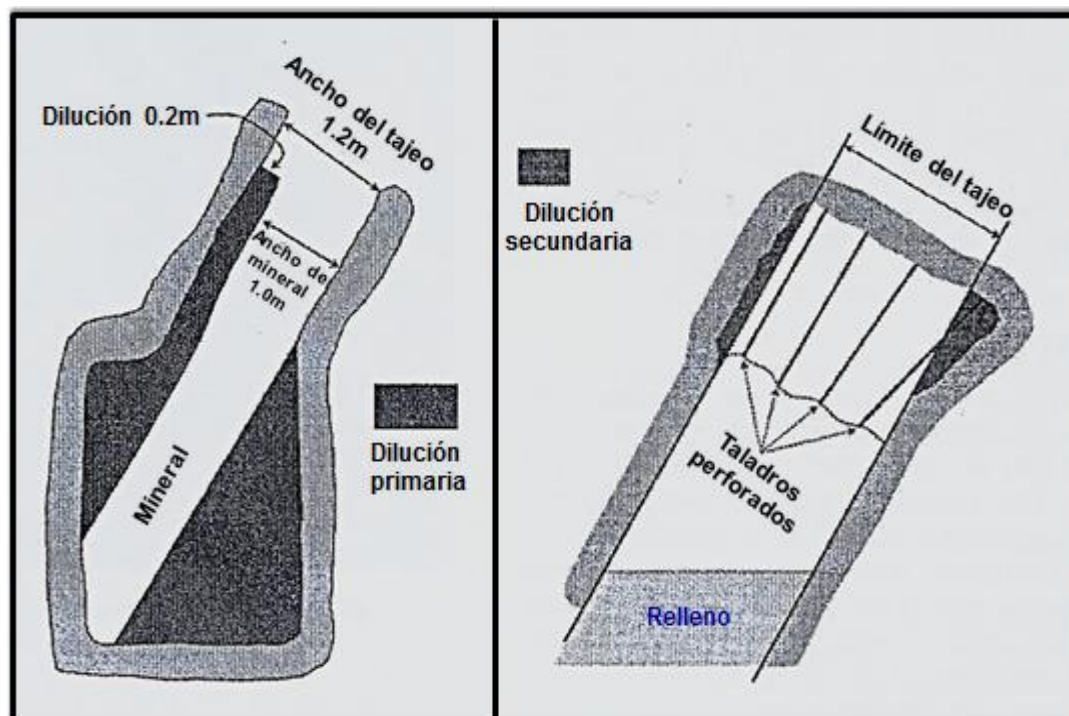


Figura 2.24 Conceptos de dilución primaria y secundaria
(Fuente AUSIMM)

2.4.5. Cálculo de la dilución en función de las dimensiones del block a explotarse.

La dilución de la referencia, se puede determinar usando las variables que se muestran en la figura siguiente:

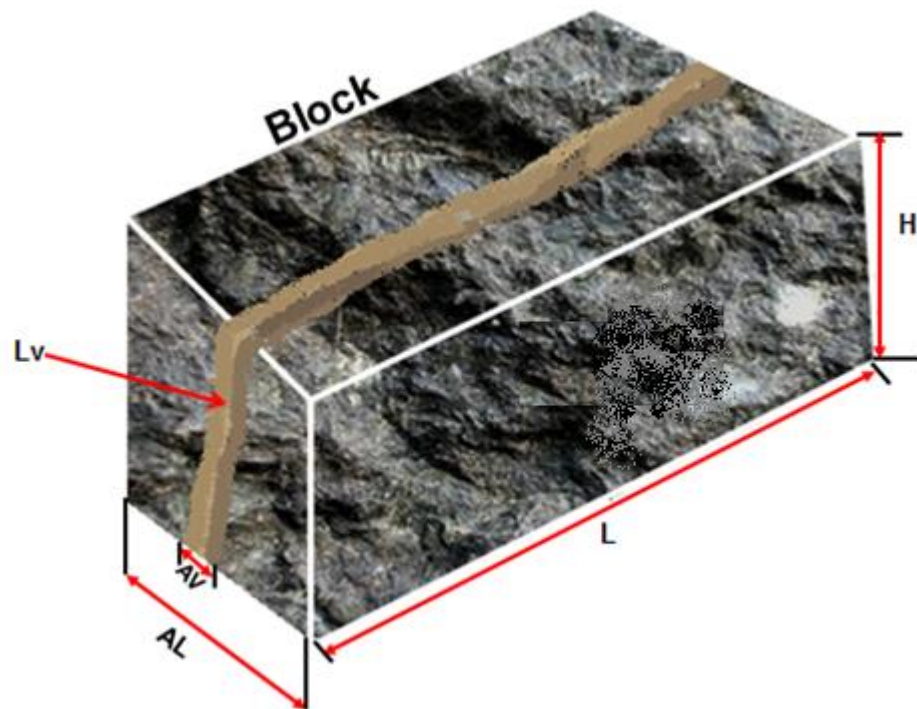


Figura 2.25 Dilución en función del block

Definición de variables

- AV: ancho de veta (m)
- AL= (W): Ancho de labor (m)
- L: Longitud de bloque (m)
- H: Altura de bloque (m)
- ρ_R : Densidad de roca (TM/m³)
- ρ_v : Densidad de mineral (TM/m³)
- Lv : Ley de veta
- LD: Ley diluida del bloque (Gr Au/Tm)

Luego:

$$\text{Ley diluída} = \frac{\text{Contenido metálico del block}}{\text{Tonelaje total extraído del block mineral} + \text{ton WASTE}}$$

$$\text{Ley diluída} = \frac{Lv \times Av \times L \times H \times \rho_v}{(Av \times L \times H \times \rho_v) + (WASTE \times L \times H \times \rho_R)}$$

$$\text{Ley diluída} = \frac{Lv \times Av \times \rho_v}{Av \times \rho_v + WASTE \times \rho_R}$$



Figura 2.26 Ancho de veta y waste

Datos de la veta Lucho

W (m) Ancho de labor:	1.2 M
ρ_v Densidad de veta:	2.7 TM/m³
ρ_R Densidad de roca:	2.5 TM/m³

$$\frac{\text{Ley diluída}}{Lv} = \frac{Av \times \rho_v}{(Av\rho_v + \rho_R WASTE)}$$

$$\% \text{ Dilución} = \left(1 - \frac{Av \times \rho_v}{(Av\rho_v + \rho_R WASTE)}\right)$$

$$\% \text{ Dilución} = \left(1 - \frac{2.7 Av}{(2.7 Av + 2.5 WASTE)}\right)$$

En la tabla 2.2 y en la figura 2.27 se muestra el comportamiento de la dilución respecto al WASTE, para distintos valores de ancho de veta A_v . Para la veta Lucho Empresa Minera

El término Waste (fig. 2.26) se refiere a la porción de estéril que se extrae conjuntamente con la veta durante el minado selectivo.

Tabla 2.2. Cálculos de dilución vs WASTE para distintos valores de ancho de veta.

W (m)		m	ρ_v	2.7 TM/m ³		ρ_R	2.5 TM/m ³
WASTE	AV=0.10m	Av=0.15m	Av=0.20m	Av=0.25m	Av=0.30m	Av=0.35m	Av=40m
	0.1	0.15	0.2	0.25	0.3	0.35	0.4
0.05	19.00%	19.00%	13.60%	10.00%	7.43%	5.50%	4.00%
0.09	43.16%	32.50%	25.52%	20.59%	16.92%	14.09%	11.84%
0.10	46.00%	35.20%	28.00%	22.86%	19.00%	16.00%	13.60%
0.12	50.91%	40.00%	32.50%	27.03%	22.86%	19.57%	16.92%
0.15	56.80%	46.00%	38.29%	32.50%	28.00%	24.40%	21.45%
0.16	58.46%	47.74%	40.00%	34.15%	29.57%	25.88%	22.86%
0.17	60.00%	49.38%	41.62%	35.71%	31.06%	27.31%	24.21%
0.18	61.43%	50.91%	43.16%	37.21%	32.50%	28.68%	25.52%
0.19	62.76%	52.35%	44.62%	38.64%	33.88%	30.00%	26.78%
0.20	64.00%	53.71%	46.00%	40.00%	35.20%	31.27%	28.00%
0.22	66.25%	56.22%	48.57%	42.55%	37.69%	33.68%	30.32%
0.24	68.24%	58.46%	50.91%	44.90%	40.00%	35.93%	32.50%
0.25	69.14%	59.50%	52.00%	46.00%	41.09%	37.00%	33.54%
0.26	70.00%	60.49%	53.04%	47.06%	42.14%	38.03%	34.55%
0.27	70.81%	61.43%	54.04%	48.08%	43.16%	39.03%	35.52%
0.28	71.58%	62.33%	55.00%	49.06%	44.14%	40.00%	36.47%
0.29	72.31%	63.18%	55.92%	50.00%	45.08%	40.94%	37.39%
0.30	73.00%	64.00%	56.80%	50.91%	46.00%	41.85%	38.29%
0.32	74.29%	65.53%	58.46%	52.63%	47.74%	43.58%	40.00%
0.34	75.45%	66.94%	60.00%	54.24%	49.38%	45.22%	41.62%
0.35	76.00%	67.60%	60.73%	55.00%	50.15%	46.00%	42.40%

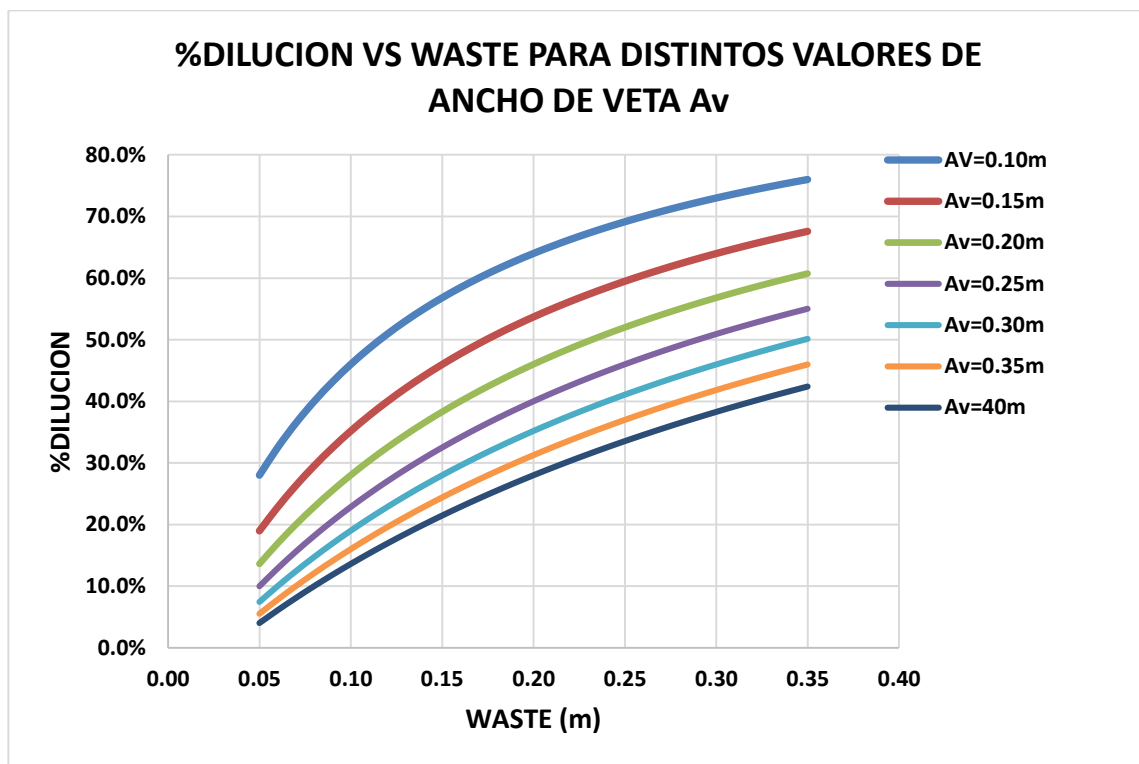


Figura 2.27 Comportamiento de la dilución respecto al WASTE, para distintos valores de ancho de veta Av.

Este enfoque considera que todo el mineral de la veta es mezclado con el volumen del Waste para su extracción, y la dilución es una función creciente continua. La situación se vuelve crítica (mayor dilución) cuando el ancho de veta o la potencia disminuye. Ver Figura 2.27

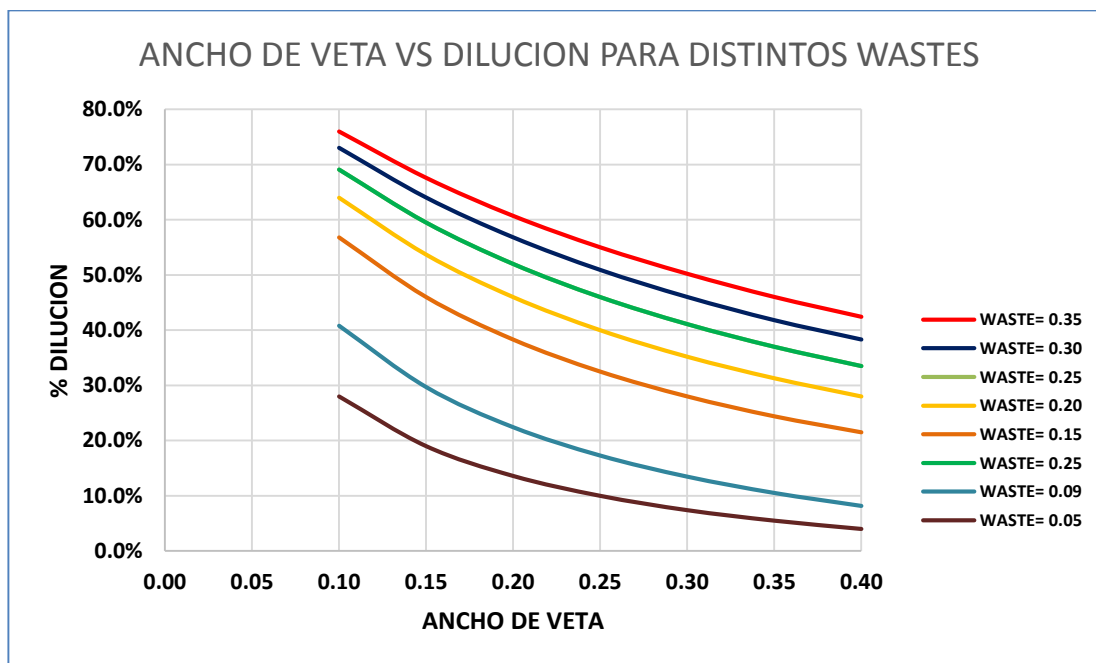


Figura 2.28 % Dilución Vs Ancho de veta para distintos valores de WASTES

En la figura 2.28 se puede observar que la dilución es inversamente proporcional al ancho de veta; Operativamente significa que la meta es tener WASTE cero. Para una mayor recuperación del mineral por circado con mínima dilución.

2.4.6. Relaciones matemáticas para calcular la dilución.

Se han postulados varios modelos matemáticos para calcular la dilución que se produce en la explotación minera, a continuación, se mencionan los más usados en la explotación de vetas angostas.

- a. **Cálculo de la dilución en función de la altura de la explotación planeada Vs. La altura de la explotación real.**

Con las variables que se muestran en la figura 8.4 se puede calcular la dilución minera que será obtenida.

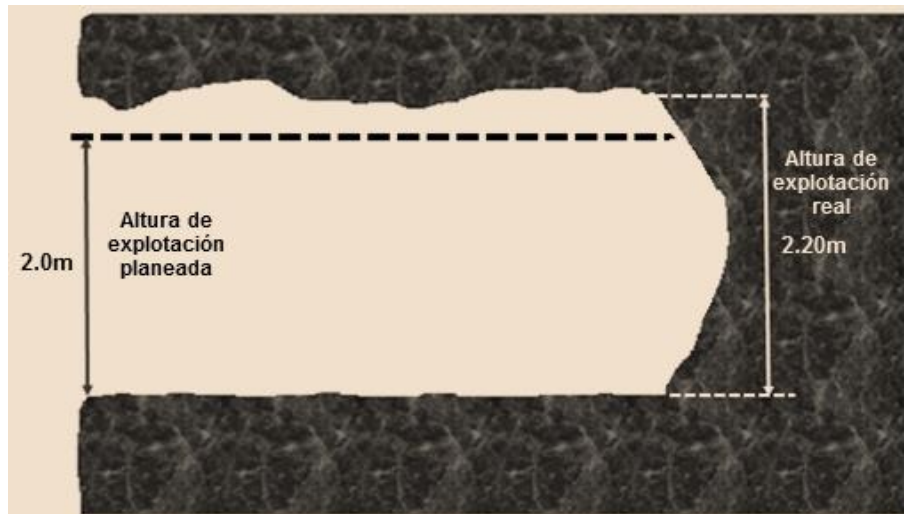


Figura 2.29 Labor minera
(Fuente ISEE)

$$Dilución\ mineral\ \% = \frac{Altura\ real - Altura\ Planeada}{Altura\ planeada} \times 100$$

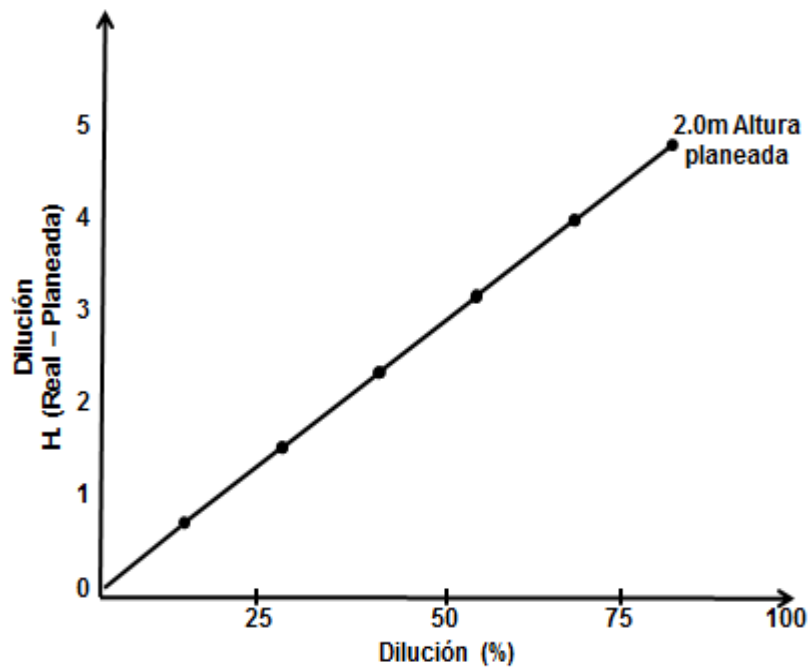


Figura 2.30 Como calcular la dilución minera
(Fuente ISEE)

b. Cálculo de la dilución usando la Fórmula de O'hara

$$\% \text{ dilución} = \frac{25}{\sqrt{\text{Ancho de la veta}} \times \text{sen}(\text{buzamiento})}$$

2.5. MÉTODO DE CIRCADO

Este método es usado para explotar vetas muy angostas, tan pequeños como menores a 0.50m de potencia. Es un método de explotación muy selectivo; algo de desmonte es dejado en la caja techo y en la caja piso.

Generalmente este método es usado para explotar minerales preciosos.

2.5.1. Definición de circado (Resue mining)

El método de circado consiste en llevar a cabo 2 fases de voladura; la primera sirve para fragmentar el desmonte y la segunda para obtener el mineral económicamente rentable.

Se debe mencionar que las compañías que explotan vetas angostas en el Perú usan el método de circado sin ninguna planificación ni tampoco ninguna metodología científica tecnológica, y por lo tanto los resultados obtenidos no son los adecuados porque estos son obtenidos por “prueba y error”.

2.5.2. ¿Por qué y cómo aplicar este método?

Se debe aplicar el método de circado en vetas angostas para no diluir el mineral; es por ello que la voladura se hace de forma selectiva; primero se hace el disparo en la parte del desmonte y después el mineral, para que este no sea contaminado.

Como ejemplo tipo en la Empresa Minera; se aplica este método y se obtienen buenos resultados. En esta mina primero se dispara el desmonte y luego se colocaba en el piso mantas formados por los costales para recibir el mineral después de hacer la voladura en esta zona, y se coloca redondos, a modo de cuña para que no resbale el mineral de la veta durante el disparo del mineral.

2.6. IMPORTANCIA DE LA MECANIZACION EN LA EXPLOTACION DE VETAS ANGOSTAS.

La explotación de vetas angostas se efectúa generalmente para explotar metales preciosos.

Por otro lado, en una veta angosta un LHD estándar puede operar dentro del frontón. También, máquinas pequeñas, incluyendo algunas perforadoras, como jumbos y LHD con 2m³ de cuchara están disponibles para trabajos en frontones tan angostos como 2.0m.

Sin embargo, en tales vetas angostas el uso de maquinarias produce desmonte que incrementa la dilución del mineral. La alternativa es usar una técnica manual para extraer solamente el material con alta ley que se encuentra en la veta- un minado más selectivo; Pero, por otro lado, el costo de la mano de obra es mayor, siendo difícil encontrar personal calificado, y finalmente la explotación usando

técnicas manuales no es eficiente en términos de producción a escala, pero si en términos de recuperación selectiva del mineral.

También, se pueden mencionar las principales ventajas de la mecanización para la explotación de vetas angostas.

- Mayor ratio de producción (TM mineral / día)
- Un equipo montado sobre llantas puede trabajar en varios frentes
- Un equipo con alta capacidad de producción permite lograr un ciclo de trabajo más rápido.
- Menor mano de obra
- Un trabajador opera un equipo con alta capacidad de producción permitiendo producir un alto tonelaje por hombre-guardia, etc.

2.6.1. Equipo de perforación

El equipo de la referencia más usado a nivel mundial es el siguiente:

- Pneumatic drilling: entre las cuales, se tiene:
- Jackhammers
- Jacklegs
- Longhole drills
- DTH drills
- Stoppers, Drifthers
- Jumbos, entre otros.



Figura 2.31 Equipos de perforación subterránea

Las perforadoras Jack Leg con sus respectivas compresoras operativas de la mina en estudio, tanto alquiladas y propias, son las siguientes:

- Jack Leg 1 NV1-TJ 365
- Jack Leg 2 NV-3-TJ710J
- Jack Leg 3 NV 3 TJ 620
- Jack Leg 4
- Jack Leg 5
- Jack Leg China1
- Jack Leg China 2

2.6.2. Equipo de carguío y acarreo

Los más conocidos y usados, son los siguientes:

- LHD, load haul and dump, cargar transportar y descargar
- Scooptrams
- Slushers
- Continuous loaders
- Muck machines, etc



Figura 2.32 Equipos de carguío y acarreo subterráneo

CAPITULO III

3. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

De acuerdo a Humberto Ñaupas Paitan, et al (2013) propone un enfoque de los niveles de investigación. Entonces, de acuerdo a la figura 3.1 para el caso de esta tesis se ubica en la investigación aplicada, la cual está orientada a resolver los problemas de una determinada zona, y también se llaman aplicadas porque se basan en los resultados de la investigación básica.

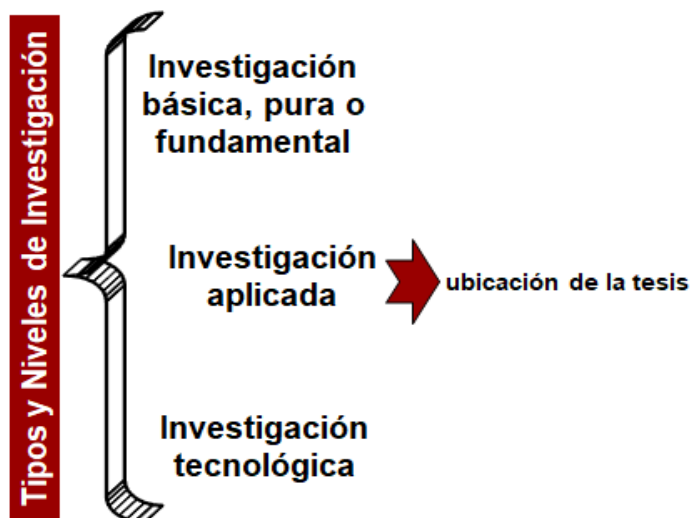


Figura 3.1 Tipos y niveles de investigación
(Fuente: Naupas et al, 2013)

3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

Se puede afirmar que esta tesis encuadra en el diseño de investigación no experimental en el orden transaccional o transversal de acuerdo a la figura 3,2 (Sampiere et al, 2014); porque se utiliza cuando se quiere determinar el grado de influencia de una variable independiente sobre la variable dependiente. Para el caso de la tesis, cuyo objetivo general es la aplicación de modelos matemáticos para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas.

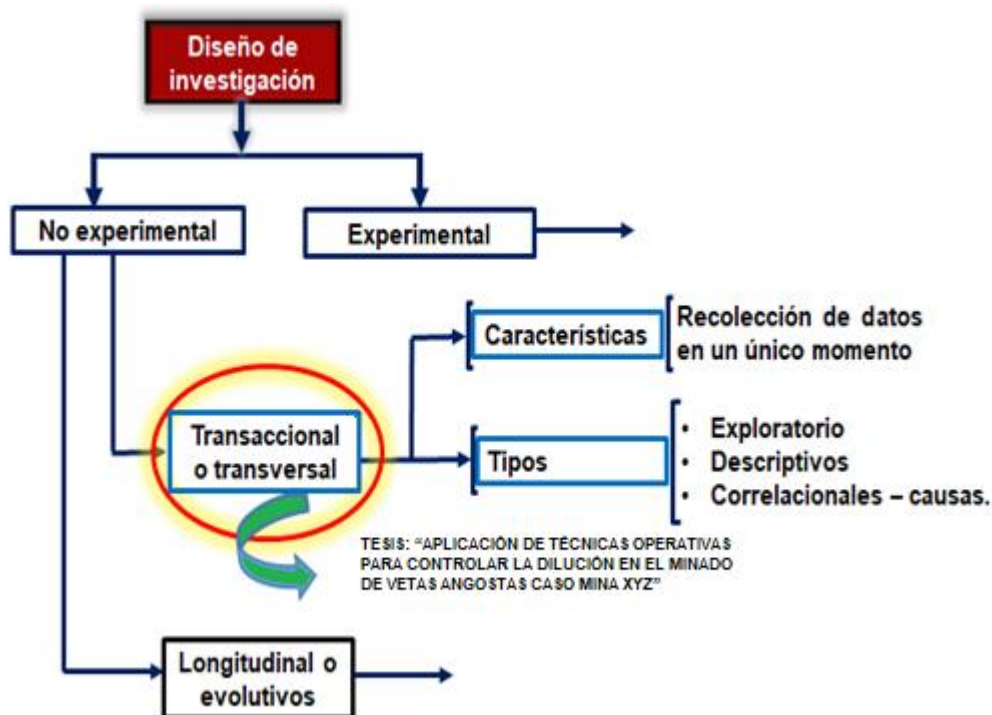


Figura 3.2 Diseño de la investigación
(Fuente Sampiere, 2014)

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

Las vetas que se tomaron son: Veta Lucho Tajeos 710, 620 y 365 Empresa Minera.

La muestra no probabilística.

3.3.1. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA RECOGER INFORMACIÓN

Análisis de la información del tema de la investigación, experiencia y data de la compañía minera in situ.

Las fuentes de recolección de datos fueron los reportes de las empresas mineras, internet y mi experiencia profesional de campo.

Manuscritos donde se toma la data de campo de la veta Lucho en una Empresa minera.

3.4. TÉCNICA DE PROCEDIMIENTO DE DATOS

Para validar la Hipótesis se aplicó la prueba estadística t – Student a la data histórica Vs. Los resultados de la información actual con las mejoras que se obtuvieron aplicando los modelos matemáticos:

- Voladura controlada: pre corte convencional y,
- El método de circado.

3.4.1. PRUEBA DE HIPOTESIS

Para la prueba de hipótesis los criterios de prueba de hipótesis con media poblacional desconocida mostrada en la Figura 3.4.1, y nuestro caso es la prueba de la cola inferior

SÍNTESIS DE LAS PRUEBAS DE HIPÓTESIS PARA LA MEDIA POBLACIONAL:
CASO σ DESCONOCIDA

	Prueba de la cola inferior	Prueba de la cola superior	Prueba de dos colas
Hipótesis	$H_0: \mu \geq \mu_0$ $H_a: \mu < \mu_0$	$H_0: \mu \leq \mu_0$ $H_a: \mu > \mu_0$	$H_0: \mu = \mu_0$ $H_a: \mu \neq \mu_0$
Estadístico de prueba	$t = \frac{\bar{x} - \mu_0}{s/\sqrt{n}}$	$t = \frac{\bar{x} - \mu_0}{s/\sqrt{n}}$	$t = \frac{\bar{x} - \mu_0}{s/\sqrt{n}}$
Regla de rechazo: <i>método del valor-p</i>	Rechazar H_0 si valor- $p \leq \alpha$	Rechazar H_0 si valor- $p \leq \alpha$	Rechazar H_0 si valor- $p \leq \alpha$
Regla de rechazo: <i>método del valor crítico</i>	Rechazar H_0 si $t \leq -t_\alpha$	Rechazar H_0 si $t \geq t_\alpha$	Rechazar H_0 si $t \leq -t_{\alpha/2}$ o si $t \geq t_{\alpha/2}$

Figura 3.3 Síntesis para la prueba de hipótesis t-student

Fuente: Anderson, David R., Dennis J. Sweeney y Thomas A. Williams Estadística para administración y economía, 10a. edición 2008

Media:

$$\bar{x} = \frac{\text{suma de todas las diluciones}}{\text{cantidad de valores}}$$

Desviación estándar:

$$s = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}$$

3.4.2. PASOS EN LAS PRUEBAS DE HIPÓTESIS

Paso 1. Dar la hipótesis nula y la hipótesis alternativa.

$$H_0: \mu \leq \mu_0$$

$$H_a: \mu > \mu_0$$

Paso 2. Especificar el nivel de significancia. $\alpha = 0.05$ o 5%

Paso 3. Recabar los datos muestrales y calcular el valor del estadístico de prueba.

$$t = \frac{\bar{x} - \mu_0}{\frac{S}{\sqrt{n}}}$$

Método del valor $-p$

Paso 4. Emplear el valor del estadístico de prueba para calcular el valor $-p$.

De la tabla de distribución t-student. El valor $-p$ (área que corresponde a $t=4.27$ para $n-1=3$ grados de libertad se interpola para obtener $(-p)$

Paso 5. Rechazar H_0 si el valor $-p \leq \alpha$

Si $-p \leq \alpha$ rechazamos la Hipótesis nula $H_0: \mu \leq \mu_0$

Se rechaza la hipótesis $H_0: \mu \leq \mu_0$

Y se acepta la hipótesis alternativa

$$H_a: \mu > \mu_0$$

Método del valor crítico

Paso 4. Emplear el nivel de significancia para determinar el valor crítico y la regla de rechazo.

De la tabla de distribución t-student Anexo, el valor crítico para $n-1$ grados de libertad y un nivel de significancia $\alpha = 0.05$ o 5% se obtiene t_α

Paso 5. Emplear el valor del estadístico de prueba y la regla de rechazo para determinar si se rechaza H_0 . Es decir si: $t > t_\alpha$

Como se rechaza H_0 $H_0: \mu \leq \mu_0$

Se rechaza la hipótesis $H_0 = \mu \leq \mu_0$

Y se acepta la hipótesis alternativa

$$H_a: \mu > \mu_0$$

3.5. DESARROLLO DEL TRABAJO DE TESIS

3.5.1. Introducción

En la mina subterránea de una Empresa minera, para las operaciones de producción se usa el método de circado, la voladura controlada pre corte convencional y para controlar la dilución se usó el criterio del waste (figura 2.26)

Los rangos promedio de las potencias de las vetas son entre 0.15 m a 0.35 m. En los tajeos primero se hace la voladura del desmonte, tomando las precauciones y medidas de seguridad este material se esparce y nivela quedando como piso plano. Después se extiende una manta sobre el material esparcido y aplanado, y luego se hace la voladura de la veta, para que este mineral caiga sobre la manta.

3.5.2. DESCRIPCION DE LA SITUACION ANTERIOR AL PROCESO DE MEJORA

Antes de aplicar el proceso de mejora, el procedimiento de extracción se llevaba mediante pequeños tramos del corte sin realizar una perforación regular, había circunstancias que se avanzaba con perforación casi horizontal. Y la dilución era consecuentemente alta.

Un corte se realizaba en tres días con 16 personas, es decir 96 hombres-guardias.

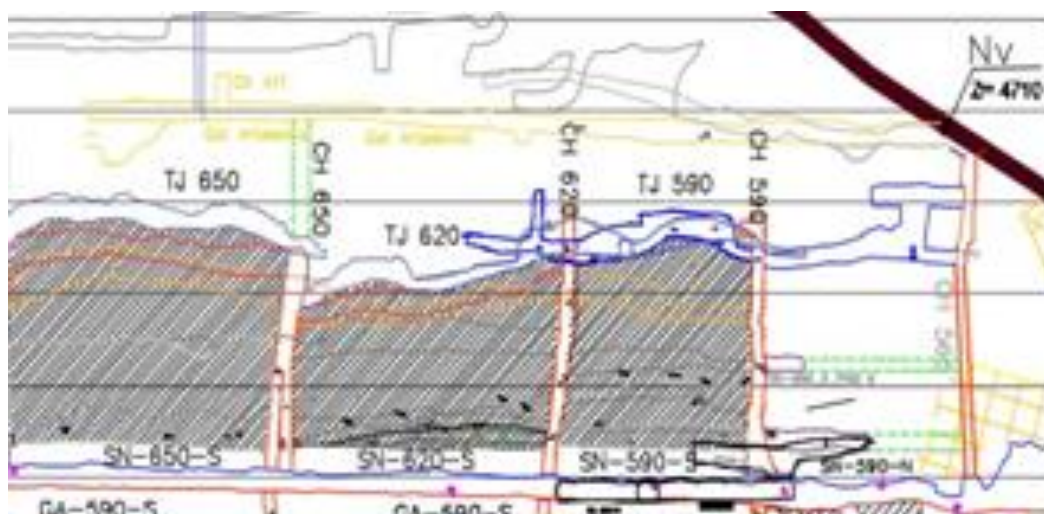


Figura 3.4 Tajos 620 y 590 Veta Lucho Niv 4 Empresa Minera trabajada sin piso uniforme

. Fuente: Empresa Minera

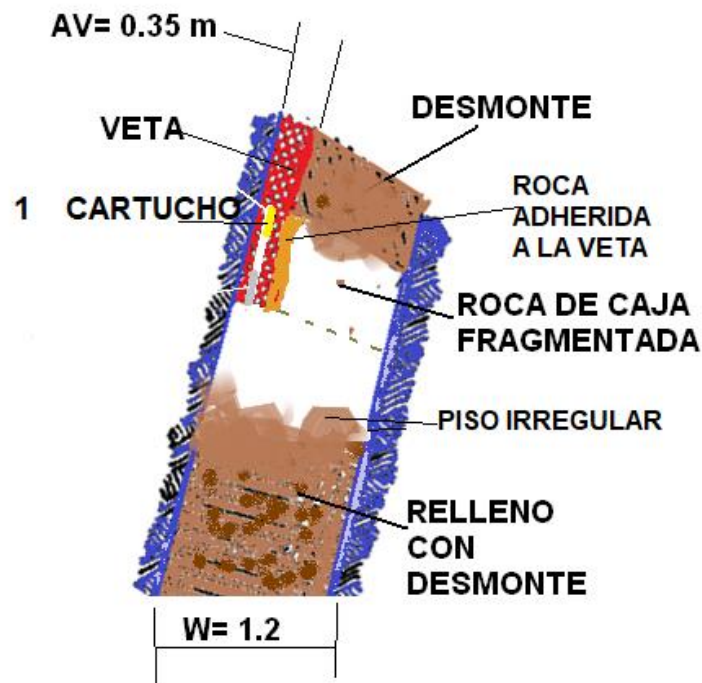


Figura 3.5 Datos de campo Veta lucho antes de mejora
 Fuente: Elaboración; Propia adaptado de Robert Peele: Mining engineering handbook :

Datos de campo de la veta Lucho antes de mejora

A continuación, se tiene los datos a tener en cuenta para realizar la operación netamente de voladura de rocas.

- Labor minera: Tajeo
- Dimensiones W x L: 1.20 m x 40.0m
- Longitud del barreno 4 pies
- Altura: 2.0 m
- Diámetro de los taladros $\varnothing = 38\text{mm}$
- Densidad de la roca $\rho_r: 2.50 \text{ TM/m}^3$

- Densidad del mineral ρ_r : 2.70 TM/m³
- Potencia de veta: 0.35m
- Malla de perforación y voladura para desmonte B x S: 0.40m x 0.40m
- Mezcla explosiva comercial: Dinamita semexa 65 y semexa 80 (cartucho de 7/8"x7")
- Accesorios de voladura: sistema de iniciación no eléctrico.
- Fanel
- Cordón detonante
- Fulminante común y,
- Mecha de seguridad

Los datos de campo de las vetas, se muestran en la tabla 3.1.

Tabla 3.1. Información de las vetas

Nivel	Tajeo	Veta	Ancho de la veta (m)	Buzamiento (°)
Nv4	590	Lucho	0.35	75
Nv4	620	Lucho	0.35	85
Nv3	650	Lucho	0.35	88
Nv4	680	Lucho	0.35	80

Cálculos operativos para veta Lucho Procedimiento tradicional sin mejora

Entonces, para dar solución al problema planteado de esta veta, primero se hará el diseño.

Diseño de la veta Lucho

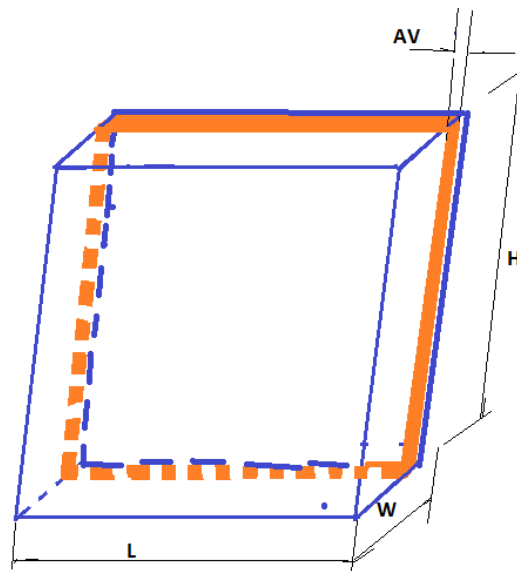


Figura 3.6 Diseño de veta Lucho L= 40m, H=30m, W= 1.20m, AV= 0.35m

Numero de taladros

$$N^{\circ}Tal = \frac{\text{Ancho de tajeo} \times \text{Largo de tajeo}}{B \times S}$$

Numero de taladros en desmonte:

$$N^{\circ}Tal = \frac{0.85m \times 40.0m}{0.40m \times 0.45m} = 189$$

Entonces, se obtienen 189 taladros/corte en desmonte

Numero de taladros en veta:

$$N^{\circ}Tal = \frac{0.35 \text{ m} \times 40.0 \text{ m}}{1.0 \text{ m} \times 0.35 \text{ m}} - 1 = 39$$

Entonces, se obtienen 39 taladros/ corte en veta

Tonelaje fragmentado de desmonte

$$V = w \times L \times h$$

$$V = 0.75 \text{ m} \times 40 \text{ m} \times 1.22 \text{ m} \times 0.93 = 34.038 \text{ m}^3$$

$$W = V \times \rho$$

$$Tm = 34.038 \frac{\text{m}^3}{\text{corte}} \times \frac{2.40 \text{ TM}}{\text{m}^3} = 81.69 \text{ TM desmonte/corte}$$

$$TC \text{ por corte} = 81.69 \times 1.1023 = 90.048 \text{ TC}$$

Tonelaje fragmentado de mineral diluido

$$V = w \times L \times h$$

$$V = 0.45 \text{ m} \times 40 \text{ m} \times 1.22 \text{ m} \times 0.93 = 20.423 \text{ m}^3$$

$$W = V \times \rho$$

$$Tm = \frac{20.423 \text{ m}^3}{\text{corte}} \times \frac{2.70 \text{ TM}}{\text{m}^3} = 55.142 \text{ TM ore/corte}$$

$$TC \text{ por corte} = 55.142 \times 1.1023 = 60.783 \text{ TC}$$

En la tabla 3.2. se determinan los cálculos respectivos de la mezcla explosiva comercial y los accesorios de voladura que se usaron para explotar el tajeo de la veta Lucho mediante el procedimiento tradicional.

Tabla 3.2. Procedimiento Tradicional, Costo de explosivos y accesorios de voladura

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA METODO TRADICIONAL			
I. DESMONTE	Cant	P.U. \$	Total \$
Dinamitas: 4uni x 189 tal (0.0801282 Kg/Cart)	756	0.21	157.25
Fanel: 1unid x 189tal	189	1.81	342.09
Fulminante común: 2 unid	2	0.25	0.50
Cordón detonante 3P (m)	100	0.23	23.00
Mecha de seguridad (m)	10	0.16	1.60
Sub total S =			524.44
II. VETA			
Dinamitas: 1uni x 39 tal	39	0.25	9.59
Fanel: 1unid x 39 tal	39	1.81	70.59
Fulminante común: 2 unid	2	0.25	0.50
Cordón detonante 3P (m)	45	0.23	10.35
Mecha de seguridad (m)	10	0.16	1.60
Sub total S =			92.63
M.O cuadrilla de voladura			
Operador incl. Benef. (hr)	12	2.50	30.00
Ayudante incl. Benef. (hr)	12	1.95	23.40
Sub total S =			53.40
Costo total de voladura del tajeo S = \$			670.47
toneladas cortas de mineral			60.783
Toneladas cortas de desmonte			90.048
Hombres guardias por corte			96
TC/H-gdia Total			1.57
TC/H-gdia mineral			0.633
COSTO US\$/TC mineral + desmonte			4.45
COSTO US\$/TC mineral			11.03

El costo de voladura mineral más desmonte es $\frac{670.47\$}{150.83TC} = 4.44 \$/TC$

El costo de voladura cargado al mineral es $\frac{670.477\$}{60.78 TC} = 11.03 \$/TC$

Productividad en Tm/h-Gdia.

Por tajeo se obtiene 150.83 TC fragmentadas y considerando las 8 horas/guardia, en dos 3 días por corte

$$16 \frac{\text{hombres}}{\text{guardia}} \times 2 \frac{\text{guardias}}{\text{dia}} \times 3 \frac{\text{dias}}{\text{corte}} = 96 H - \text{guardia}$$

Se obtendrá productividad total $\frac{150.83}{96} = 1.57$ Tm/h-Gdia. (mineral + desmante)

Productividad del mineral $\frac{60.78}{96} = 0.633$ Tm/h-Gdia. (mineral)

Cálculo del % dilución

En el caso convencional encontramos que junto con el mineral para un ancho de veta 0.035 m quedan mezclados con un promedio 0.28 m de desmante que hacen una dilución promedio de 40.8 % (Tabla 3.2., tabla 2.2, fig 2.27 y fig 2.28)



Figura 3.7 Mineral fragmentado sobre la manta

3.5.3. ANALISIS DE LA MEJORA DE PROCESO

Datos de campo de la veta Lucho: Mejora de Proceso

Dato de campo:

- Labor minera: Tajeo
- Dimensiones W x L: 1.20 m x 40.0m
- Longitud del barreno 4 pies
- Altura: 2.0 m
- Diámetro de los taladros $\varnothing = 38\text{mm}$

- Densidad de la roca ρ_r : 2.50 TM/m³
- Densidad del mineral ρ_r : 2.70 TM/m³
- Potencia de veta: 0.35m
- Malla de perforación y voladura para desmonte B x S: 0.50 m x 0.50 m
- Mezcla explosiva comercial: Dinamita semexa 65 y semexa 80 (cartucho de 7/8"x7")
- Accesorios de voladura: sistema de iniciación no eléctrico.
- Fanel.
- Cordón detonante.
- Fulminante común y,
- Mecha de seguridad

DESCRIPCION DEL PROCESO DE MEJORA EN LA VETA LUCHO

Manteniendo todos los parámetros e insumos que existían se procedió a realizar el proceso de mejora de la siguiente manera:

Paso 1 Se niveló el piso en todas las labores haciéndolo horizontal, dejando un piso plano y con marcado de rasantes a 1m del piso en los hastiales.

Paso 2 Se realizó la perforación en realce siguiendo el buzamiento de los inclinados multiusos.

Paso 3 Perforación en el hastial cerca al mineral con una malla de perforación de 0.5 m x 0.5m. Y en la veta se perfora a cada metro

Paso 4 Disparo del hastial. con 2.5 cartuchos Semexa 65 cada taladro.

Paso 5 Nivelado del desmonte a lo largo de todo el piso del corte

Paso 6 Colocado de mantas sobre el piso nivelado para no contaminar el mineral con el desmonte después del disparo de la veta.

Paso 5 Colocado de redondos de eucalipto en la base inferior de la veta antes del disparo de la misma.

Paso 6. Disparo de la veta cargándose $\frac{1}{2}$ cartucho semexsa 80 con taco de arcilla por taladro.

Paso 7. Recojo del mineral en sacos.

CÁLCULOS OPERATIVOS PARA VETA LUCHO: MEJORA DE PROCESO

Diseño de la veta Lucho proceso de mejora

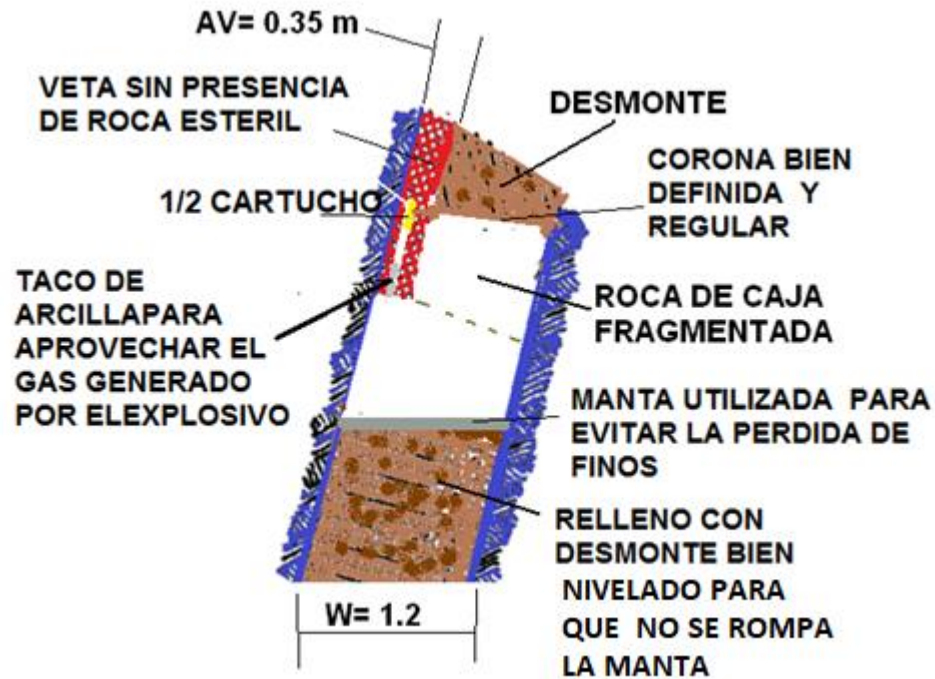


Figura 3.8 Diseño proceso de mejora veta lucho

Fuente: Elaboración Propia, adaptado de Robert Peele: Mining engineering handbook :

Numero de taladros en Desmonte

$$N^{\circ}Tal = \frac{\text{Ancho de tajeo} \times \text{Largo de tajeo}}{B \times S}$$

$$N^{\circ}Tal = 2 \times \left(\frac{(1.2 - 0.35)m \times 31.0m}{0.85m \times 0.50m} - 1 \right) = 122$$

Entonces, se obtienen 122 taladros /tajeo en desmonte

Toneladas de desmonte veta lucho en tajeo:

$$TM_{desmonte} = (1.2 - 0.35)m \times 31m \times 1.22m \times 0.93 \times 2.4 \frac{TM}{m^3} = 71.75TM$$

$$TC_{desmonte} = 71.75 \times 1.1023 = 79.09 TC$$

Numero de taladros en veta

$$N^{\circ}Tal = \frac{S \times \text{Largo de tajeo}}{B \times S} - 1$$

$$N^{\circ}Tal = \frac{31.0m}{1.0m} - 1 = 30 tal$$

Entonces, se obtienen 30 taladros /tajeo en veta Lucho

Tonelaje mineral de veta fragmentado

$$V = AV \times L \times avance$$

$$V = 0.35m \times 31.0 m \times 1.22m \times 0.93 = 12.31m^3$$

$$W = V \times \rho$$

$$Tm = 12.31m^3 \times 2.70Tm/m^3 = 33.237Tm/corte$$

$$\rightarrow TC = 36.634 TC mineral/corte$$

Organizado tanto la secuencia y el ciclo de minado en el método mejorado, un corte se realiza en un día. 16 hombre x 2 guardias = 32 Hombres guardias.

Tabla 3.1 Consumo de explosivos y accesorios de voladura

EXPLOSIVOS Y ACCESORIO DEVOLADURA METODO MEJORADO			
I. DESMONTE	Cant	P.U. \$	Total \$
Dinamitas: 2.5uni x 122 tal (0.0801282 Kg/Cart)	305	0.21	63.44
Fanel: 1unid x 122tal	122	1.81	220.82
Fulminante común: 2 unid	2	0.25	0.50
Cordón detonante 3P (m)	40	0.23	9.20
Mecha de seguridad (m)	10	0.16	1.60
Sub total S =			295.56
II. VETA			
Dinamitas: 0.5 uní x 39 tal	19.5	0.25	4.80
Fanel: 1unid x 39 tal	39	1.81	70.59
Fulminante común: 2 unid	2	0.25	0.50
Cordón detonante 3P (m)	45	0.23	10.35
Mecha de seguridad (m)	10	0.16	1.60
Sub total S =			87.84
M.O cuadrilla de voladura			
Operador incl. Benef. (hr)	4	2.50	10.00
Ayudante incl. Benef. (hr)	4	1.95	7.80
Sub total S =			17.80
Costo total de voladura del tajeo S = \$			401.20
Toneladas cortas de mineral			36.63
Toneladas cortas de desmonte			79.09
Hombres guardias por corte			32
TC/H-Gdia Total			3.62
TC/H-Gdia mineral			1.14
COSTO US\$/TC mineral + desmonte			3.47
COSTO US\$/TC mineral			10.95

El costo de voladura es $\frac{401.20 \$}{79.09+36.63} = 3.47 \$/TC$.

El costo de voladura cargado al mineral es $\frac{401.20 \$}{36.63 TC} = 10.95 \$/TC$

Productividad en Tm/h-Gdia.

Por tajeo de obtiene 115.72 TC fragmentadas y considerando las 8 horas/guardia, en 1 días

$$16 \frac{\text{hombres}}{\text{guardia}} \times 2 \frac{\text{guardias}}{\text{dia}} \times 1 \text{ días} = 32 H - \text{guardia}$$

Se obtendrá productividad total $\frac{115.72}{32} = 3.47$ Tm/h-gdia. (mineral + desmonte)

$$\text{Productividad del mineral} \frac{36.63}{32} = 1.14 \text{Tm/h-Gdia. (mineral)}$$

Cálculo del % de dilución

En el caso la mejora del proceso evita la contaminación del mineral con desmonte por ello el desmonte con el mineral quedan mezclados en promedio 0.12 m de desmonte como máximo (observación de campo) y para un ancho de veta 0.35m que hacen una dilución promedio de 19.57 % (Tabla 3.2, tabla 2.2; fig 2.27; fig 2.28).

3.5.4. Cálculos para determinar la dilución para las vetas

Se calculó la dilución y teniendo en cuenta los datos de campo, usando el postulado por O 'hará, el cual es el siguiente:

$$\% \text{ Dilución} = \frac{25}{\sqrt{\text{Ancho de veta}} \times \text{sen}(\text{buzamiento})}$$

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.

Reemplazando los datos en la fórmula de O hará, para la veta Lucho Nv 4 Tj 680 se obtiene lo siguiente:

$$\%Dilucion = \frac{25}{\sqrt{0.35}(\text{sen}75)} = 46$$

Tabla 3.2 Porcentaje de dilución de las vetas Empresa Minera

Nivel	Tajeo	Vetas	Ancho de la veta (m)	DIP (°)	Dilución (%)
Nv4	590	Lucho	0.35	75	43.7
Nv4	620	Lucho	0.35	85	42.4
Nv3	650	Lucho	0.35	88	42.3
Nv4	680	Lucho	0.35	80	42.9

Como puede observarse según O 'Hará la dilución en la veta lucho debería de ser 42.8%. Sin embargo, con el procedimiento tradicional se tenía 40.8 % dilución y con la mejora de procesos por control de dilución se obtuvo 19.75 % promedio en el periodo de análisis. (Tablas 3.2, y fig. 2.27 y fig. 2.28) lo que significa que aplicando las técnicas operativas en el campo se puede controlar y disminuir la dilución mejor que los esperados por la fórmula de O 'hará.

CAPITULO IV

4. RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Análisis de los resultados

Como el Objetivo de la tesis es Aplicar técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas con el fin de mejorar la calidad del mineral extraído e incrementar la productividad.

Entonces, para contrastar las hipótesis planteadas se utilizarán y analizarán los resultados. Tabla 4.1 y tabla 4.2

Tabla 4.1 Datos históricos Procedimiento anterior

DATA HISTORICA PERIODO JUNIO JULIO 2018 EN LA EMPRESA MINERA								
Ley promedio en tajeos		0.4 oz/TC	Precio Junio 2018		1250.45	US\$/ Oz		
FECHA	LEY (OZ Au/TC)	TM	TC	H-gdia /Semana	Oz Au	VALOR US\$	TC/ H-Gdia	DILUCION DE LEY %
09/06/2018	0.261	123.36	135.9	192	35.524	44421	0.7078	34.8%
16/06/2018	0.206	124.60	137.3	192	28.239	35311	0.7151	48.5%
23/06/2018	0.239	127.49	140.5	192	33.511	41904	0.7318	40.3%
30/06/2018	0.242	125.62	138.4	192	33.535	41934	0.7208	39.5%
Promedio	0.236	125.26	138.02	192	32.705	40892	0.7188	40.8%

Fuente: Elaboración propia, adaptado de la Empresa Minera.

Tabla 4.2 Data con proceso de mejora aplicando el control de dilución

Ley promedio en tajeos= 0.4 oz/TC		Precio Set 2018			1187.25	US\$/ Oz		
FECHA	LEY (OZ Au/TC)	TM	TC	H-Gdia /Semana	Oz Au	VALOR US\$	TC/H-Gdia	DILUCION DE LEY %
01/09/2018	0.305	206.44	227.5	192	69.499	82513	1.1849	23.75%
08/09/2018	0.309	217.41	239.6	192	74.029	87891	1.2479	22.75%
15/09/2018	0.345	200.96	221.5	192	76.314	90604	1.1536	13.75%
22/09/2018	0.325	193.12	212.8	192	69.216	82176	1.1083	18.75%
PROM	0.320	204.48	225.35		72.264	85796	1.1737	19.75%

Fuente: Elaboración propia adaptado de La Empresa MINERA

4.2. Contrastación de las hipótesis

4.2.1. Hipótesis específicas

Para validar la Hipótesis se aplicó la prueba estadística t – Student a la data histórica Vs. Los resultados de la información actual con las mejoras que se obtuvieron aplicando los modelos matemáticos:

- Voladura controlada: pre corte convencional y,
- El método de circado.

PRUEBA DE HIPOTESIS

Para la prueba de hipótesis los criterios de prueba de hipótesis con media poblacional desconocida mostrada en la fig 3.3, y nuestro caso es la prueba de la cola inferior

4.2.2. PRUEBA DE LA HIPOTESIS 1

MEJORA EN LA CALIDAD DEL MINERAL EXTRAIDO (INCREMENTO DE LA LEY DE ORO)

H_0 = Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angosta no se mejorará la calidad del mineral extraído

H_a = Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angosta se mejorará la calidad del mineral extraído

Usando los datos de las tablas 4.1 y tabla 4.2. se obtendrá:

PASOS EN LAS PRUEBAS DE HIPÓTESIS

Paso 1. Dar la hipótesis nula y la hipótesis alternativa.

$$H_0: \mu \leq \mu_0 = 0.236 \text{ oz Au/TC}$$

$$H_a: \mu > \mu_0 = 0.236 \text{ oz Au/TC}$$

Paso 2. Especificar el nivel de significancia. $\alpha = 0.05$ o 5%

Paso 3. Recabar los datos muestrales y calcular el valor del estadístico de prueba.

$$t = \frac{\bar{x} - \mu_0}{\frac{s}{\sqrt{n}}}$$

$$t = \frac{0.320 - 0.236}{\frac{0.0228}{\sqrt{4}}} = 7.368$$

Método del valor $-p$

Paso 4. Emplear el valor del estadístico de prueba para calcular el valor $-p$.

De la tabla de distribución t-student. Anexo 1, El valor $-p$ (área que corresponde a $t=7.368$ para $n-1= 3$ grados de libertad

$$(-p) < 0.005 \ll \alpha = 0.05$$

Paso 5. Rechazar H_0 si el valor $-p \leq \alpha$

Como $-p \leq \alpha$ rechazamos la Hipótesis nula

$$H_0: \mu \leq \mu_0 = \mathbf{0.236 \text{ oz Au/TC}}$$

Se rechaza la hipótesis nula que propone.

$H_0 =$ Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angosta no se mejorará la calidad del mineral extraído

Y se acepta la hipótesis alternativa

$$H_a: \mu > \mu_0 = \mathbf{0.236 \text{ oz Au/TC}}$$

$H_a =$ Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angosta se mejorará la calidad del mineral extraído

Es decir, la calidad de mineral mejora en términos de menos dilución y mayor ley

Método del valor crítico

Paso 4. Emplear el nivel de significancia para determinar el valor crítico y la regla de rechazo.

De la tabla de distribución t-student (anexo 1) el valor crítico para $n-1=3$ grados de libertad y un nivel de significancia. $\alpha = 0.05$ o 5% se obtiene $t_{\alpha} = 2.353$

Paso 5. Emplear el valor del estadístico de prueba y la regla de rechazo para determinar si se rechaza H_0 . Es decir si: $t > t_{\alpha}$

Como el valor estadístico de prueba $t = 7.368$ es mayor que el valor crítico, $t_{\alpha} = 2.353$ entonces rechazamos la hipótesis Nula. Tan igual como en el paso 5.

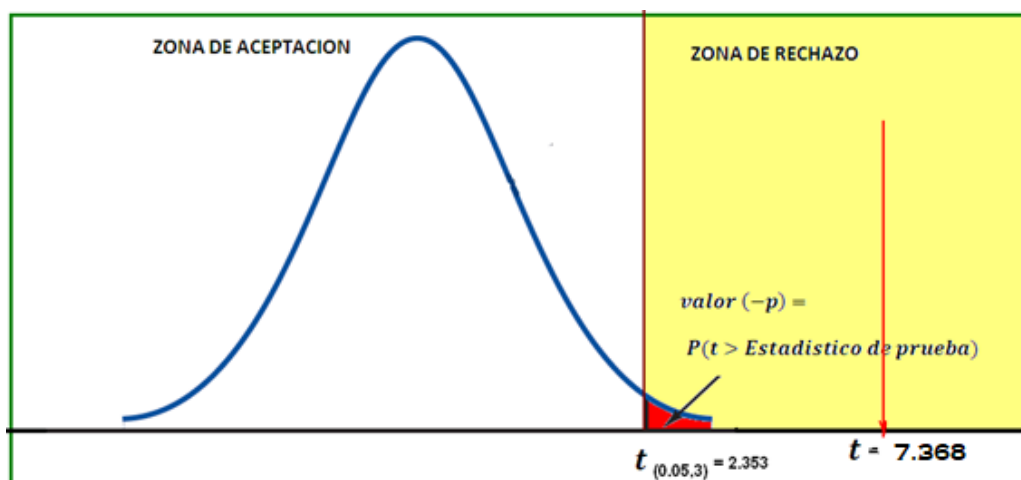


Figura 4.1 Zona de rechazo método del valor crítico leyes de oro
Fuente: Elaboración propia. Adaptado de Anderson, Sweeney, Williams Estadística para administración y economía, 10ª. edición 2008

Como se rechaza H_0 $H_0: \mu \leq \mu_0 = 0.236$ oz Au/TC

Se rechaza la hipótesis Nula

H_0 = Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas no se mejorará la calidad del mineral extraído

Y se acepta la hipótesis alternativa

$$H_a: \mu > \mu_0 = \mathbf{0.236 \text{ oz Au/TC}}$$

H_a = Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angosta se mejorará la calidad del mineral extraído

Es decir, la calidad de mineral en términos de menos dilución y mayor ley como se puede ver en la Tabla 4.2: Data mejorada aplicando el control de dilución.

El precio del oro bajó de Precio, en junio 2018 fue 1250.45 US\$/ Oz y el precio en el mes de setiembre del 2018 fue de 1187.25 US\$/ Oz.

Con el método mejorado de control de dilución, no obstante, a la baja del precio del oro para el periodo de análisis, se obtuvo un valor mensual de 343,183 US\$ con un promedio semanal de 85,796 US\$. Frente al valor mensual de 163,570 US\$ con un promedio semanal de 40,893 US\$.

$$\% \text{ mejora} = \frac{85,796 - 40,893}{40,893} \times 100 = 109.8 \%$$

4.2.3. PRUEBA DE LA HIPOTESIS 2

MEJORA EN LA PRODUCTIVIDAD TC/H-Gdia

H_0 = Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas no se incrementará la productividad. (TC/H-Gdia)

H_a = Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angosta se incrementará la productividad. (TC/H-Gdia)

Usando los datos de las tablas 4.2.1 y tabla 4.2.3. Se obtendrá:

PASOS EN LAS PRUEBAS DE HIPÓTESIS

Paso 1. Dar la hipótesis nula y la hipótesis alternativa.

$$H_0: \mu \leq \mu_0 = 0.719 \text{ TC / H - Gdia}$$

$$H_a: \mu > \mu_0 = 0.719 \text{ TC / H - Gdia}$$

Paso 2. Especificar el nivel de significancia. $\alpha = 0.05$ o 5%

Paso 3. Recabar los datos muestrales y calcular el valor del estadístico de prueba.

$$t = \frac{\bar{x} - \mu_0}{\frac{s}{\sqrt{n}}}$$

$$t = \frac{1.174 - 0.719}{\frac{0.0586}{\sqrt{4}}} = 15.529$$

Método del valor crítico

Paso 4. Emplear el nivel de significancia para determinar el valor crítico y la regla de rechazo.

De la tabla de distribución t-student el valor crítico para $n-1= 3$ grados de libertad y un nivel de significancia. $\alpha = 0.05$ o 5% se obtiene $t_{\alpha} = 2.353$

Paso 5. Emplear el valor del estadístico de prueba y la regla de rechazo para determinar si se rechaza H_0 . Es decir si: $t > t_{\alpha}$

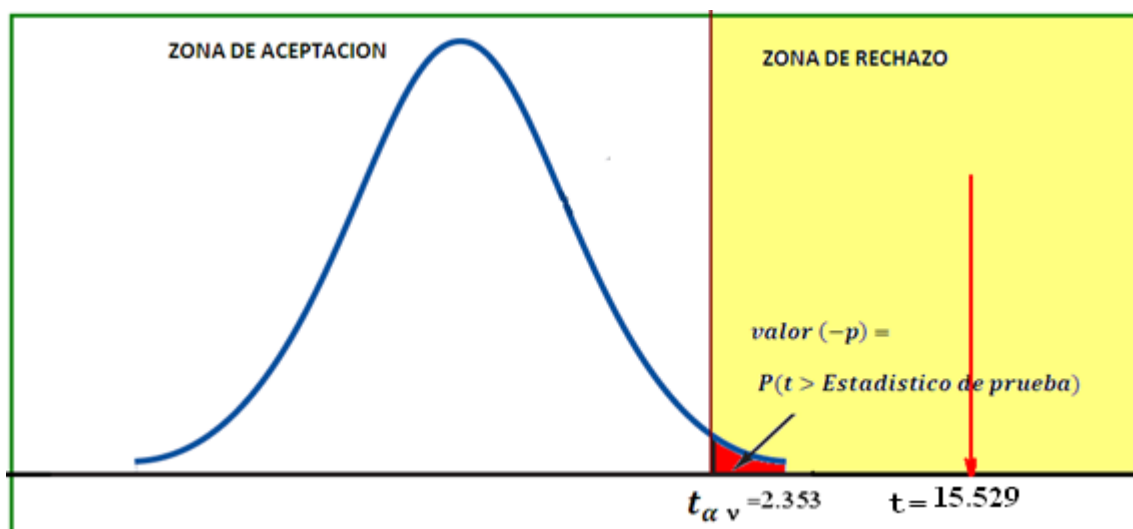


Figura 4.2 Zona de rechazo método del valor crítico productividad TC/ H-Gdia
Fuente: Elaboración propia. Adaptado de Anderson, Sweeney, Williams Estadística para administración y economía, 10ª. edición 2008

Como el valor estadístico de prueba $t = 15.529$ es mayor que el valor crítico, $t_{\alpha} = 2.353$ entonces rechazamos la hipótesis Nula.

$H_0 =$ Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas no se incrementará la productividad en TC/ H-Gdia.

Esto significa que mediante la prueba de hipótesis se acepta la hipótesis alternativa

H_a = Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angosta se incrementará la productividad expresada en TC/H-Gdia.

Este incremento representa un 64.0 % respecto al procedimiento sin control de

dilución: $\% mejora = \frac{1.179-0.7189}{0.7189} \times 100 = 64.0 \%$

CONCLUSIONES

Después de realizar la presente investigación se obtuvieron a las siguientes conclusiones:

1. Con la mejora del proceso se logró incrementar la ley de cabeza de 0.236 Oz Au/TC a 0.320 Oz Au/Tc es decir se incrementó en un 35.59 %.
2. Se incrementó la productividad, de 0.7189 TC/H-Gdia a 1.1737 TC/H-Gdia es decir se incrementó en un 63.26 %.
3. Aplicando estas técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angosta se redujo la dilución de 40.8 % a 19.75%, (Tablas 4.2.1, tabla 4.2.2, tabla 2.4.1 y fig. 2.48 y fig 2.49); es decir la dilución considerando waste se reduce en un 51.8 %
4. Con el método mejorado de control de dilución, no obstante, a la baja del precio del oro para el periodo de análisis, se obtuvo un valor mensual de 343,184 US\$ con un promedio semanal de 85,796 US\$. Frente al valor mensual de 163,570

US\$ con un promedio semanal de 40,892.5 US\$. es decir, mejora en un 109.8 % el valor de mineral. (Tablas 4.2.2 y tabla 4.2.1)

5. La dilución se podrá reducir y controlar usando adecuadamente el método de circado y uno de las técnicas de voladura controlada.

RECOMENDACIONES

1. Continuar usando el método de circado en la explotación de vetas angostas, porque se obtiene buenos resultados: minado selectivo, alta calidad de mineral, pero a escala pequeña.
2. Aplicar técnicas de voladura controlada para reducir, minimizar la dilución del mineral, así como también controlar la estabilidad de la roca circundante a la labor minera para la seguridad del personal y los equipos.
3. Continuar investigando como seguir disminuyendo la dilución de mineral en vetas angostas.

4. Se sugiere que las Universidades programen cursos o seminarios sobre explotación de vetas angostas; asimismo adquirir más material bibliográfico sobre estos temas en los cursos de métodos de explotación subterránea.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Andrew Ross (2005). The Introduction of Narrow Vein Long Hole Open Stopping at Perilya's Daisy-Milano Gold Mine. Publisher Curtin University of Technology.
2. Besa, B and Chanda, E K (2012). Evaluation of low-profile haulage system in narrow vein mining. AusIMM.
3. Chen S, Heeter B, Konieczki S and McKinnon R (2011). Backfill no top access narrow vein cut and fill stope at Hollister mine. SME.
4. 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.
5. Stewart, PC & Trueman, R. (2001), Extended Mathews stability graph: Quantifying case history requirements and site-specific effects, Proc 1st International Symposium on Mining Techniques of Narrow-Vein Deposits, CIM Val d'Or, Quebec, Canada, pp. 85-92.
6. Thomas, E G (2012). Mine fill in thin vein mining, Proceedings narrow vein mining, AusIMM.

7. 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.

8. Welideniya, H S and Ekanayake, K (2012). Challenges faced by narrow vein graphite mining and influence of graphite infill on wall stability. AusIMM.

ANEXOS

Anexo 1: Matriz se consistencia

Anexo 2: Tablas estadísticas

Anexo 3: Mina en estudio

Anexo 4: Figuras en operaciones

Anexo 5: Formato de autorización

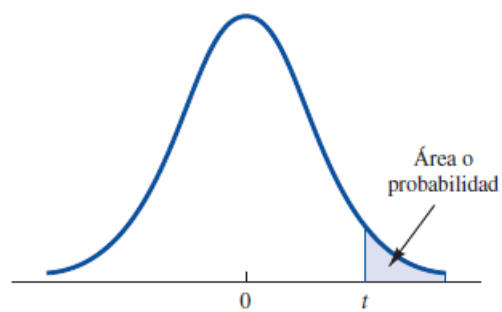
Anexo 6: Curriculum vitae

Anexo 1: Matriz de consistencia

TITULO: “APLICACIÓN DE TECNICAS OPERATIVAS PARA CONTROLAR LA DILUCIÓN EN EL MINADO DE VETAS ANGOSTAS EN UNA EMPRESA MINERA”.
MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO	FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES	DISEÑO METODOLÓGICO
<p style="text-align: center;">“APLICACIÓN DE TECNICAS OPERATIVAS PARA CONTROLAR LA DILUCIÓN EN EL MINADO DE VETAS ANGOSTAS EN UNA EMPRESA MINERA”</p>	<p>Problema General</p> <p>¿En qué medida la aplicación de técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas mejorará la calidad del mineral extraído e incrementará la productividad?</p> <p>Problemas Específicos</p> <p>¿En qué medida la aplicación de técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas mejorará la calidad del mineral extraído?</p> <p>¿En qué medida la aplicación de técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas incrementará la productividad?</p>	<p>Objetivo general</p> <p>Aplicar técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas con el fin de mejorar la calidad del mineral extraído e incrementar la productividad.</p> <p>Objetivos Específicos</p> <p>Aplicar técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas con el fin de mejorar la calidad del mineral extraído.</p> <p>Aplicando técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas con el fin de incrementar la productividad.</p>	<p>Hipótesis General</p> <p>Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas se mejorará la calidad del mineral extraído y se incrementará la productividad</p> <p>Hipótesis Especificas</p> <p>Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas se mejorará la calidad del mineral extraído.</p> <p>Si se aplican técnicas operativas para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas se incrementará la productividad.</p>	<p>Variable dependiente: X</p> <p>X1: Aplicación de técnicas operativas para el minado de vetas angostas.</p> <p>Variables independientes Y</p> <p>Y1: Control de la dilución en la contaminación del mineral.</p> <p>Y2: Incremento de la productividad.</p>	<p>Variable dependiente</p> <p>Ley de oro oz/TC</p> <p>Variables independientes</p> <p>(%) de dilución.</p> <p>Productividad en Tm/h-gdia.</p>	<p>Tipo de Investigación</p> <p>Es una investigación de orden aplicativo. No experimental. Transeccionales o transversales.</p> <p>Método de investigación.</p> <p>El procedimiento para abordar el desarrollo de la tesis fue la metodología cuantitativa.</p>

Anexo 2: Tablas estadísticas

TABLA 2 DISTRIBUCIÓN t 

Las entradas que aparecen en la tabla dan los valores de t correspondientes a un área o probabilidad en la cola superior de la distribución t . Por ejemplo, para 10 grados de libertad y un área de 0.05 en la cola superior, $t_{0.05} = 1.812$.

Grados de libertad	Área en la cola superior					
	0.20	0.10	0.05	0.025	0.01	0.005
1	1.376	3.078	6.314	12.706	31.821	63.656
2	1.061	1.886	2.920	4.303	6.965	9.925
3	0.978	1.638	2.353	3.182	4.541	5.841
4	0.941	1.533	2.132	2.776	3.747	4.604
5	0.920	1.476	2.015	2.571	3.365	4.032
6	0.906	1.440	1.943	2.447	3.143	3.707
7	0.896	1.415	1.895	2.365	2.998	3.499
8	0.889	1.397	1.860	2.306	2.896	3.355
9	0.883	1.383	1.833	2.262	2.821	3.250
10	0.879	1.372	1.812	2.228	2.764	3.169
11	0.876	1.363	1.796	2.201	2.718	3.106
12	0.873	1.356	1.782	2.179	2.681	3.055
13	0.870	1.350	1.771	2.160	2.650	3.012
14	0.868	1.345	1.761	2.145	2.624	2.977
15	0.866	1.341	1.753	2.131	2.602	2.947
16	0.865	1.337	1.746	2.120	2.583	2.921
17	0.863	1.333	1.740	2.110	2.567	2.898
18	0.862	1.330	1.734	2.101	2.552	2.878
19	0.861	1.328	1.729	2.093	2.539	2.861
20	0.860	1.325	1.725	2.086	2.528	2.845
21	0.859	1.323	1.721	2.080	2.518	2.831
22	0.858	1.321	1.717	2.074	2.508	2.819
23	0.858	1.319	1.714	2.069	2.500	2.807
24	0.857	1.318	1.711	2.064	2.492	2.797
25	0.856	1.316	1.708	2.060	2.485	2.787
26	0.856	1.315	1.706	2.056	2.479	2.779
27	0.855	1.314	1.703	2.052	2.473	2.771
28	0.855	1.313	1.701	2.048	2.467	2.763
29	0.854	1.311	1.699	2.045	2.462	2.756
30	0.854	1.310	1.697	2.042	2.457	2.750
31	0.853	1.309	1.696	2.040	2.453	2.744
32	0.853	1.309	1.694	2.037	2.449	2.738
33	0.853	1.308	1.692	2.035	2.445	2.733
34	0.852	1.307	1.691	2.032	2.441	2.728

Fuente: Anderson, David R., Dennis J. Sweeney y Thomas A. Williams Estadística para administración y economía, 10a. edición

TABLA 2 DISTRIBUCIÓN *t* (continuación)

Grados de libertad	Área en la cola superior					
	0.20	0.10	0.05	0.025	0.01	0.005
35	0.852	1.306	1.690	2.030	2.438	2.724
36	0.852	1.306	1.688	2.028	2.434	2.719
37	0.851	1.305	1.687	2.026	2.431	2.715
38	0.851	1.304	1.686	2.024	2.429	2.712
39	0.851	1.304	1.685	2.023	2.426	2.708
40	0.851	1.303	1.684	2.021	2.423	2.704
41	0.850	1.303	1.683	2.020	2.421	2.701
42	0.850	1.302	1.682	2.018	2.418	2.698
43	0.850	1.302	1.681	2.017	2.416	2.695
44	0.850	1.301	1.680	2.015	2.414	2.692
45	0.850	1.301	1.679	2.014	2.412	2.690
46	0.850	1.300	1.679	2.013	2.410	2.687
47	0.849	1.300	1.678	2.012	2.408	2.685
48	0.849	1.299	1.677	2.011	2.407	2.682
49	0.849	1.299	1.677	2.010	2.405	2.680
50	0.849	1.299	1.676	2.009	2.403	2.678
51	0.849	1.298	1.675	2.008	2.402	2.676
52	0.849	1.298	1.675	2.007	2.400	2.674
53	0.848	1.298	1.674	2.006	2.399	2.672
54	0.848	1.297	1.674	2.005	2.397	2.670
55	0.848	1.297	1.673	2.004	2.396	2.668
56	0.848	1.297	1.673	2.003	2.395	2.667
57	0.848	1.297	1.672	2.002	2.394	2.665
58	0.848	1.296	1.672	2.002	2.392	2.663
59	0.848	1.296	1.671	2.001	2.391	2.662
60	0.848	1.296	1.671	2.000	2.390	2.660
61	0.848	1.296	1.670	2.000	2.389	2.659
62	0.847	1.295	1.670	1.999	2.388	2.657
63	0.847	1.295	1.669	1.998	2.387	2.656
64	0.847	1.295	1.669	1.998	2.386	2.655
65	0.847	1.295	1.669	1.997	2.385	2.654
66	0.847	1.295	1.668	1.997	2.384	2.652
67	0.847	1.294	1.668	1.996	2.383	2.651
68	0.847	1.294	1.668	1.995	2.382	2.650
69	0.847	1.294	1.667	1.995	2.382	2.649
70	0.847	1.294	1.667	1.994	2.381	2.648
71	0.847	1.294	1.667	1.994	2.380	2.647
72	0.847	1.293	1.666	1.993	2.379	2.646
73	0.847	1.293	1.666	1.993	2.379	2.645
74	0.847	1.293	1.666	1.993	2.378	2.644
75	0.846	1.293	1.665	1.992	2.377	2.643
76	0.846	1.293	1.665	1.992	2.376	2.642
77	0.846	1.293	1.665	1.991	2.376	2.641
78	0.846	1.292	1.665	1.991	2.375	2.640
79	0.846	1.292	1.664	1.990	2.374	2.639

Fuente: Anderson, David R., Dennis J. Sweeney y Thomas A. Williams Estadística para administración y economía, 10a. edición

TABLA 2 DISTRIBUCIÓN *t* (continuación)

Grados de libertad	Área en la cola superior					
	0.20	0.10	0.05	0.025	0.01	0.005
80	0.846	1.292	1.664	1.990	2.374	2.639
81	0.846	1.292	1.664	1.990	2.373	2.638
82	0.846	1.292	1.664	1.989	2.373	2.637
83	0.846	1.292	1.663	1.989	2.372	2.636
84	0.846	1.292	1.663	1.989	2.372	2.636
85	0.846	1.292	1.663	1.988	2.371	2.635
86	0.846	1.291	1.663	1.988	2.370	2.634
87	0.846	1.291	1.663	1.988	2.370	2.634
88	0.846	1.291	1.662	1.987	2.369	2.633
89	0.846	1.291	1.662	1.987	2.369	2.632
90	0.846	1.291	1.662	1.987	2.368	2.632
91	0.846	1.291	1.662	1.986	2.368	2.631
92	0.846	1.291	1.662	1.986	2.368	2.630
93	0.846	1.291	1.661	1.986	2.367	2.630
94	0.845	1.291	1.661	1.986	2.367	2.629
95	0.845	1.291	1.661	1.985	2.366	2.629
96	0.845	1.290	1.661	1.985	2.366	2.628
97	0.845	1.290	1.661	1.985	2.365	2.627
98	0.845	1.290	1.661	1.984	2.365	2.627
99	0.845	1.290	1.660	1.984	2.364	2.626
100	0.845	1.290	1.660	1.984	2.364	2.626
∞	0.842	1.282	1.645	1.960	2.326	2.576

Fuente : Anderson, David R., Dennis J. Sweeney y Thomas A. Williams Estadística para administración y economía, 10a. edición

Anexo 3: Mina en estudio

Anexo 4: Figuras en operaciones



Figura A.1 Puruñado del oro en superficie

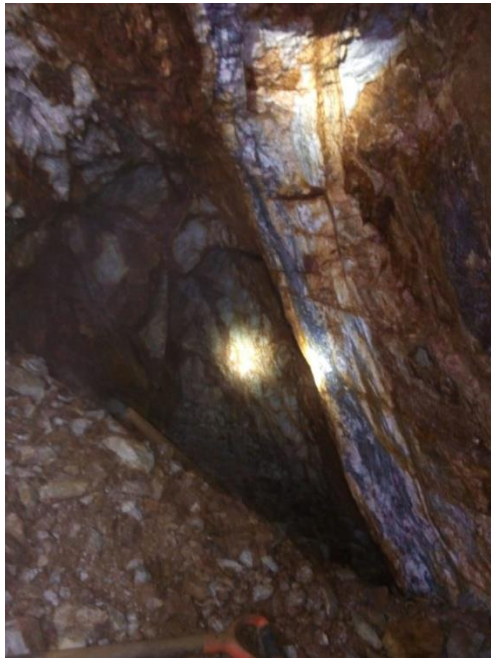


Figura A.2 Tajeo 620 Nv 3



Figura A.3Tajeo 710 Nv 3



Figura A.4Transporte de Mineral con Z-20



Figura A.5 Tajeo 710 Nv 3

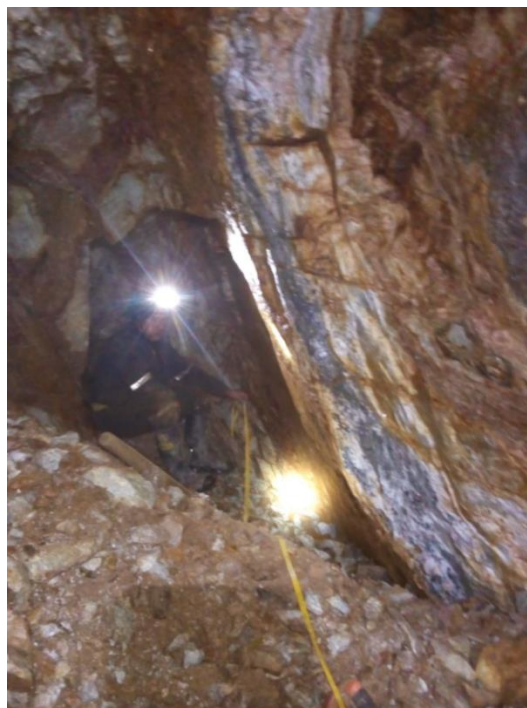


Figura A.6 Tajeo 620 Nv 3



Figura A.7 Tajeo 675 Nv 2



Figura A.8 Tajeo 675 Nv 2



Figura A.9 Producción diaria en sacos



Figura A.10 Tajeo 720 Nv 3



Figura A.11 Tajeo 720 Nv 3 preparado



Figura A.12 Tajeo 720 Nv 3 preparado y limpio



Figura A.13 Tajo 867 Nv 1



Figura A.14 Tajo 675 Nv 2

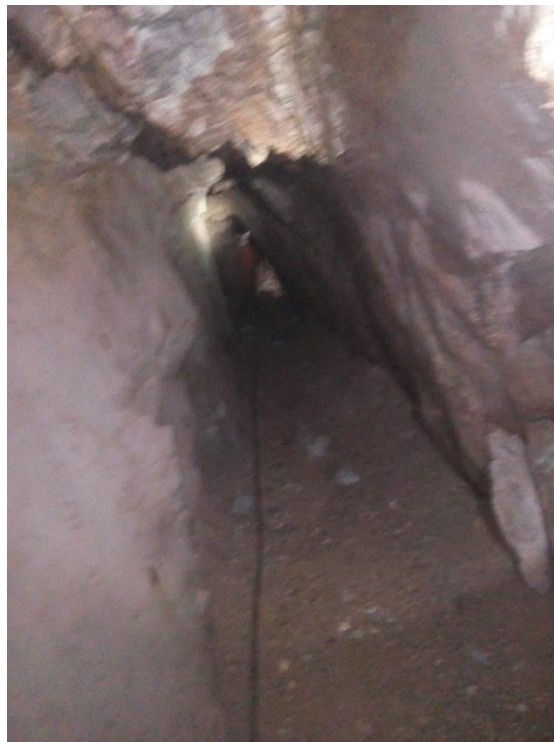


Figura A.15 Tajo 675 Nv 2

Anexo 5 Formato de autorización



Ley N°30035
Respositorio Nacional Digital



**UNIVERSIDAD
NACIONAL DE
INGENIERIA**

**FORMULARIO DE AUTORIZACIÓN PARA LA PUBLICACIÓN
ELECTRÓNICA EN EL PORTAL DEL REPOSITORIO INSTITUCIONAL
DE LA UNI**

1. DATOS PERSONALES

Apellidos y nombres: VILLENA ALEGRE, CRISTHIAM DANIEL

D.N.I.: 20079382

Teléfono casa: celular: 961 023 077

Correos electrónicos: cdva98@hotmail.com

2. DATOS ACADÉMICOS

Grado académico: Bachiller

Mención: Ingeniería de Minas

3. DATOS DE LA TESIS

Título:

“APLICACIÓN DE TÉCNICAS OPERATIVAS PARA CONTROLAR LA DILUCIÓN EN EL MINADO DE VETAS ANGOSTAS EN UNA EMPRESA MINERA”.

Año de publicación: 2021

A través del presente, autorizo a la Biblioteca Central de la Universidad Nacional de Ingeniería, la publicación electrónica a texto completo en el Repositorio Institucional, el citado título.

Firma:

Fecha de recepción: 9/12/2021

Anexo 6 Curriculum vitae

CURRICULUM VITAE EN ESPAÑOL

CRISTHIAM DANIEL VILLENA ALEGRE

Jr. Ricardo Herrera Nº 877-2 Lima – Perú
 Teléfonos: (01) 3326572, RPM: 961023077.
 Email: cdva98@hotmail.com



RESUMEN

Ingeniero de Minas titulado y colegiado CIP 164244, con maestría en la mención de Ingeniería de minas, egresado de la Universidad Nacional de Ingeniería, con más de 15 años de experiencia en operaciones mineras.

Docente del centro de Formación Técnica Minera de la Universidad Nacional de Ingeniería en los cursos de explotación de mina 2012 y 2013.

Mi objetivo es ejercer la carrera de ingeniería de minas en un ambiente laboral donde pueda aplicar en beneficio de la empresa mis conocimientos de ingeniería y la experiencia profesional. Facilidad para trabajar en equipo, buen comunicador con manejo de personal y de liderazgo.

EXPERIENCIA PROFESIONAL

COMPAÑÍA MINERA TITAN CONTRATISTAS GENERALES SAC

Cargo: Gerente de operaciones.

Enero 2020 – Hasta la actualidad.

Desempeño las siguientes tareas:

- Optimización del método corte y relleno para vetas angostas.
- Control de costos en todos los trabajos a realizar.
- Realización de reingeniería en todas las áreas.
- Control de la dilución utilizando el método de circado y voladura controlada; debido a la presencia de oro libre y vetas de 10cm a 15cm.
- Diseño de los tajeos de manera convencional, por la característica del yacimiento.
- Desarrollo de la profundización en forma mecanizada con secciones de 4.50m * 4.00m.
- Ejecución de cámaras de carguío para volquete.
- Ejecución de pozas de bombeo.
- Ejecución de chimeneas convencionales.
- Sostenimiento con split set, cimbras y madera.

COMPAÑÍA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCHA

Cargo: Jefe de Zona.

Noviembre 2018 – Enero 2020.

Desempeño las siguientes tareas:

Ejecución y control de avances en rampas 4.50m x 4.00m. Tanto positivo como negativo.
 Preparación de labores para tajeos en recuperación.
 Preparación y minado de tajeos por el método cámaras y pilares mecanizado con relleno detrítico e hidráulico.
 Sostenimiento con shocrete vía seca, vía húmeda, cuadros, cimbras, malla electro soldada, pernos helicoidales y split set.
 Control y ejecución de chimeneas convencionales y raice borer.

COMPAÑÍA MINERA ANADEL SAC

Cargo: Gerente de Operaciones

Julio 2018 – Octubre 2018.

Desempeño las siguientes tareas:

Reducción de costos aplicando el método corte y relleno ascendente, con voladura masiva.
 Control de la dilución utilizando el método de circado y voladura controlada, debido a la potencia de minado de 10 cm. a 45 cm.
 Diseño de los tajeos de manera convencional, por la característica del yacimiento.
 Desarrollo de la mina en forma convencional, realizando galerías, subniveles y chimeneas.
 Preparación de tolvas de carguío para mineral y desmonte.
 Realización de reingeniería en todas las áreas.

CONTRATISTAS MINEROS Y CIVILES - CONSORCIO MINERA HORIZONTE

Cargo: Residente.

Junio 2016 – Junio 2017.

Desempeño las siguientes tareas:

Ejecución de rampas positivas, negativas, by pass, cruceros de sección 4.50m * 4.00m.
 Ejecución de cámaras de carguío para volquete.
 Preparación de labores para aplicar el método de minado corte y relleno ascendente.
 Minado en breasting desde potencias de 1.5m hasta 12m.
 Ejecución de avances aplicando voladura controlada.
 Sostenimiento con shocrete vía seca y húmeda, hidrobald, madera y cimbras.
 Ejecución de cámaras de bombeo.

COMPAÑÍA MINERA TITAN CONTRATISTAS GENERALES SAC

Cargo: Gerente de operaciones

Enero 2014 – Noviembre 2015.

Desempeño las siguientes tareas:

Reducción de costos por el cambio del método de cámaras y pilares a corte relleno ascendente.

Control de la dilución utilizando el método de circado y voladura controlada, debido a la presencia de oro libre y vetas de 10cm a 15cm.
 Diseño de los tajeos de manera convencional, por la característica del yacimiento.
 Solución de conflictos sociales y mejora de las relaciones con la comunidad.
 Desarrollo de la mina de forma mecanizada, con ejecución de rampas, by pass, cruceros con sección de 4.50m x 4.00m.
 Ejecución de cámaras de carguío para volquete.
 Sostenimiento con hidrobald, split set, cimbras, madera.
 Realización de reingeniería en todas las áreas.

ALFA INGENIEROS SUBTERRANEOS – MINERA CORONA.

Cargo: Residente.

Febrero 2012 – Mayo 2013.

Desempeño las siguientes tareas:

Responsable de la ejecución del crucero para el proyecto del Pique III, en la mina Yauricocha, con cimbras para una sección de 3.5m x 3.5m.
 Responsable de la ejecución de tres túneles, como parte de la hidroeléctrica de Canchayllo, con cimbras para una sección de 3.15m x 2.50m.
 Sostenimiento con cimbras y planchas acanaladas.
 Aplicación de la perforación y voladura en V.
 Preparación y explotación de tajeos por el método hundimiento por subniveles, en la mina Yauricocha.
 Preparación y explotación de tajeos por corte y relleno convencional en la mina Yauricocha.

COMPAÑÍA MINERA ARES – Unidad minera Arcata

Cargo: Jefe de Guardia

Julio 2010 – Diciembre 2011

Desempeño las siguientes tareas:

Control en la ejecución de rampas, cruceros, by pass, para una sección de 4.50m x 4.00m.
 Control en la ejecución de chimeneas convencionales y mecanizados.
 Preparación y explotación de tajeos por el método corte relleno ascendente usando taladros largos en vetas angostas, con equipo perforador neumático, jumbo electrohidráulico y scoop a control remoto.
 Preparación y explotación de tajeos con vetas angostas, por el método corte y relleno con winches y micro scoop cautivo.
 Sostenimiento con cimbras, madera, malla electrosoldada, split set, pernos helicoidales.
 Preparación de labores para explotación dependiendo del ancho de minado.

COMPAÑÍA MINERA BATEAS

Cargo: Jefe de Guardia

Enero 2007 – enero 2010

Desempeñe las siguientes tareas:

- Explotación de tajeos en vetas angostas, por el método corte y relleno ascendente, usando taladros largos con equipo Raptor.
- Preparación y explotación de tajeos por el método corte y relleno, en breasting y realce, en forma convencional o mecanizada (Circado).
- Preparación y explotación de tajeos por el método de acumulación sistemático (shiringe).
- Sostenimiento con shocrete vía seca, madera, cimbras, split set, pernos helicoidales, malla electrosoldada.
- Control en la ejecución de chimeneas convencionales y Alimak.
- Control en la ejecución de rampas y by pass con sección de 4.50m x 4.00m.

CONTRATA MINERA ZICSA – UNIDAD MINERA MILPO (Cerro Lindo)

Cargo: Jefe de Guardia

Noviembre 2006 – diciembre 2006

Desempeñe las siguientes tareas:

- Control y ejecución de sostenimiento con cable bolting en la zona de chancado primario.

EXPERIENCIA PRE-PROFESIONAL

COMPAÑÍA MINERA PERUBAR - UNIDAD MINERA ROSAURA

Noviembre 2005 - abril 2006

Desempeñe las siguientes tareas:

- Supervisión y control de extracción de mineral.
- Construcción de chimeneas mecanizadas (RAISE BORER).
- Preparación y explotación de tajeos por el método hundimiento por subniveles, mediante taladros largos con equipo drifter y scoop con control remoto.
- Sostenimiento con cimbras y shocrete vía seca.

CONTRATA MINERA LUQUE INGENIEROS-COMPAÑÍA MINERA MILPO (Unidad Porvenir)

Enero 2005 – marzo 2005

Desempeñe las siguientes tareas:

- Supervisión de sostenimiento con cable bolting, pernos de anclaje, Split set, pernos helicoidales y shocrete.
- Control de perforación con jumbo Solo.
- Control de sostenimiento con scissor Bolter.

EMPRESA MINERA SUR EXPLORACIONES

Octubre 2004 – diciembre 2004

Desempeñe las siguientes tareas:

- Sostenimiento convencional con madera.
- Control de perforación y voladura en avances circando.
- Minado de tajeos en corte y relleno circando.
- Análisis de leyes de oro en forma convencional (puruña).
- Puesta de casillos para Izaje convencional.

CONTRATA MINERA CRISTOBAL E.I.R. L -COMPAÑÍA MINERA BUENAVENTURA
Unidad Uchucchacua. Febrero 2004 – marzo 2004

Desempeñe las siguientes tareas:

- Manejo de UPPER DRILL, perforadora neumática, manejo de explosivos.
- Control de relleno detrítico e hidráulico.
- Voladura controlada.
- Servicios auxiliares.

CONTRATA MINERA KRIPTON S.R.L.- COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A
Febrero 2003 – abril 2003

Desempeño como practicante en supervisión de las siguientes tareas:

- Sostenimiento con madera y desarrollo de tolva china.
- Explotación de tajeos por corte relleno,
- Actividades de perforación, voladura y limpieza.
- Instalación de Rieles para locomotora a batería y pala neumática.

ESTUDIOS

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica
Maestría con mención en Ingeniería de minas en curso, con la tesis **“Aplicación de técnicas operativas para controlar la dilución en el minado de vetas angostas en una Empresa Minera”**.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica
Grado de Bachiller en la especialidad en Ingeniería de Minas
Titulado como Ingeniero de Minas, con la tesis “Modelo matemático para predecir el lanzamiento de rocas en minería superficial”.

COLEGIADO: CIP# 164244.

CURSOS DE ESPECIALIZACIÓN

Universidad de Chile – Programa Internacional
Curso: Diseño y planificación operativa de minas subterráneas Julio - Setiembre 2008.

Colegio de Ingenieros del Perú – Consejo Nacional
Curso planteamiento de Minado – Setiembre del 2003.

Colegio de Ingenieros del Perú – Capitulo de Ingeniería Geológica.
Curso Geomecánica para el desarrollo de proyectos mineros subterráneos – Marzo del 2007.

SEMINARIOS DE EXTENSION PROFESIONAL

Planeamiento de Minado – Colegio de Ingenieros del Perú.

IDIOMA

Universidad Nacional de Ingeniería.
Centro de Idiomas
Ingles Intermedio.

REFERENCIAS

Dr. PhD. CARLOS AGREDA TURRIATE.

Consultor Minero
4814850–999532098

Ing. CARLOS AYALA BERROCAL.

Jefe de obra Contratistas mineros y civiles.
986919695

Licenciado MARIO MIRANDA VILCA.

Gerente general Compañía minera Titán Contratistas Generales.
951621225

Ing. VICTOR TORRES NUÑUVERO.

Gerente de operaciones Compañía minera Bateas.
987773959

CURRICULUM VITAE IN ENGLISH

CRISTHIAM DANIEL VILLENA ALEGRE

Jr. Ricardo Herrera Nº 877-2 Lima – Perú
 Teléfonos: (01) 3326572, RPM: 961023077.
 Email: cdva98@hotmail.com



ABSTRACT

Mining Engineer Certified and CIP 164244, with master's degrees in the mention of Mining Engineering, graduated from the National University of Engineering, with more than 15 years of experience in mining operations.

Teacher of the Mining Technical Training Center of the National Engineering University in the mine exploitation courses 2012 and 2013.

My goal is to pursue a mining engineering career in a work environment where I can apply my engineering knowledge and professional experience to the benefit of the company. Ease to work in a team, good communicator with personnel management and leadership

PROFESSIONAL EXPERIENCE

MINING COMPANY TITAN CONTRACTORS' GENERAL SAC

Position: Operations Manager. January 2020 - Until today.

I perform the following tasks:

Optimization of the cut and fill method for narrow streaks.

Cost control in all the work to be done.

Reengineering in all areas.

Dilution control using the controlled blasting and blasting method; due to the presence of free gold and veins of 10cm 15cm.

Design of the tajeos of conventional way, by the characteristic of the deposit.

Development of the deepening in mechanized form with sections of 4.50m * 4.00m.

Execution of loading cameras for tipper.

Execution of pumping pools.

Execution of conventional chimneys.

Support with split set, formwork and wood.

SAN IGNACIO DE MOROCHA MINING COMPANY

Position: Head of Zone.

November 2018 - January 2020.

Performance in the following tasks:

Execution and control of advances in ramps 4.50m x 4.00m. Both positive and negative.

Preparation of work for stopes in recovery.

Preparation and mining of stopes by the mechanized room and pillars method with detritic and hydraulic back filling.

Support with dry track, wet track, frames, formwork, electro welded mesh, helical bolts and split set.

Control and execution of conventional raise and raise boring

MINING COMPANY ANADEL SAC

Position: Operations Manager July 2018 - October 2018.

Performance in the following tasks

Cost reduction by applying the under cut and fill method, with massive blasting. Dilution control using the controlled blasting and blasting method, due to the narrow vein 10 cm to 45 cm wide.

Design of the conventional stopes, by the characteristic of the ore body.

Development of the mine in a conventional way, making drift, sub-levels and raises.

Preparation of loading bin for ore and waste

Reengineering in all areas.

MINING AND CIVIL CONTRACTORS - HORIZON MINING CONSORTIUM

Position: Resident Engineer. June 2016 - June 2017.

Desempeño las siguientes tareas:

I perform the following tasks:

Construction of positive, negative, ramps, by pass, cross cuts section 4.50m * 4.00m

Construction of loading cameras for tipper.

Preparation of work to apply the undercut and fill mining method

Mining in breasting from vein wide of 1.5m to 12m.

Development work applying controlled blasting.

Support with dry and wet track, hydrobold, wood and formwork.

Execution of pumping chambers.

MINING COMPANY TITAN CONTRACTORS' GENERAL SAC

Position: Operations Manager January 2014 - November 2015.

I perform the following tasks:

Cost reduction due to the change of the method of room and pillars to ascending fill cut.

Dilution control using the controlled blasting and resuing mining method, due to the presence of free gold and vein narrow wide from 10 cm to 15cm.

Design of the conventional stopes way, by the characteristic of the mineral deposit.

Solution of social conflicts and improvement of relations with the community.

Development of the mine in a mechanized way, with execution of ramps, by pass, cross cuts with a section of 4.50m x 4.00m.

Execution of loading chambers for trucks

Support with hydrobold, split set, formwork, wood.

Reengineering in all areas

ALFA UNDERGROUND ENGINEERS - MINERA CORONA.

Position: Resident Engineer. February 2012 - May 2013.

Perform the following tasks:

Responsible for the execution of the cross cut for the Shaft III project, in the Yauricocha mine, with formwork for a section of 3.5m x 3.5m.

Responsible for the execution of three tunnels, as part of the Canchayllo hydroelectric plant, with formwork for a section of 3.15m x 2.50m.

Support with ribbons and ribbed plates.

Application of drilling and blasting in V-cut

Preparation and exploitation of stopes by sub-level caving method, in the Yauricocha mine.

Preparation and exploitation of stopes by conventional under cut and filling methods in the Yauricocha mine.

ARES MINING COMPANY - Arcata Mining Unit

Position: Chief of Guard July 2010 - December 2011

I performed the following tasks:

Control in the execution of ramps, crosscuts, by pass, for a section of 4.50m x 4.00m.

Control in the execution of conventional and mechanized raises.

Preparation and exploitation of stopes by the undercut and filling method using long drills in narrow veins, with pneumatic drilling equipment, electro-hydraulic jumbo and scoop with captive work.

Preparation and exploitation of cuts with narrow streaks, by the method of cutting and filling with winches and captive micro scoop.

Support with formwork, wood, welded mesh, split set, helical bolts.

Preparation of work for exploitation depending on the mining width.

MINING COMPANY BATEAS

Position: Chief of Shift January 2007 - January 2010

Perform the following tasks:

Exploitation of stopes in narrow veins, by the undercut and fill method, using long drills with Raptor equipment.

Preparation and exploitation of stopes by the cut and fill method, in breasting and upper drill, in a conventional or mechanized way (resuing).

Preparation and exploitation of Shrinkage stoping methods

Support with dry track shocrete, wood, formwork, split set, helical bolts, welded mesh.

Control in the execution of conventional raises and raise climber: Alimak.

Control in the execution of ramps and by pass with section of 4.50m x 4.00m.

ZICSA MINE CONTRACT - MILPO MINING UNIT (Cerro Lindo)

Position: Chief of shift November 2006 - December 2006

Perform the following tasks:

Control and execution of support with bolting cable in the primary crushing zone.

PRE-PROFESSIONAL EXPERIENCE

PERUBAR MINING COMPANY - ROSAURA MINING UNIT

November 2005 - April 2006

Perform the following tasks:

Supervision and control of mineral extraction.

Construction of mechanized raises (RAISE BORING).

Preparation and exploitation of stopes by the sub-level caving method, by long drills with drifter and scoop equipment with remote control.

Sustaining with formwork and dry track shocrete.

MINE CONTRACT LUQUE INGENIEROS- MILPO MINING COMPANY

(Porvenir Unit)

January 2005 - March 2005

Perform the following tasks:

Holding supervision with bolting cable, rock bolting, split set, helical bolts and shocrete.

Drilling control with jumbo unit

Sustaining control with Bolter scissor.

SOUTH MINING COMPANY EXPLORATIONS

October 2004 - December 2004

Perform the following tasks:

Conventional wood support.

Drilling and blasting control in cut and fill stoping.

Mining of stopes in cuts and filling (resuing).

Analysis of gold laws in conventional form (puruña).

Putting of headframe for conventional hoisting.

CONTRACT MINING CRISTOBAL E.I.R. L-BUENAVENTURA MINING COMPANY Uchucchacua unit. February 2004 - March 2004

Perform the following tasks:

UPPER DRILL handling, pneumatic drilling machine, explosives handling.

Detrital and hydraulic filling control.

Blasting controlled.

Auxiliary services.

**CONTRACT MINERA KRIPTON S.R.L.- COMPAÑÍA MINERA
PODEROSA S.A**

February 2003 - April 2003

Performance as a practitioner in supervision of the following tasks:

Support with wood and development of Chinese hopper.

Exploitation of stopes by cut and, filling methods

Drilling, blasting and cleaning activities.

Rails installation for battery locomotive and pneumatic shovel.

:

STUDIES

NATIONAL UNIVERSITY OF ENGINEERING

Faculty of Mining and Metallurgical Geological Engineering

Master's degree in Mining Engineering in progress, with the thesis

"Applications of operational techniques to control dilution in the mining of narrow veins in a Mine Company.

NATIONAL UNIVERSITY OF ENGINEERING

Faculty of Mining and Metallurgical Geological Engineering

Bachelor's degree in the Mining Engineering

Titled Mining Engineer, with the thesis "Mathematical model to predict the fly rock in surface mining".

COLLEGIATE: CIP# 164244.

ESPECIALIZACIÓN COURSES

University of Chile - International Program

Course: Design and operational planning of underground mines July - September 2008.

College of Engineers of Peru - National Council

Mine planning course - September 2003.

Colegio de Ingenieros del Perú - Geological Engineering Chapter.

Geomechanics Course for the development of underground mining projects - March 2007.

PROFESSIONAL EXTENSION SEMINARS

Mine planning – College of Engineers of Peru.

IDIOM

NATIONAL UNIVERSITY OF ENGINEERING

Idioms Center
Intermediate English.

REFERENCES**PhD. CARLOS AGREDA TURRIATE.**

Mining Consultant
4814850–999532098

Eng. CARLOS AYALA BERROCAL.

Construction manager Mining and civil contractors.
986919695

Licenciado MARIO MIRANDA VILCA.

General Manager Mining Company Titan General Contractors.
951621225

Eng. VICTOR TORRES NUÑUVERO.

Operations Manager Bateas Mining Company.
987773959