

UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCABELICA

(CREADA POR LEY N° 25265)

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS - CIVIL - AMBIENTAL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

“IMPLEMENTACIÓN DEL INVERT MEDIANTE UN ANÁLISIS DE CONVERGENCIAS PARA INCREMENTAR EL RENDIMIENTO DE LAS CIMBRAS DE LOS TAJOS KARLITA Y ANGELITA, EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL CAVING EN SOCIEDAD MINERA CORONA S.A. - U.P. CACHI CACHI - 2015”

LINEA DE INVESTIGACIÓN

MINERÍA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR LOS BACHILLERES:

LAVADO AQUINO, Briston Alex

VELÁSQUEZ TAIPE, Enmer Michael

Asesor:

M Sc. Cesar S., GUZMAN IBAÑEZ

LIRCAY - HUANCABELICA

2018



ACTA DE SUSTENTACION DE LOS BACHILLERES

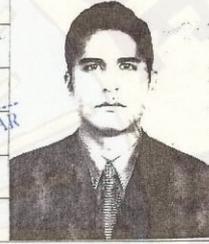
LAVADO AQUINO Briston Alex

VELASQUEZ TAPE Enmer Michael.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE HUANCVELICA
SEDE LICA Y
CERTIFICO QUE LA PRESENTE ES COPIA FIEL
DE LA ORIGINAL QUE ESTE EN LA VISTA.
Ing. ASTORIO NAHUI GASPAR
(e) FEDATARIO

14 JUN. 2018

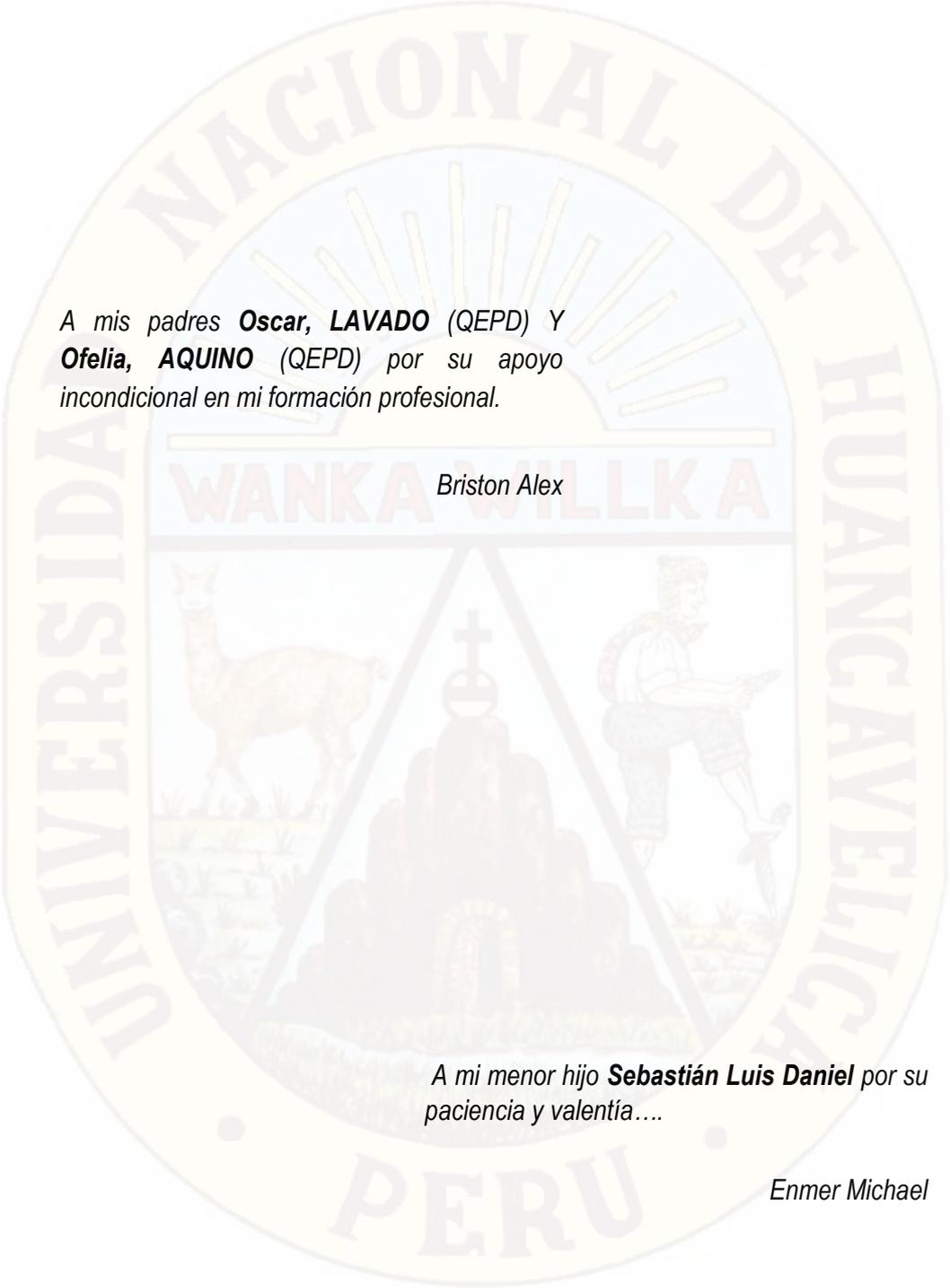


En la Ciudad de Lircay, en el Paraninfo de la FIMCA de la Universidad Nacional de Huancavelica a los (19) Diecinueve días del mes de Abril del 2018 A las horas 3.00 P.m, se reunieron los miembros del Jurado Calificador Conformado por: MSc. Rodrigo HUAHANCATA ESPINOZA. (PRESIDENTE); MSc. Amadeo ENRIQUEZ DONAIRES (SECRETARIO); Ing. Freddy PAREJAS RODRIGUEZ (VOCAL); seguidamente se da lectura a la Resolución de Consejo de Facultad N.º 077-2018-FIMCA-UNH, otorgando el Presidente 30 minutos para la exposición de la Tesis titulada "IMPLEMENTACION DEL INVERT MEDIANTE UN ANALISIS DE CONVERGENCIAS PARA INCREMENTAR EL RENDIMIENTO DE LAS CIMBRAS DE LOS TAJOS KARLITA Y ANGELITA, EN EL METODO DE EXPLOTACION SUB LEVEL CAVINE EN SOCIEDAD MINERA CORONA S.A.-U.P. CACHI CACHI. 2015" a los Bachilleres LAVADO AQUINO Briston Alex y VELASQUEZ TAPE Enmer Michael, concluida la sustentación se pasa a la siguiente fase que es la ronda de preguntas por los miembros de los Jurados, las cuales son respondidas satisfactoriamente por los sustentantes, seguidamente se le invita al público presente y a los estudiantes abandonar el paraninfo por unos minutos para la deliberación del resultado de la sustentación, acto seguido se invita a retornar al público y a los estudiantes al paraninfo para la lectura del Acta de sustentación, siendo el Resultado POR UNANIMIDAD APROBADO POR UNANIMIDAD, de esta manera se da por concluida la sustentación de la Tesis a las horas . 5,30 P.M. del mismo día y en señal de conformidad se firma al pie .

MSc. Rodrigo HUAHANCATA ESPINOZA.
PRESIDENTE

MSc. Amadeo ENRIQUEZ DONAIRES.
SECRETARIO

Ing. Freddy PAREJAS RODRIGUEZ
VOCAL

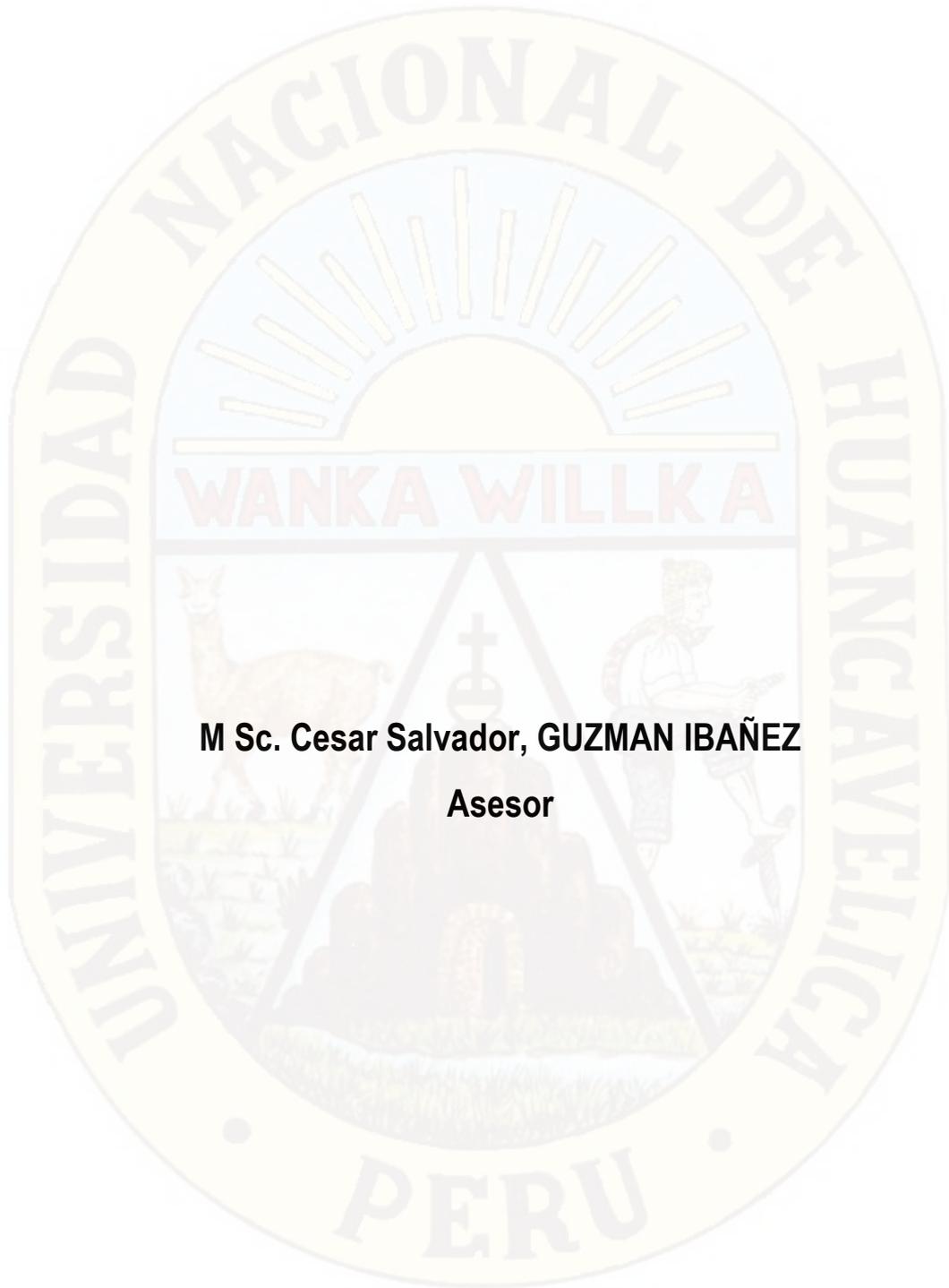


A mis padres **Oscar, LAVADO** (QEPD) Y **Ofelia, AQUINO** (QEPD) por su apoyo incondicional en mi formación profesional.

Briston Alex

A mi menor hijo **Sebastián Luis Daniel** por su paciencia y valentía....

Enmer Michael



M Sc. Cesar Salvador, GUZMAN IBAÑEZ
Asesor

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional de Huancavelica - Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por acogernos en sus aulas para formarnos con excelencia académica e insertarnos en el ámbito profesional.

A los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, que con su paciencia y dedicación nos guiaron por un camino lleno de conocimientos.

Al Ing. Teófilo, Sotacuri Congora, Gerente de Operaciones de la E.E. PEGAMA INGENIEROS S.A.C., por habernos apoyado en los ensayos de la presente tesis llevado en la empresa quien representa.

A nuestros padres por habernos forjado desde la niñez inculcándonos valores y respeto en nuestro crecimiento, para así concluir satisfactoriamente esta etapa profesional.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis titulado **IMPLEMENTACIÓN DEL INVERT MEDIANTE UN ANÁLISIS DE CONVERGENCIAS PARA INCREMENTAR EL RENDIMIENTO DE LAS CIMBRAS DE LOS TAJOS KARLITA Y ANGELITA, EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL CAVING EN SOCIEDAD MINERA CORONA S.A. - U.P. CACHI CACHI - 2015**, tiene como objetivo el estudio de las cimbras y sus factores de convergencias controlando los esfuerzos producidos a consecuencia del tipo de explotación en los cuerpos mineralizados “KARLITA” y “ANGELITA”, esto nos permitirá optimizar el tiempo de vida de las cimbras que es el elemento principal para realizar el método de explotación sub level caving, a consecuencia de este método es que se generan mayores esfuerzos en el ambiente de trabajo es por eso que se tiene que realizar un análisis minucioso de las convergencias presentes en la labor.

Si nosotros optimizamos el tiempo de vida de las cimbras mediante un análisis de convergencias estaríamos controlando los costos, es así que teniendo estos 2 parámetros podemos realizar el armado de cimbras a un costo óptimo y esto nos puede servir para que en un futuro cuando se tengan problemas de altos esfuerzos soportados o deterioro de cimbras por los diferentes factores hidrogeológicos que se presentan tengamos una solución como medida de control. La filtración de aguas subterráneas son problemas muy comunes en este método de explotación a consecuencia de realizar trabajos como taladros de drenaje, cunetas e impermeabilización de estas aguas en toda el área de trabajo.

Los datos recogidos en campo más los datos de diferentes bibliografías nos permiten conocer diseños teóricos para elegir una cimbra que más se ajuste al tipo de terreno principalmente el comportamiento de las cimbras frente a las presiones de la excavación que son más que nada las zonas laterales. Así determinamos el tiempo de vida según el tipo de cimbra y condición hidrogeológica presente, también la influencia producida por el colocado de invert y el efecto que produce el poner cimbras intermedias para extender la vida de la excavación.

Palabras claves: Clasificación geomecánica, convergencia, invert.

ABSTRACT

This thesis work entitled **INVERT IMPLEMENTATION THROUGH A CONVERGENCE ANALYSIS TO INCREASE THE PERFORMANCE OF THE KARLITA AND ANGELITA TAJOS, IN THE SUB LEVEL CAVING EXPLOTATION METHOD IN MINERA CORONA S.A. - U.P. CACHI CACHI - 2015**, Its objective is the study of the forms and their convergence factors controlling the efforts produced as a consequence of the type of exploitation in the mineralized bodies "KARLITA" and "ANGELITA", this will allow us to optimize the life time of the forms that is the element The main method to carry out the sub level caving exploitation method, as a consequence of this method, is that greater efforts are generated in the work environment, which is why a meticulous analysis of the convergences present in the work has to be carried out.

If we optimize the life of the forms by means of an analysis of convergences we would be controlling the costs, it is so that having these 2 parameters we can make the assembly of forms at an optimal cost and this can serve us so that in a future when we have problems of high supported efforts or deterioration of forms due to the different hydrogeological factors that are presented have a solution as a control measure. The filtration of groundwater are very common problems in this method of exploitation as a result of working as drainage drills, ditches and waterproofing of these waters throughout the work area.

The data collected in the field plus the data from different bibliographies allow us to know theoretical designs to choose a form that best suits the type of terrain, mainly the behavior of the forms in front of the pressures of the excavation, which are mostly the lateral zones. Thus we determine the life time according to the type of formwork and hydrogeological condition present, as well as the influence produced by the placement of the invert and the effect produced by placing intermediate forms to extend the life of the excavation.

Keywords: Geomechanical Classification, Convergence, Invert.

INDICE

CARATULA	i
ACTA DE SUSTENTACIÓN	ii
DEDICATORIA	iii
ASESOR	iv
RESUMEN	v
ABSTRAC	vi
INDICE	viii
INTRODUCCIÓN	xv
1 CAPITULO I PROBLEMA	17
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	17
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	18
1.2.1 Problema general	18
1.2.2 Problemas específicos	18
1.3 OBJETIVOS	19
1.3.1 Objetivo General	19
1.3.2 Objetivos Específicos	19
1.4 JUSTIFICACIÓN	19
2 CAPITULO II MARCO TEÓRICO	20
2.1 ANTECEDENTES	20
2.1.1 Antecedente local	20
2.1.2 Antecedente nacional	20
2.1.3 Antecedente internacional	21
2.2 BASES TEORICAS	21
2.2.1 Método de explotación Sub Level Caving	21
2.2.2 Importancia del acero	26

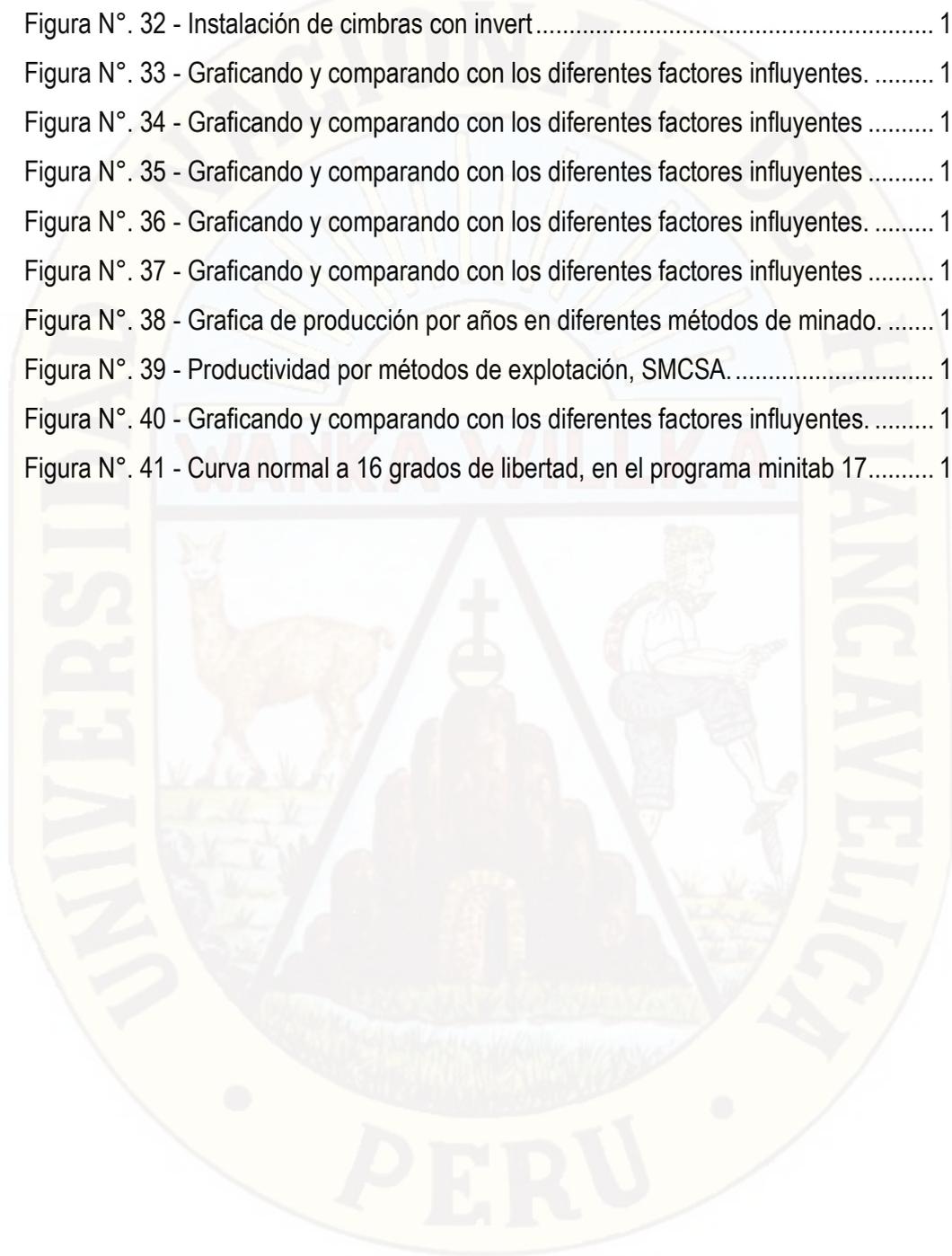
2.2.3	Características ingenieriles del acero	26
2.2.4	Arcos de acero (cimbras).....	35
2.3	HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	70
2.3.1	Hipótesis General	70
2.3.2	Hipótesis Específicas.....	71
2.4	DEFINICIÓN DE TÉRMINOS	71
2.5	IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	73
2.5.1	Variable independiente	73
2.5.2	Variable dependiente.....	73
2.6	DEFINICIÓN OPERATIVA DE VARIABLES E INDICADORES.....	73
3	CAPITULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	74
3.1	ÁMBITO DE ESTUDIO	74
3.1.1	Geografía.....	74
3.1.2	Recursos	76
3.1.3	Breve reseña histórica de la mina.....	77
3.1.4	Geología local.....	78
3.1.5	Fisiografía.....	83
3.1.6	Mineralización.....	83
3.1.7	Características del área de trabajo	84
3.2	TIPO DE INVESTIGACIÓN	90
3.3	NIVEL DE INVESTIGACIÓN	90
3.4	MÉTODO DE INVESTIGACIÓN	90
3.5	DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	90
3.6	POBLACIÓN, MUESTRA	91
3.7	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	92

3.8	PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS	93
3.9	TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....	95
4	CAPITULO IV RESULTADOS	96
4.1	ANÁLISIS DE CONVERGENCIAS EN CIMBRAS SIN INVERT	96
4.2	ANÁLISIS DE CONVERGENCIAS EN CIMBRAS CON INVERT	103
4.3	ANÁLISIS DE CONVERGENCIAS CON CIMBRA REFUERZO.....	110
4.4	COMPARACIÓN DE DEFORMACIONES POR CATEGORÍA DE LADOS	116
4.4.1	Lado AC.....	116
4.4.2	Lado AB.....	117
4.4.3	Lado BC.....	119
4.4.4	Resumen general del monitoreo de convergencias.....	120
4.5	ANÁLISIS DE COSTOS Y PRODUCTIVIDAD.....	122
4.6	ANÁLISIS DE DATOS DEL CONTROL DE CONVERGENCIAS	125
4.7	PRUEBA DE HIPÓTESIS.....	127
4.7.1	Planteamiento de la hipótesis.....	127
4.7.2	Nivel de significancia o riesgo.....	127
4.7.3	Calculo del estadístico de prueba.....	127
4.7.4	Gráfico de la curva normal.....	128
4.7.5	Decisión estadística.....	129
4.7.6	Conclusión Estadística	129
CONCLUSIONES		
RECOMENDACIONES		
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		
ANEXO		

INDICE DE FIGURAS

Figura N°. 1 - Método de explotación Sub Level Caving	25
Figura N°. 2 – Vista en sus diferentes cortes del Método Sub Level Caving.....	25
Figura N°. 3 - Curva de Esfuerzo vs deformación.	28
Figura N°. 4 - Efectos del carbono en las propiedades mecánicas del acero.....	30
Figura N°. 5 - Perfil estructural de la cimbra tipo H.	32
Figura N°. 6 - Perfil de la viga T – H.....	34
Figura N°. 7 - Esquema idealizado de cimbras rígidas.....	37
Figura N°. 8 - Diagrama de carga de roca sobre un túnel.	40
Figura N°. 9 – Relajamiento de la roca en la corona	41
Figura N°. 10 - Diagrama de carga de roca sobre un túnel.	44
Figura N°. 11 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.	50
Figura N°. 12 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.	55
Figura N°. 13 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.	55
Figura N°. 14 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.	59
Figura N°. 15 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.	59
Figura N°. 16 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.	63
Figura N°. 17 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.	63
Figura N°. 18 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.	67
Figura N°. 19 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.	67
Figura N°. 20 - Modelamiento de la cimbra colocando las cargas.....	69
Figura N°. 21 - Ubicación de la mina yauricocha.....	75
Figura N°. 22 - Vista general de la mina yauricocha.	76
Figura N°. 23 - Corte longitudinal del área a investigar, mina cachi cachi.....	84
Figura N°. 24 - Vista Isométrica De La Mineralización En Mina Cachi Cachi.....	85
Figura N°. 25 - Tajo Angelita.	86
Figura N°. 26 - Área de trabajo en el tajo Angelita.	87
Figura N°. 27 – Tajo Karlita.	88
Figura N°. 28 - Área de trabajo en el tajo Karlita.	89
Figura N°. 29 – Esquema ilustrativo de medida de convergencias.	93
Figura N°. 30 - Instalación de cimbras sin invert	96

Figura N°. 31 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes.	100
Figura N°. 32 - Instalación de cimbras con invert.....	103
Figura N°. 33 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes.	107
Figura N°. 34 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes	113
Figura N°. 35 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes	116
Figura N°. 36 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes.	117
Figura N°. 37 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes	119
Figura N°. 38 - Grafica de producción por años en diferentes métodos de minado.	122
Figura N°. 39 - Productividad por métodos de explotación, SMCSA.....	123
Figura N°. 40 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes.	125
Figura N°. 41 - Curva normal a 16 grados de libertad, en el programa minitab 17.....	129



INDICE DE TABLAS

Tabla 1 - Propiedades mecánicas según las normas del acero.....	31
Tabla 2 - Propiedades mecánicas de las vigas T - H.....	31
Tabla 3 - Propiedades geométricas según el perfil estructural.	33
Tabla 4 - Propiedades geométricas de los perfiles T - H.....	34
Tabla 5 – Tipos de cimbras utilizadas en mina Cachi Cachi.....	36
Tabla 6 – Clasificación del tipo de roca según Terzaghi.....	42
Tabla 7 – Clasificación del tipo de roca según el coeficiente de resistencia de Protodyakonov.....	45
Tabla 8 - Tabla de calculo de resistencia a la ruptura por tensión.....	52
Tabla 9 - Tabla de momentos y carga normal, cimbra rígida, Cuerpo Angelita (mineral) ..	54
Tabla 10 - Metodología de selección de cimbras rígidas, Angelita zona mineralizada.	56
Tabla 11 - Tabla de momentos y carga normal, cimbra rígida, Cuerpo Angelita (desmonte)	58
Tabla 12 - Metodología de selección de cimbras rígidas, Angelita de desmonte.	60
Tabla 13 - Tabla de momentos y carga normal, cimbra rígida, Cuerpo Karlita (mineral) ...	62
Tabla 14 - Metodología de selección de cimbras rígidas, Karlita zona mineralizada.	64
Tabla 15 - Tabla de momentos y carga normal, cimbra rígida, Cuerpo Karlita (desmonte).	66
Tabla 16 - Metodología de selección de cimbras rígidas, Karlita zona de desmonte.	68
Tabla 17 - Resultado de las perforaciones diamantina Mina Cachi Cachi 2015.	84
Tabla 18 - Parámetro de caudal de agua presente en Mina Cachi Cachi mediante un monitoreo detallado.	85
Tabla 19 - Formato de medición de convergencias.....	94
Tabla 20 - Monitoreo de convergencias de las cimbras sin invert.	97
Tabla 21 - Monitoreo de las velocidades de deformación de las cimbras sin invert.	98
Tabla 22 - VDL de las cimbras por tipo de terreno.	99
Tabla 23 - Resumen estadístico de convergencias en cimbras sin invert por mes.....	101
Tabla 24 - Tiempo de vida de las cimbras sin invert por factores influyentes y categorías en interior mina.....	102
Tabla 25 - Monitoreo de convergencias de las cimbras con invert.....	104

Tabla 26 - Monitoreo de las velocidades de deformación de las cimbras con invert.	105
Tabla 27 - VDL de las cimbras por tipo de terreno.	106
Tabla 28 - Resumen estadístico de convergencias en cimbras con invert por mes	108
Tabla 29 - Tiempo de vida de las cimbras con invert por factores influyentes y categorías en interior mina.....	109
Tabla 30 - Monitoreo de convergencias de las cimbras con refuerzo.....	110
Tabla 31 - Monitoreo de las velocidades de deformación de las cimbras con invert.	111
Tabla 32 - VDL de las cimbras por tipo de terreno.	112
Tabla 33 - Resumen estadístico de convergencias en cimbras con refuerzo por mes....	114
Tabla 34 - Tiempo de vida de las cimbras refuerzo por factores influyentes y categorías en interior mina.....	115
Tabla 35 - Comparación de velocidad de deformación, lado AC.....	116
Tabla 36 - Comparación de velocidad de deformación, lado AB.	117
Tabla 37 - Comparación de velocidad de deformación, lado BC.....	119
Tabla 38 - Tiempo de vida real de las cimbras en meses, por factor influyente y tipo de cimbra.....	120
Tabla 39 - Resumen general de tiempo de vida de las cimbras en meses en tipos de terreno con diferentes factores influyentes y el incremento que se está haciendo al implementar el invert	121
Tabla 40 - Análisis de mineral extraído con diferentes métodos de minado en mina Cachi Cachi.	122
Tabla 41 - Costos comparativos por método de explotación.	123
Tabla 42 - Costo de los materiales de acero.	123
Tabla 43 - Costo por el armado de cimbras en mina Cachi Cachi,.....	124
Tabla 44 - Resumen de costos por armado de cimbras e implementación de invert y su porcentaje de incremento	124
Tabla 45 - Tiempo de vida de las cimbras en meses.....	125
Tabla 46 - Resumen estadístico de convergencias en cimbras con refuerzo e invert.	126

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo se desarrolló justificando un desmedido gasto en el sostenimiento para el Método de Explotación Sub Level Caving, basado en los esfuerzos inducidos al colocar estos sostenimientos.

Las condiciones hidrológicas, los factores influyentes y la presión excesiva que soportan los sostenimientos hacen que cambiemos y reemplacemos frecuentemente el sostenimiento con cimbras y esto nos genera mayores gastos operativos pese a que el Método de Explotación Sub Level Caving es uno de los métodos más rentables hoy día con la baja de los minerales nos obligamos a seguir optimizando y ajustando mucho más nuestros gastos y así elevar nuestros beneficios.

La unidad de producción Cachi Cachi tienen dos cuerpos principales, cuerpo Karlita y cuerpo Angelita, en los cuales se extraen los minerales polimetálicos con el Método de Explotación Sub Level Caving. Sin embargo la producción planeada para el mes no se está cumpliendo en su totalidad, esto por muchos factores que aquejan este tipo de método de explotación y uno de ellos es el desgaste desmedido que ocurre en las cimbras a consecuencia de presiones, esfuerzos y diferentes factores hidrológicos que hay en estos tajos obligándonos a sacrificar guardias para resostener el ambiente de trabajo y así tener una mayor seguridad.

Dichas acciones para prevenir los accidentes nos generan gastos operativos, es por ello que se busca una alternativa que contemple al menos elevar el rendimiento de las cimbras con el fin de cumplir con la producción programada que permitirá generar mayores utilidades en la mina, reduciendo costos y mejorando los rendimientos.

Se hizo la indagación para las mejoras en el caso de sostenimientos y se encontró referencias basadas en el análisis de convergencias, es por ello que el presente estudio sigue una metodología sistematizada en el cual se analizan y comparan diferentes variables técnicas y económicas, con el objetivo de encontrar una alternativa para incrementar el rendimiento del sostenimiento con cimbras.

Se inicia del control día por día y periódicamente del desgaste que viene ocurriendo en las cimbras por diferentes motivos mencionados líneas arriba para así saber la manera de cómo controlar estas deformaciones y a la vez saber cuánto realmente es el desgaste

por día de cada cimbra, para el control de ello se hizo ensayos con un elemento adicional que en la mina Cachi Cachi no estamos acostumbrados a usar, como son el caso de los invert, se ensayó y se hizo comparaciones entre cimbras con invert y cimbras sin invert para así sacar una conclusión que nos sea beneficiosa para la mina.

La presente Tesis se ha organizado en cuatro capítulos que describimos de la siguiente manera:

Capítulo I, se ocupa del Problema de Investigación, con el planteamiento y la formulación del problema, plantear el objetivo general y específico, seguido de la justificación.

Capitulo II, trata sobre el Marco Teórico, con los antecedentes hallados a nivel nacional, bases teóricas del estudio, que permitieron fundamentar un proceso de investigación delimitando las variables de investigación, asimismo el comportamiento de los esfuerzos inducidos en el ambiente de trabajo del cuerpo Angelita y del cuerpo Karlita para así tomar decisiones acerca de cómo podemos enfrentar estos problemas que aquejan los tajos, posteriormente sacar una hipótesis, definiciones de términos, identificación de variables y finalmente la definición operativa de variables e indicadores.

Capitulo III, se refiere a la Metodología de la Investigación, en el cual se trata del ámbito de estudio, realizando la descripción de U.P. Cachi Cachi, Geografía, Recursos naturales y humanos así como una breve reseña histórica de la mina, Geología, fisiografía, mineralización, características del área de trabajo. Asimismo el tipo, nivel, método y diseño de Investigación, luego población, muestra y muestreo, las técnicas e instrumentos, procedimientos de recolección de datos, para finalizar el capítulo con las técnicas de procesamiento de datos.

Capitulo IV, trata de los resultados obtenidos, con el análisis de datos que se obtuvo a diario y periódicamente y la prueba de Hipótesis, llegando a la conclusión estadística, luego ubicar el resultado del estudio realizado.

Finalmente, la presente investigación termina con las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

Los Autores.

CAPITULO I

PROBLEMA

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Sociedad minera corona S.A. explota dos unidades de producción: Unidad de Producción Yauricocha (mina central), Unidad de Producción Cachi Cachi.

En mina central la operación yace desde hace muchos años donde hay diferentes métodos de explotación, en mina Cachi Cachi el método principal de explotación es el de Sub Level Caving mecanizado debido al bajo costo que genera este método cabe resaltar que la unidad de producción Cachi Cachi está considerada como el futuro de SOCIEDAD MINERA CORONA S.A. que actualmente aporta un 20% mensual de la producción total de mineral.

Hoy en día el entorno minero está pasando por momentos críticos económicamente, uno de ellos es el bajo costo del mineral, aumentado a eso las bajas leyes de los cuerpos masivos nos dan como resultados un valor de mineral menor por lo cual nos genera utilidades por debajo de lo esperado para la compañía, es por eso que nos vemos en la necesidad de incrementar nuestra producción mensual a bajo costo de operación.

En el método de explotación Sub Level Caving uno de los gastos notorios que genera es el uso de cimbras de acero, las cimbras son la única alternativa de sostenimiento que garantiza la relativa estabilidad de las labores de producción que son las ventanas aparte la cimbra garantiza una adecuada ventilación por la infraestructura que presenta y todo esto a un costo óptimo.

En el método de explotación hundimiento por sub niveles (Sub Level Caving) el 90% del sostenimiento esta echo por cimbras.

Sin embargo el tiempo de vida de las cimbras en las labores muchas veces es inferior al tiempo requerido esto nos obliga a tener que reforzar cada una de ellas reemplazándolas por otras agregando costos adicionales, es por eso que se tiene que realizar monitoreos para registrar información de la vida útil de las cimbras ya que el ritmo de deformación en las ventanas es acelerado.

Uno de los motivos por el cual las deformaciones son aceleradas son los factores influyentes que se encuentran en las labores tales como la calidad de las rocas, condición del agua subterránea, labores aledañas y la secuencia de minado.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Como podemos apreciar el problema del rendimiento inadecuado del sostenimiento con cimbras es un problema que se puede compartir en diferentes minas del Perú y que se extenderá a medida que la minería peruana incremente la tendencia por los métodos de explotación subterránea.

A tal problemática en Sociedad Minera Corona S.A. nos formulamos las siguientes preguntas:

1.2.1 Problema general

¿De qué manera la implementación del invert mediante un análisis de convergencias influirá para incrementar el rendimiento de la cimbra, de los tajos Karlita y Angelita, en el método de explotación Sub Level Caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi - 2015?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿De qué manera influirán los esfuerzos y su relevancia en el sostenimiento con cimbras de los tajos karlita, y angelita, en el método de explotación Sub Level Caving en Sociedad Minera Corona S.A. – U.P. Cachi Cachi-2015?
- ¿Influirá la implementación del invert mediante un análisis de convergencias en el costo de producción de los tajos Karlita y Angelita, en el método de explotación Sub Level Caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi-2015?

1.3 OBJETIVOS

1.3.1 Objetivo General

Determinar de qué manera la implementación del invert mediante un análisis de convergencias influye en el incremento del rendimiento de la cimbra, de los tajos Karlita y Angelita, en el método de explotación Sub Level Caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi - 2015.

1.3.2 Objetivos Específicos

- Determinar la influencia de los esfuerzos y su relevancia en el sostenimiento con cimbras de los tajos Karlita y Angelita, en el método de explotación Sub Level Caving en Sociedad Minera Corona S.A. – U.P. Cachi Cachi-2015.
- Determinar la influencia del costo de producción, implementando el invert mediante un análisis de convergencias de los tajos Karlita y Angelita, en el método de explotación Sub Level Caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi - 2015.

1.4 JUSTIFICACIÓN

En Sociedad Minera Corona S.A. – U.P. Cachi Cachi, las condiciones geomecánicas del yacimiento es complejo ya que la calidad de la roca cambia muy constantemente de mala a muy mala, la presencia de factores influyentes en el método de explotación Sub Level Caving hace que tenemos que usar el 90% de cimbras de acero en las ventanas de producción.

Pese a usar diferentes tipos de cimbras para extender el tiempo de vida no son suficientes ya que la deformación es evidente en el lapso de 5 días después de ponerlas, esto hace que no necesariamente se requiere equipos de mayor calidad sino solamente equipos simples de mediana precisión tales como el distanciometro y extensómetro para así medir el esfuerzo inducido en cada una de las cimbras.

Las deformaciones que generan los esfuerzos nos obligan a poner cimbras intermedias con todos los elementos y sacar las cimbras rendidas generándonos costos adicionales, tiempo y mano de obra.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES

2.1.1 Antecedente local

A nivel local se ha realizado un trabajo técnico en el año 2005 presentado en la XXVII convención minera donde se recomienda que “Se requieren estudios geomecánicos más intensos para mejorar el uso de cimbras en el sostenimiento”

Sociedad Minera Corona S.A. es una empresa de mineral polimetálico que ejecutara el proyecto de optimización de sostenimiento con cimbras de acero con el fin de buscar alternativas de solución para el principal sostenimiento que se tiene en la U.P. Cachi Cachi. Actualmente se produce 7000 TMH mensuales aportando un 10% de la producción mensual para la empresa.

Se tiene proyectado para un periodo de 5 años teniendo en cuenta el potencial de la veta a atacar por completo los cuerpos mineralizados que están previstos según sondeo para unos 20 años más. Esto debido al incremento de diversos proyectos mineros en la zona y la misma existencia de otros. Este proyecto va desarrollarse en base a un control y monitoreo óptimo de diferentes áreas de la empresa debido a la importancia que conlleva por ser el método de explotación sub level caving el principal método de explotación de Sociedad Minera Corona S.A.

2.1.2 Antecedente nacional

A nivel nacional se tiene las siguientes investigaciones:

Estudio de la Mina Orcopampa expuesta en un trabajo técnico presentado en el 6to congreso nacional de minería 2006, Saca la siguiente conclusión: todo

trabajo de mejoramiento en el rendimiento de los sistemas de sostenimiento de mina Chipmo, particularmente el referido al sostenimiento con cimbras, ha tenido un diseño inicial y luego una base experimental de prueba y error, no disponiéndose al momento de una base teórica que sustente los resultados obtenidos.

Universidad Nacional De Ingeniería “estudio de la evaluación y optimización del sostenimiento con cimbras en minería subterránea” - 2009, En esta investigación que se realizó en mina Rosaura recolecta información de campo y analiza los diseños teóricos para el sostenimiento con cimbras y así elegir aquel que más se ajuste a la realidad frente a las presiones de excavación principalmente los laterales.

2.1.3 Antecedente internacional

A nivel internacional no se ha encontrado al alcance un estudio similar, pero el método de explotación sub level caving se ejecuta desde hace muchos años en las diferentes minas subterráneas internacionales como las de Chile, Australia, Brasil, Canadá, etc., donde debe haber una investigación similar y mucho más eficiente, cabe resaltar que estas minas actualmente son mucho más avanzadas que nuestras minas nacionales.

2.2 BASES TEORICAS

2.2.1 Método de explotación Sub Level Caving

El método de explotación Sub Level Caving se aplica de preferencia en cuerpos de forma tabular, verticales o sub verticales, de grandes dimensiones, tanto en espesor como en su extensión vertical. También es aplicable en yacimientos masivos. La roca mineralizada debe presentar condiciones de competencia solo suficientes para que las labores emplazadas en ella permanezcan estables con un mínimo de elementos de refuerzo. La roca circundante o más específicamente la superpuesta, debe ser poco competente, de modo que se derrumbe con facilidad ocupando el vacío dejado por la extracción de la roca mineralizada. Es deseable que la roca mineralizada y el material estéril

superpuesto sean fácilmente diferenciables y separables, en el sentido de minimizar su mezcla y por consiguiente la dilución del mineral.

En general el concepto de método por hundimiento implica que el material estéril superpuesto se derrumba y rellena el vacío que va dejando la extracción del cuerpo mineralizado. Este proceso se debe propagar hasta la superficie, creando así una cavidad o cráter. Consiste en dividir el cuerpo mineralizado en subniveles espaciados verticalmente entre 10 a 20 m. En cada subnivel se desarrolla una red de galerías paralelas que cruzan transversalmente el cuerpo, a distancias del orden de 10 a 15 m. Las galerías de un determinado subnivel se ubican entre medio y equidistantes de las galerías de los subniveles inmediatamente vecinos. De este modo, toda la sección mineralizada queda cubierta por una malla de galerías dispuestas en una configuración romboidal.

Las operaciones de arranque, carguío y transporte del mineral, se realizan a partir de estos subniveles en una secuencia descendente.

El desarrollo de una rampa que comunica y permite el acceso a todos los subniveles. Galerías de cabecera en cada uno de los subniveles, emplazadas en la roca yacente (footwall), por lo general orientadas según el rumbo y siguiendo el contorno del cuerpo mineralizado. Galerías de arranque y extracción del mineral en todos los subniveles, según la disposición indicada previamente estas galerías, de gran sección, constituyen la mayor parte de los desarrollos requeridos y su excavación puede llegar a representar hasta un 20% de la capacidad productiva de la mina. Piques de traspaso que se conectan a todos los subniveles y que permiten la evacuación del mineral arrancado hacia un nivel de transporte principal.

La operación de arranque se inicia en el subnivel superior, en retroceso desde el límite más alejado o pendiente (hanging wall) del cuerpo mineralizado hacia el límite yacente (foot wall). Desde cada galería del subnivel se perforan tiros hacia arriba, según un diagrama en abanico que cubre toda la sección de roca de forma romboidal ubicada inmediatamente encima. La longitud de los tiros es

variable pudiendo alcanzar hasta unos 40 m. El diámetro de perforación se ubica en el rango de 50 a 90 mm. Se utilizan jumbos electrohidráulicos diseñados para perforación radial. La perforación se realiza anticipadamente como una operación continua e independiente de la tronadura. Cada tronadura involucra entre dos y cinco abanicos por galería.

El material arrancado se maneja con equipos LHD de gran capacidad, los cuales cargan el mineral en el frente de producción y lo transportan a través de las mismas galerías de perforación para vaciarlo en los piques de traspaso que se conectan a las galerías de cabecera. Este sistema operativo alcanza una alta eficiencia. Una misma pala puede mantenerse continuamente en operación sirviendo simultáneamente a varias galerías. A medida que se extrae el mineral tronado, el material estéril superpuesto rellena el vacío dejado por la explotación, mezclándose parcialmente con el mineral arrancado. La extracción continúa hasta que la introducción de material estéril supera un cierto límite pre-establecido.

El uso intensivo de cargadores LHD diesel exige disponer de una buena ventilación en las galerías de producción. Considerando que tales labores son ciegas, se debe recurrir a sistemas auxiliares de ventilación. La solución más socorrida consiste en inyectar el aire fresco por la rampa. El aire accede hacia la galería de cabecera donde se instala una puerta de control dotada de un ventilador soplante inyector. A partir de esta puerta, el aire sigue su recorrido hacia las galerías de producción por el interior de una red de ductos de acero o material plástico, que rematan en los frentes de trabajo. El aire retorna ventilando las galerías de producción hacia la galería de cabecera, de donde es evacuado por una chimenea – dotada de un ventilador extractor – ubicada al interior de la puerta de control.

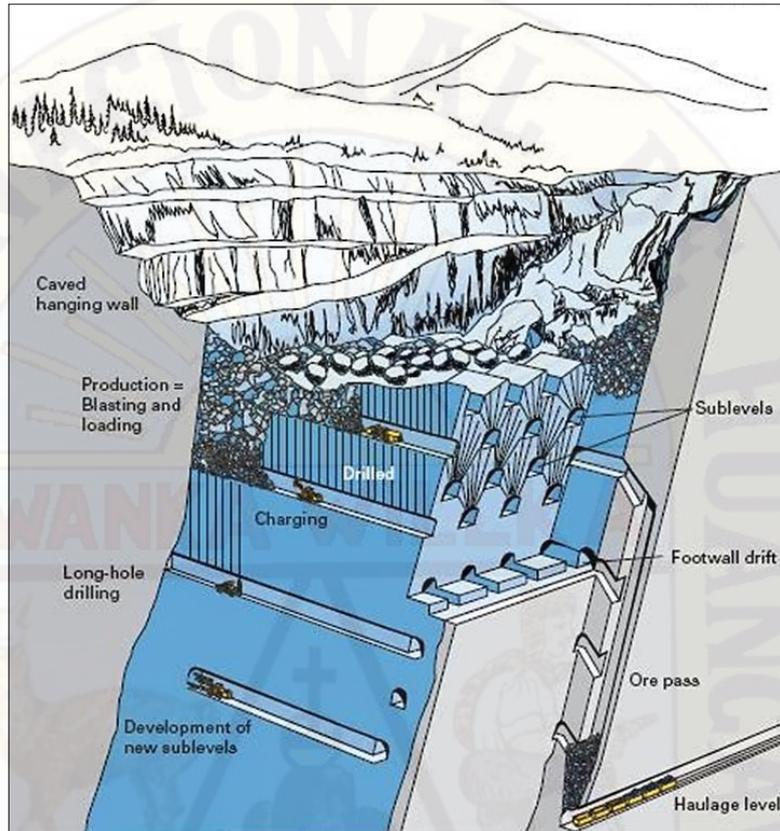
Este método implica el desarrollo de una gran cantidad de labores de gran sección, específicamente las galerías de producción de 3, 4, 5 m de ancho, que a su vez tienen una vida relativamente corta. Ambos sentidos apuntan en sentido contrapuesto en cuanto a satisfacer de modo eficiente las condiciones

de estabilidad de tales excavaciones. Si se trata de una roca competente no se requiere de elementos de fortificación adicionales. En presencia de rocas medianamente competentes, se pueden utilizar elementos de refuerzo provisorios tales como enmaderado, pernos cementados y malla de alambre. El principal problema se presenta en la mantención del frente de extracción o visera. La presencia de roca de mala calidad requiere de elementos de fortificación semi-permanentes tales como malla de acero, shotcrete o incluso marcos de acero, situación que puede afectar seriamente las posibilidades de aplicación del método.

El SLC es un método de alta capacidad productiva; su disposición general (layout) es bastante simple, regular y esquemática; y no requiere de excavaciones e instalaciones demasiado complejas. Las operaciones involucradas – desarrollo, arranque y manejo de mineral – se realizan en sectores o niveles distintos, con escasa interferencia, lo que permite una secuencia fluida e independiente de cada una de estas operaciones. Tales condiciones permiten una intensiva utilización de equipos mecanizados de alta productividad pudiendo así alcanzar el proceso un gran nivel de eficiencia y altos estándares técnicos.

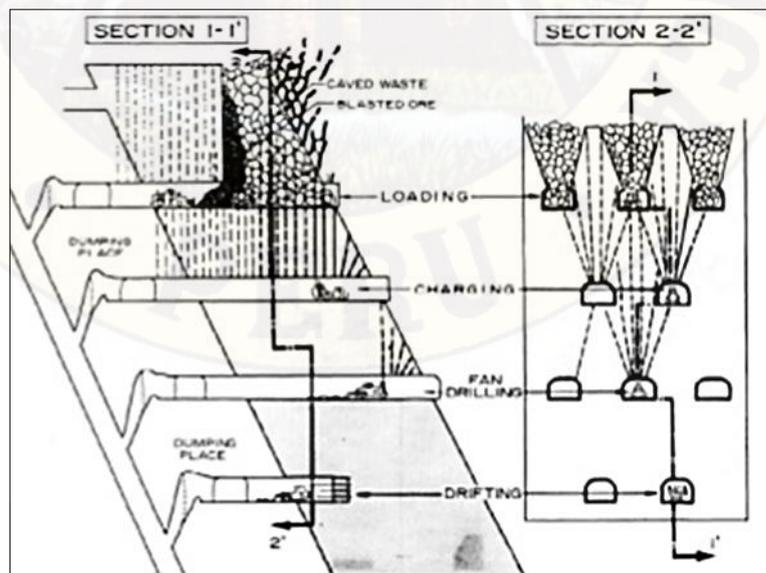
La principal debilidad de este método es la alta dilución a la que queda expuesto permanentemente el mineral arrancado durante el proceso de extracción. Se mide en términos de la relación entre la diferencia de leyes del mineral in-situ y del material extraído, con respecto a la diferencia de leyes del mineral in-situ y del material contaminante. Se expresa en porcentaje y puede alcanzar en este caso cifras de hasta un 25%. La dilución, a su vez, afecta la recuperación de las reservas. Cuando la ley del material extraído alcanza el valor mínimo económico estimado aceptable (ley de corte), la extracción se interrumpe y parte del mineral arrancado se pierde. Requiere un gran volumen de desarrollos, que si bien es cierto en gran medida son en mineral, de todos modos los costos involucrados inciden de modo significativo en el costo operacional del proceso productivo.

Figura N°. 1 - Método de explotación Sub Level Caving



Fuente: (Hustrulid, A. W., 1982)

Figura N°. 2 – Vista en sus diferentes cortes del Método Sub Level Caving



Fuente: (Hustrulid, A. W., 1982)

2.2.2 Importancia del acero

Las cualidades del acero como material de sostenimiento lo han llevado a desplazar a la madera en muchas minas, especialmente en las de carbón en donde las galerías se mantienen abiertas hasta 10 años como galerías de arrastre y retorno para el aire de ventilación. Las características básicas del acero se pueden resumir como sigue:

- Es un material muy homogéneo, manufacturado metalúrgicamente, libre de defectos naturales, por lo que se pueden usar en el diseño factores de seguridad más bajos.
- El acero tiene módulo de Young ($E = 210\ 000 \times \text{MPa}$) mucho más elevado que otros materiales estructurales, lo que le da una ventaja contra las deformaciones, flambéo, etc.
- El acero se puede manufacturar en forma de aleaciones que tienen un conjunto de los altos requerimientos para el diseño.
- El acero es el material que resulta menos afectado por las condiciones atmosféricas como la temperatura y la humedad.
- Como material, se puede volver a usar al enderezarse. Los ademes o fortificaciones completamente deformadas, pueden aprovecharse como chatarra.
- Por otra parte, es un material muy costoso. Los túneles o socavones que están apoyados en arcos de acero, representan un costo importante de capital que las minas más pequeñas no se pueden permitir. (Cemal Biron & Ergin Arioglu)

2.2.3 Características ingenieriles del acero

a) Estructura química

Químicamente, el acero es una aleación de hierro y de carbono. Existen algunos materiales como el fósforo (0.01-0.04%) y el azufre (0.01-0.04%), que se presentan como impurezas y otros materiales, los más comunes son:

- Manganeso: Neutraliza la pernicioso influencia del azufre y del oxígeno, desoxidante, permite laminar y forjar aceros, (0.3-0.8%).

- Silicio: Aumenta moderadamente la templabilidad. Se usa como elemento desoxidante, aumenta la resistencia de los aceros bajos en carbono.
- Níquel: Produce gran tenacidad, permite descender los puntos críticos, incrementa el límite de elasticidad, destaca en los aceros Cr- Ni, Cr-Ni-Mo, utilizado en la fabricación de aceros inoxidable, se encuentra en un 8-20% en los aceros.
- Cromo: Elemento especial más utilizado en la aleación de aceros, Varía de 0.3-30%, incrementa la dureza y la resistencia a la tracción, mejora la templabilidad, Aumenta la resistencia al desgaste, Forma carburos muy duros, Proporciona características inoxidable y refractarias.
- Molibdeno: Aumenta la profundidad de endurecimiento, aumenta la tenacidad, aumenta la resistencia a la corrosión.

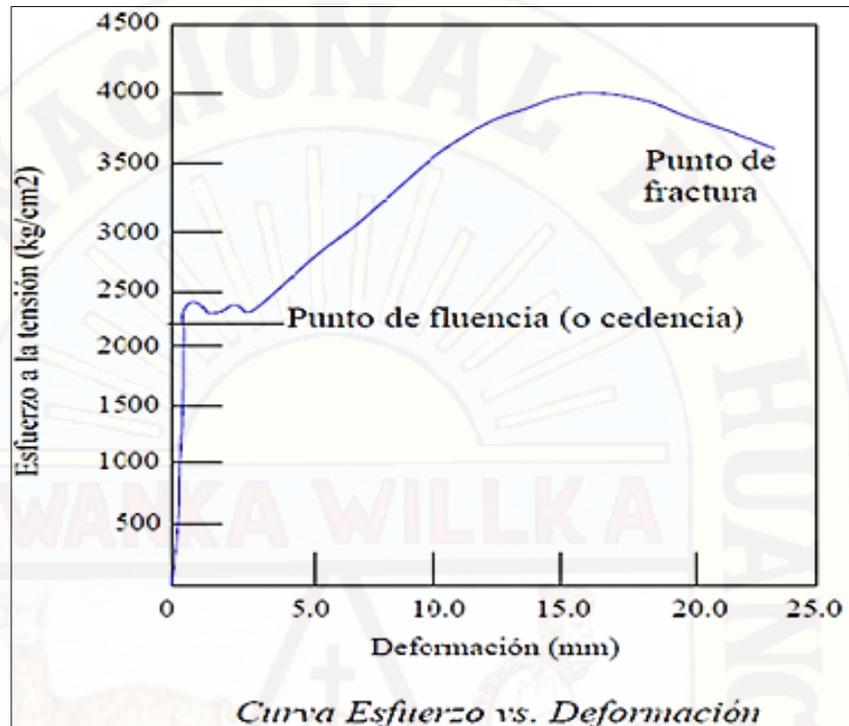
Para los ademes de acero en las minas, se usa un acero común de resistencia 37-52 ksi y que satisface la mayoría de las especificaciones estructurales. Las aleaciones se utilizan para satisfacer condiciones especiales.

b) Características mecánicas

En el estudio sobre las características mecánicas del acero se tienen que considerar la relación esfuerzo-deformación, la resistencia, los tipos de ruptura, la dureza y el diseño.

Relación esfuerzo-deformación. La figura de curva esfuerzo vs deformación muestra una curva típica de esfuerzo-deformación. Esta es la curva común en donde el módulo de elasticidad de Young se toma como $E = 2.1 \times 10^6$ Kg/cm². La proporción lineal continúa hasta el punto 0.2% de deformación. Después de este punto, tiene lugar un espacio de "fluencia" con deformaciones constantes, y la falla sucede después que se ha alcanzado estos límites. (Cemal Biron & Ergin Arioglu).

Figura N°. 3 - Curva de Esfuerzo vs deformación.



Fuente: (Cemal Biron & Ergin Arioglu).

La resistencia a la ruptura por tensión del acero se proporciona en la fórmula empírica siguiente:

$$\sigma = 0.00077 \times \left(38000 + C \left[\frac{(700 + 2.94 Mn) + 30Mn + Mn}{200(48 + 2.35C) + 1000P + 340Si} \right] \right)$$

Dónde:

σ = Esfuerzo a la ruptura por tensión, KSI

C = Carbono, 0.01%

Mn = Manganeso, 0.01%

P = Fosforo, 0.01%

Si = Silicio, 0.01%

El carbono es el factor más importante en la resistencia a la tensión dentro de los límites elásticos del acero y la elongación en el punto de ruptura. Estas propiedades se muestran en la siguiente figura de efectos del carbono en las propiedades mecánicas del acero.

Las propiedades físicas del acero y sus usos, se presenta en la tabla de fórmula de resistencia a la ruptura por tensión, el uso de la fórmula empírica de cálculo de resistencia a la tensión para la mina se muestra en la figura de fórmula de resistencia a la ruptura por tensión.

- Tipo de Falla. El acero se fractura tanto por la tendencia a la ductibilidad como a la fragilidad. En el caso de la ductibilidad, la deformación de ruptura es de 100 a 200 veces la deformación de flujo (punto de fluencia). El material alcanza la deformación plástica. Por lo general, esto sucede en aceros con bajo contenido de carbono y es una característica conveniente para el diseño. La falla por fragilidad se presenta en aceros con alto contenido de carbono en donde la deformación es bastante pequeña y las superficies de ruptura son rugosas. No existe punto definido de cadencia (fluencia).
- La Resiliencia. en ingeniería es una magnitud que cuantifica la cantidad de energía, que absorbe un material al romperse bajo la acción de un impacto, por unidad de superficie de rotura.
La cuantificación de la resiliencia de un material se determina mediante ensayo por el método Izod o el péndulo de Charpy, resultando un valor indicativo de la fragilidad o la resistencia a los choques del material ensayado. Un elevado grado de resiliencia es característico de los aceros austeníticos, aceros con alto contenido de austenita. En aceros al carbono, los aceros suaves (con menor contenido porcentual de carbono), tienen una mayor resiliencia que los aceros duros.
En el Sistema Internacional de Unidades se expresa en julios por metro cuadrado (J/m^2). Otra unidad muy empleada en ingeniería para la resiliencia es el kilogramo-fuerza metro por centímetro cuadrado ($kgf \cdot m/cm^2$), o kilopondio metro por centímetro cuadrado ($kp \cdot m/cm^2$).
- Dureza. es una propiedad relativa, se mide según la resistencia a la penetración. De acuerdo con la ciencia de los materiales, la dureza "Brinell" se define como el área de penetración (milímetros cuadrados) de

una bola esférica sometida a una fuerza o presión conocida. Según la formula empírica:

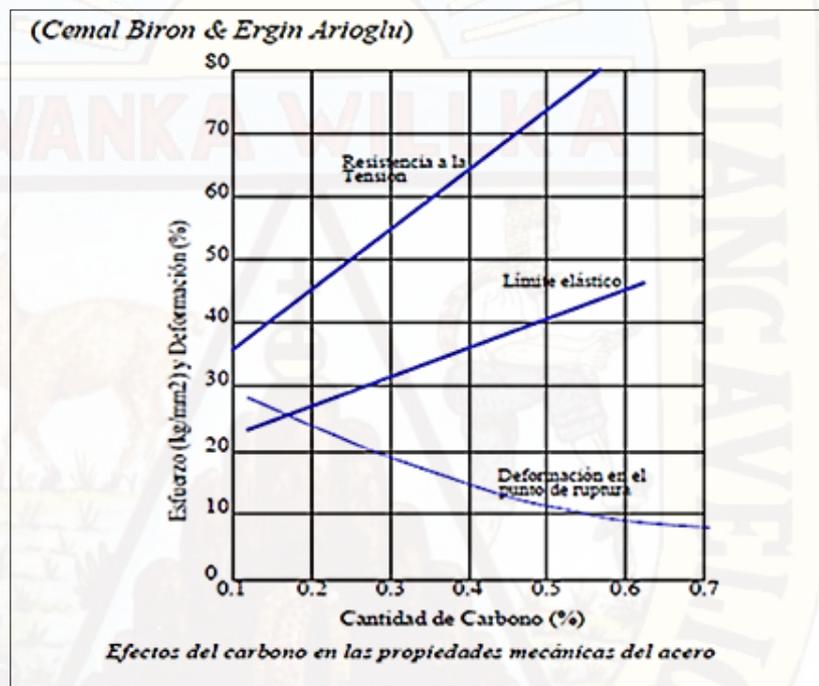
$$\sigma_k = 0.34HB$$

Dónde:

HB= Numero de Brinell

σ_k = Resistencia a la ruptura por tención, en Kg por mm^2

Figura N°. 4 - Efectos del carbono en las propiedades mecánicas del acero.



Fuente: (Cemal Biron & Ergin Arioglu).

Tabla 1 - Propiedades mecánicas según las normas del acero.

<i>Propiedades mecánicas según las normas del acero</i>							
Normas/ Standars	Calidades	Limite elástico	Resistencia a la Tracción	Alargamiento mínimo		RESILENCIA (Ensayo de flexión por choque)	
				min. 200 mm [8 in]	min.50 mm [12 in]	Temperatura	Media de energía
				%	%	°C [°F]	J [ft -Lbf]
A36-05	Grado 36*	>=250 [36]	400 - 550 [58-80]	20	21	-	-
A572-07	Grado 42*	>=290 [42]	>= 415 [60]	20	24	-	-
	Gado 50	>=345 [50]	>= 450 [65]	18	21	-	-
	Grado 55*	>=380 [55]	>= 485 [70]	17	20	-	-
	Grado 60*	>=415 [60]	>= 520 [75]	16	18	-	-
	Grado 65*	>=450 [65]	>= 550 [80]	15	17	-	-
A588-05	Grado B*	>=345 [50]	>= 485 [70]	18	21	-	-
	Grado C*	>=345 [50]	>= 485 [70]	18	21	-	-
A709-7	Grado 36*	>=250 [36]	400 - 550 [58-80]	20	21	-	-
	Grado 50	>=345 [50]	>= 450 [65]	18	21	-	-
	Grado 50S	>=345 - 350 [50 - 65]	>= 450 [65]	18	21	-	-
A913-4	Grado 50	>=345 [50]	>= 450 [65]	18	21	21 [70]	>= 54 [40]
	Grado 65	>=450 [65]	>= 550 [80]	15	17	21 [70]	>= 54 [40]
A992-06	Grado 50	>=345 - 450 [50 - 65]	>= 450 [65]	18	21		

Fuente: (Cemal Biron & Ergin Arioglu).

Tabla 2 - Propiedades mecánicas de las vigas T - H.

	Límite Elástico (Kp/mm ²)	Resistencia a la tracción (Kp/mm ²)	Alargamiento %	Resilencia DVM promedio (j)
TE - 31 Mn 4 S/DIN 21544	>= 34	>= 55	>= 18	18

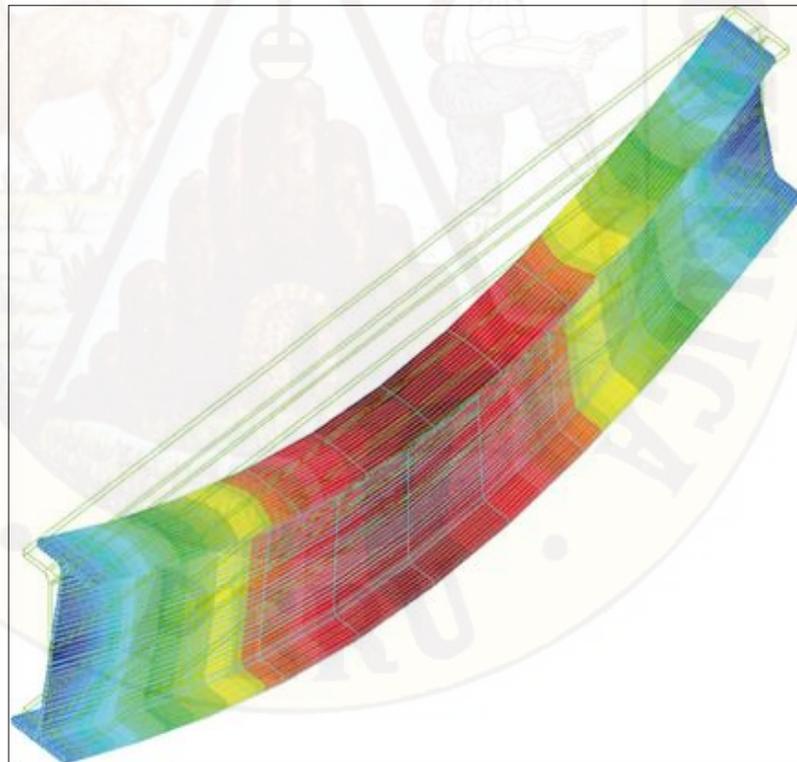
Fuente: (Cemal Biron & Ergin Arioglu).

c) Características de los elementos estructurales del sostenimiento.

Las características que se deben considerar en los elementos estructurales de un sostenimiento o una fortificación son: el perfil del material (área de su sección transversal), los momentos de las fuerzas, la relación de Rankin y los esfuerzos permisibles.

- Perfil del material. La resistencia en una viga es proporcional a su perfil (área de sección transversal). El peso y el valor (Costo) de la viga son también proporcionales al área de la sección. El uso de perfiles pesados tiene ciertas limitaciones en las minas que necesitan de materiales ligeros a medianamente pesados. El área de la sección y el peso de las vigas "Wide flange" se dan en la siguiente tabla de propiedades geométricas según el perfil estructural.

Figura N°. 5 - Perfil estructural de la cimbra tipo H.



Fuente: Toussaint - Heinzmann

Tabla 3 - Propiedades geométricas según el perfil estructural.

Designación	Area		Peralte		Espesor del alma		Patin				Eje x-x				Eje y-y							
	A		d		tw		bf		tf		Ix		S		r		Iy		S		r	
	pulg ²	cm ²	pulg	cm	pulg	cm	pulg	cm	pulg	cm	pulg ⁴	cm ⁴	pulg ³	cm ³	pulg	cm	pulg ⁴	cm ⁴	pulg ³	cm ³	pulg	cm
W12 x 87	25.3	163.0	12.5	31.8	0.5	1.3	12.1	30.8	0.8	2.1	731.3	30439.9	116.7	1912.9	5.4	13.7	240.8	10021.6	39.7	650.8	3.1	7.8
W12 x 50	14.4	92.8	12.2	31.0	0.4	0.9	8.1	20.5	0.6	1.6	385.3	16038.2	63.2	1036.0	5.2	13.1	56.3	2344.0	13.9	228.4	2.0	5.0
W12 x 45	12.9	83.3	12.1	30.6	0.3	0.9	8.0	20.4	0.6	1.5	341.6	14218.3	56.6	928.3	5.1	13.1	49.9	2078.4	12.4	203.4	2.0	5.0
W12 x 26	7.6	48.8	12.2	31.0	0.2	0.6	6.5	16.5	0.4	1.0	201.8	8398.3	33.0	541.1	5.2	13.1	17.3	721.1	5.3	87.5	1.5	3.8
W12 x 22	6.4	41.3	12.3	31.3	0.3	0.7	4.0	10.2	0.4	1.1	153.6	6394.4	25.0	409.0	4.9	12.4	4.7	193.7	2.3	37.8	0.9	2.2
W12 x 16	4.6	29.9	12.0	30.5	0.2	0.6	4.0	10.1	0.3	0.7	100.3	4174.2	16.7	274.1	4.7	11.8	2.8	117.2	1.4	23.1	0.8	2.0
W12 x 14	4.1	26.3	11.9	30.3	0.2	0.5	4.0	10.1	0.2	0.6	86.1	3582.7	14.5	236.9	4.6	11.7	2.4	98.0	1.2	19.4	0.8	1.9
W10 x 100	29.2	188.3	11.1	28.2	0.7	1.7	10.3	26.3	1.1	2.8	618.6	25746.4	111.5	1826.4	4.6	11.7	206.6	8599.1	40.0	654.8	2.7	6.8
W10 x 54	15.6	100.7	10.1	25.6	0.4	0.9	10.0	25.5	0.6	1.6	298.7	12433.7	59.2	970.3	4.4	11.1	103.5	4306.4	20.6	338.1	2.6	6.5
W10 x 45	13.0	84.2	10.1	25.7	0.4	0.9	8.0	20.4	0.6	1.6	244.0	10157.7	48.3	791.9	4.3	11.0	53.3	2220.0	13.3	218.0	2.0	5.1
W10 x 39	11.3	72.6	9.9	25.2	0.3	0.8	8.0	20.3	0.5	1.3	205.0	8534.0	41.3	677.4	4.3	10.8	45.0	1872.9	11.3	184.7	2.0	5.1
W10 x 30	8.8	56.5	10.5	26.6	0.3	0.8	5.8	14.8	0.5	1.3	168.2	7000.9	32.1	526.5	4.4	11.1	16.7	694.8	5.7	94.2	1.4	3.5
W10 x 19	5.7	36.6	10.2	26.0	0.3	0.6	4.2	10.7	0.4	1.0	98.0	4080.0	19.1	313.7	4.2	10.6	4.9	203.5	2.3	38.2	0.9	2.4
W10 x 15	4.3	28.0	10.0	25.4	0.2	0.6	4.0	10.2	0.3	0.7	67.2	2797.3	13.5	220.5	3.9	10.0	2.9	120.3	1.4	23.7	0.8	2.1
W10 x 12	3.5	22.3	9.9	25.1	0.2	0.5	4.0	10.1	0.2	0.5	52.2	2171.4	10.6	173.2	3.9	9.9	2.2	90.7	1.1	18.0	0.8	2.0
W8 x 67	19.5	126.1	9.0	22.9	0.6	1.4	8.3	21.0	0.9	2.4	270.1	11243.4	60.0	983.7	3.7	9.4	88.6	3686.6	21.4	350.6	2.1	5.4
W8 x 58	17.0	109.4	8.8	22.2	0.5	1.3	8.2	20.9	0.8	2.1	226.0	9407.3	51.7	846.6	3.7	9.3	75.1	3124.2	18.3	299.3	2.1	5.3
W8 x 48	14.0	90.1	8.5	21.6	0.4	1.0	8.1	20.6	0.7	1.7	182.2	7582.1	42.9	702.4	3.6	9.2	60.9	2536.3	15.0	246.3	2.1	5.3
W8 x 40	11.6	74.9	8.3	21.0	0.4	0.9	8.1	20.5	0.6	1.4	144.7	6024.3	35.1	575.0	3.5	9.0	49.1	2042.9	12.2	199.3	2.1	5.2
W8 x 31	9.0	58.0	8.0	20.3	0.3	0.7	8.0	20.3	0.4	1.1	108.2	4505.1	27.1	443.4	3.5	8.8	37.1	1542.7	9.3	151.9	2.0	5.2
W8 x 24	6.9	44.8	7.9	20.1	0.2	0.6	6.5	16.5	0.4	1.0	81.1	3376.6	20.5	335.3	3.4	8.7	18.3	760.7	5.6	92.2	1.6	4.1
W8 x 15	4.4	28.1	8.1	20.6	0.2	0.6	4.0	10.2	0.3	0.8	47.0	1955.8	11.6	189.9	3.3	8.3	3.4	141.8	1.7	27.8	0.9	2.2
W6 x 25	7.3	47.0	6.4	16.2	0.3	0.8	6.1	15.4	0.5	1.2	53.0	2206.8	16.6	272.4	2.7	6.9	17.1	710.0	5.6	92.0	1.5	3.9
W6 x 20	5.8	37.5	6.2	15.7	0.3	0.7	6.0	15.3	0.4	0.9	41.0	1706.6	13.2	216.7	2.7	6.7	13.3	552.7	4.4	72.3	1.5	3.8
W6 x 16	4.7	30.2	6.3	16.0	0.3	0.7	4.0	10.2	0.4	1.0	31.8	1321.9	10.1	165.7	2.6	6.6	4.4	184.2	2.2	36.0	1.0	2.5
W6 x 15	4.4	28.2	6.0	15.2	0.2	0.6	6.0	15.2	0.3	0.7	28.7	1195.5	9.6	157.1	2.6	6.5	9.3	387.9	3.1	51.0	1.5	3.7
W6 x 12	3.5	22.6	6.0	15.3	0.2	0.6	4.0	10.2	0.3	0.7	21.7	901.8	7.2	117.8	2.5	6.3	3.0	124.5	1.5	24.5	0.9	2.3
W6 x 9	2.6	16.9	5.9	15.0	0.2	0.4	3.9	10.0	0.2	0.5	16.0	666.6	5.4	89.0	2.5	6.3	2.2	91.3	1.1	18.2	0.9	2.3
W5 x 19	5.5	35.4	5.2	13.1	0.3	0.7	5.0	12.8	0.4	1.1	25.9	1079.5	10.1	165.1	2.2	5.5	9.1	379.9	3.6	59.5	1.3	3.3
W5 x 16	4.6	29.9	5.0	12.7	0.2	0.6	5.0	12.7	0.4	0.9	21.1	877.3	8.4	137.9	2.1	5.4	7.5	312.4	3.0	49.2	1.3	3.2
W4 x 13	3.8	24.3	4.2	10.6	0.3	0.7	4.1	10.3	0.3	0.9	11.2	466.0	5.4	88.2	1.7	4.4	3.9	160.4	1.9	31.1	1.0	2.6
HEB 100 x 20.4	4.0	26	3.9	10	0.24	0.6	3.9	10	0.4	1	10.8	449	5.5	89.9	1.6339	4.15	4.0	167	2.0	33.4	1.0	2.5
HEB 120 x 26.7	5.3	34	4.7	12	0.26	0.65	4.7	12	0.4	1.1	20.8	864	8.8	144	1.9843	5.04	7.6	317	3.2	52.9	1.2	3.1
HEB 140 x 33.7	6.7	43	5.5	14	0.28	0.7	5.5	14	0.5	1.2	36.3	1510	13.2	216	2.3346	5.93	13.2	549	4.8	78.5	1.4	3.6
HEB 160 x 42.6	8.4	54.3	6.3	16	0.31	0.8	6.3	16	0.5	1.3	59.8	2490	19.0	311	2.6693	6.78	21.4	889	6.8	111	1.6	4.1
HEB 180 x 51.2	10.1	65.3	7.1	18	0.33	0.85	7.1	18	0.6	1.4	92.0	3830	26.0	426	3.0157	7.66	32.7	1360	9.2	151	1.8	4.6

Fuente: Toussaint - Heinzmann

Las secciones transversales Toussaint - Heinzmann (T-H) se tabulan en la siguiente tabla de propiedades geométricas de los perfiles T-H

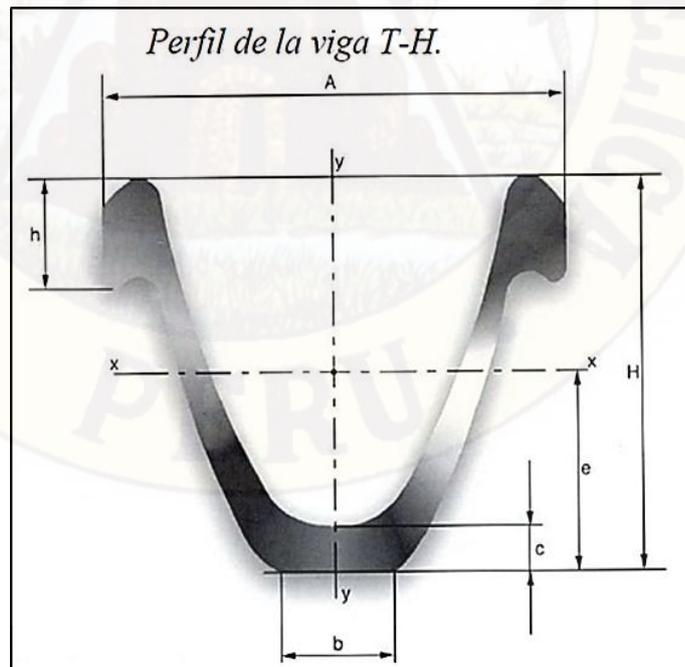
Tabla 4 - Propiedades geométricas de los perfiles T - H.

Datos Técnicos		Ω N-16,5	Ω N-21	Ω N-29	Ω N-36
Peso	(kg/m)	16,5	21	29	36
Sección	S (cm ²)	21	27	37	46
Dimensiones	A (mm)	106	127	150	171
	b (mm)	31	35	44	51
	H (mm)	90	108	124	138
	h (mm)	26	30	31	35,5
	e (mm)	44	54	58	67
	e (mm)	13	12	16	17
	Características	I _{xx} (cm ⁴)	186	341	616
W _{xx} (cm ³)		40	61	94	136
I _{yy} (cm ⁴)		223	398	775	1265
W _{yy} (cm ³)		42	64	103	148
Radio mínimo de curvado	R (m)	0,9	1,1	1,2	1,6

Fuente: Toussaint - Heinzmann

Y se observa en la siguiente

Figura N°. 6 - Perfil de la viga T - H.



Fuente: Toussaint - Heinzmann

- Momentos de inercia y módulos de sección. Las tablas de propiedades geométricas según el perfil estructural y propiedades geométricas de los perfiles T-H también dan valores para el momento de inercia I (en centímetros elevados a la cuarta potencia) y para módulos de sección (en centímetros cúbicos). Estos valores varían según los ejes x-x y y-y, como se muestra en la figura de perfil de la viga T-H, y se usa en el diseño.
- Relación Rankin. Esta es la relación entre el esfuerzo de compresión y el esfuerzo de flambéo (pandeo) en una viga de 2m de longitud. La relación es siempre mayor que 1, pero es ventajoso para el diseño que se aproxime a 1. Esfuerzo permisible. El acero normal (Resistencia 37) tiene un esfuerzo permisible de 1400 kg/cm² y un esfuerzo que origina deformación plástica de 2400 kg/cm². El factor de seguridad es 2400/1400=1.71.
- Para un acero de calidad superior (resistencia 52) el límite de fluencia es de 3600, 1.5 veces mayor que el acero de resistencia 37. Si tal acero se utiliza en los problemas de diseño el esfuerzo permisible sería:

$$\sigma_{sf} = 1.5 \times 1400$$

$$\sigma_{sf} = 2100 \text{ Kg/cm}^2$$

El cual puede resultar económico para muchos ademes.

2.2.4 Arcos de acero (cimbras)

Este típico sostenimiento pasivo o soporte es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil, que le confieren calidad mala a muy mala, sometida a condiciones de altos esfuerzos. Para lograr un control efectivo de la estabilidad en tales condiciones de terreno, las cimbras son utilizadas debido a su excelente resistencia mecánica y sus propiedades de deformación, lo cual contrarresta el cierre de la excavación y evita su ruptura prematura. La ventaja es que este sistema continúa proporcionando soporte después que hayan ocurrido deformaciones importantes.

Las cimbras son construidas con perfiles de acero, según los requerimientos de la forma de la sección de la excavación, es decir, en forma de baúl, herradura o incluso circulares, siendo recomendable que éstos sean de alma llena. Hay dos tipos de cimbras, las denominadas “rígidas” y las “deslizantes o fluyentes”. Las primeras usan comúnmente perfiles como la W, H, e I, conformadas por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca. Las segundas usan perfiles como las V y U, conformadas usualmente por dos o tres segmentos que se deslizan entre sí, sujetos y ajustados con uniones de tornillo.

a) CIMBRAS RÍGIDAS

- Los componentes y calidades para el rango de los tamaños de las excavaciones en Sociedad Minera Corona S.A. las cimbras rígidas continuamente usadas son:

Tabla 5 – Tipos de cimbras utilizadas en mina Cachi Cachi.

CIMBRAS UTILIZADAS EN MINA CACHI CACHI		
TIPO	# PIEZAS	MEDIDA
6H20	2	3.00 X 3.15
4H13	2	3.00 X 3.15
4H20	2	2.50 X 2.65

Fuente: Elaboración propia

- Los procedimiento de instalación la filosofía del sostenimiento por la condiciones geomecánicas de la masa rocosa en Sociedad Minera Corona S.A. es “metro avanzado, metro sostenido”. Es preferible que el soporte se instale lo más antes posible, pues cualquier retraso se traduce en aumentos de la presión sobre el techo.

Para iniciar la colocación de una cimbra, se debe proceder a asegurar el techo, lo cual se podrá realizar mediante la colocación de marchavantes de riel.

Todas las cimbras deben estar correctamente apoyadas al piso mediante las platinas de base debidamente ubicadas a una profundidad de 20 cm, (se debe cavar previamente con el techo protegido) y correctamente sujetas a

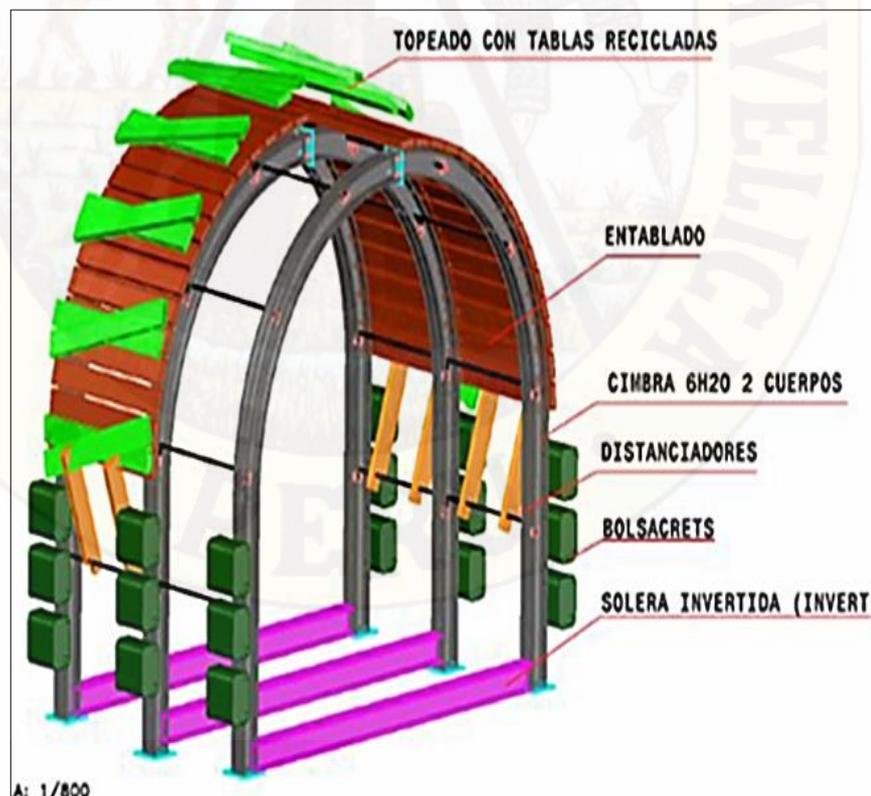
la cimbra inmediata anterior con distanciadores de acero (8 unid.), debiéndose mantener su verticalidad. De ser necesario se debe asegurar la cimbra anclándola con cáncamos a las paredes.

Se asegurará el techo entablado el espacio entre las 2 últimas cimbras instaladas. Este entablado se inicia a 1.5 metros del nivel del suelo hasta cubrir toda la corona de la excavación. El entablado debe estar apoyado por la superficie externa de la cimbra.

El bloqueo de la cimbra contra las paredes rocosas es esencial para que pueda haber una transferencia uniforme de las cargas rocosas sobre las cimbras. Si no se realiza un buen bloqueo las cimbras no serán efectivas. Por lo tanto es importante realizarlo correctamente.

Es muy importante que la instalación sea cimbra por cimbra y no varias cimbras a la vez, es decir, completar la instalación de una cimbra para comenzar con la siguiente.

Figura N°. 7 - Esquema idealizado de cimbras rígidas



Fuente: Departamento de Geomecánica.

- El control de calidad para que este tipo de sostenimiento funcione bien, deben cumplirse las siguientes funciones:

Las cimbras deben estar completamente verticales, aceptándose una inclinación máxima de $\pm 3^\circ$ con respecto a la vertical.

Las cimbras se deben instalar de manera perpendicular al eje de la labor.

Todos los tirantes o distanciadores deben estar colocados, ya que de esto depende que el conjunto de cimbras resista adecuadamente.

Estrecho o apretado contacto entre el contorno de la excavación y la cimbra la cual debe distribuir la presión en todo su perímetro, a fin de desarrollar tempranamente su capacidad de sostenimiento, antes de que las presiones se acumulen puntualmente y deformen las cimbras antes de que esta haya soportado en toda su capacidad.

La supervisión de la mina no aprobará ninguna cimbra que esté mal cimentada, no conserve su verticalidad ni su alineamiento; asimismo, si éstas no se encuentran correctamente topeadas a la superficie de la roca.

b) DISEÑO DE ARCOS RÍGIDOS

Para poder saber cuánto de carga deberá soportar las cimbras primero debemos calcular la presión de la roca circundante a la excavación.

Además se quiere determinar el espaciamiento adecuado de las cimbras para cada tipo de terreno.

Los diseños se orientaron a determinar el tipo cimbra que se usará según los cuerpos de mineral presenciados por el área de geomecánica en la U.P.

Cachi Cachi

- Cuerpo Karlita
- Cuerpo Angelita

La metodología de cálculo actualmente usada la de Terzaghi (1946) para el cálculo de la presión vertical del terreno y la formula de Protodiakonov para el cálculo de las presiones laterales., por considerarse que mejor se adecua a las condiciones del terreno. Sin embargo en la presente tesis se está utilizando metodología de Cemal Biron (1987), lo cual nos permitirá comparar que método de diseño se aproxima más a nuestra realidad.

Terzaghi (1946) formuló el primer método racional de evaluar las cargas que aplica la roca sobre las cerchas. Basándose en su experiencia en túneles ferrocarrileros de Norteamérica.

Cabe resaltar que su aplicación se limita a estimar la carga sobre las cerchas de acero en túneles y no es aplicable en los métodos modernos de tunelería con aplicación de concreto lanzado (Shotcrete) y pernos de roca.

2.2.4.1 DISEÑO DE TERZAGHI (1946).

Mantiene que desde un punto de vista ingenieril, puede ser mucho más importante un conocimiento del tipo y frecuencia de los defectos de la roca que del tipo de roca que va a aparecer en la obra.

En esta clasificación se dividen los macizos rocosos en 9 tipos según el grado de fracturación de la roca.

1. Dura y masiva
2. Dura pero estratificada o esquistosa
3. Masiva, ligeramente fisurada
4. Medianamente fracturada en bloques algo abiertos*
5. Muy fracturada en bloques y las fracturas abiertas*
6. Totalmente trituradas pero químicamente inalteradas*
7. Roca comprimida a profundidad moderada
8. Roca comprimida a gran profundidad
9. Roca expansiva

Se debe tener en cuenta la disposición de la estratificación respecto al túnel desde el punto de vista de desprendimientos. Así se tiene:

- Estratificación Vertical, en general el techo será estable, existiendo riesgo de caída de bloques en una altura de $0.25 B$ (B es la anchura del túnel).
- Estratificación horizontal, pero de gran potencia, con pocas juntas, el túnel es estable.

- Estratificación horizontal, de pequeña potencia o con muchas juntas, ya no existe estabilidad, desarrollándose roturas en el techo, formándose un arco sobre el túnel, con una anchura igual a la del túnel y una altura igual a la mitad de la anchura. Esta inestabilidad proseguirá su curso hasta que se detenga por medio de un sostenimiento.

La distribución de las cargas para el dimensionamiento del sostenimiento se hace suponiendo:

- Presión uniforme vertical sobre la bóveda, de valor:

$$P_v = H_p.$$

- Presión uniforme horizontal sobre las paredes, de valor:

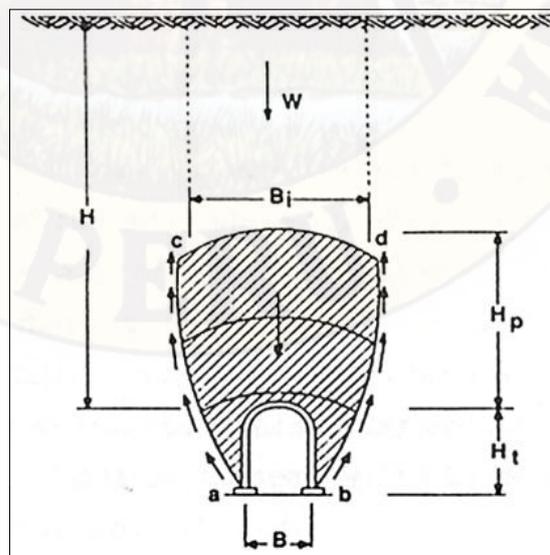
$$P_h = 0.3 P_v$$

- Presión uniforme sobre la solera, si la hay, de valor:

$$P_s = 0.5 P_v$$

Las recomendaciones de Terzaghi son consideradas conservadoras para rocas de buena calidad y su campo de aplicación es para túneles de tamaño mediano, hasta 8 m de ancho. Es preferible no aplicarlos en terrenos de roca expansiva o que fluyen plásticamente.

Figura N°. 8 - Diagrama de carga de roca sobre un túnel.



Fuente: Terzaghi, 1946.

- Durante la construcción del Túnel habrá algún relajamiento de la cohesión de la formación rocosa arriba y en los lados del túnel.

Figura N°. 9 – Relajamiento de la roca en la corona



Fuente: Tomado en campo

- La roca suelta dentro del área a c d b tendera a interrumpir en el túnel.
- A este esfuerzo se opondrán fuerzas de fricción a lo largo de los límites laterales a c y b d y estas fuerzas de fricción transfieren la parte más importante del peso de la carga de roca W al material de los lados del túnel.
- El techo y los lados del túnel no tienen que soportar más que el resto de la carga que equivale a una altura H_p .
- El ancho B_1 de la zona de la roca donde existe movimiento, dependerá de las características de la roca y de las dimensiones H_t y B del túnel.

$$B_1 = B + 0,5 H_p$$

Tabla 6 – Clasificación del tipo de roca según Terzaghi.

ESTADO DE LA ROCA	CARGA DE ROCA Hp (pies)	OBSERVACIONES
1. DURA Y MASIVA	CERO	Solo se necesita refuerzo escaso si hay desprendimiento o chasquido
2. DURA PERO ESTRATIFICADA O ESQUISTOSA	0 a 0.5 B	Refuerzo escaso mas que nada como protección contra desprendimientos.
3. MASIVA, LIGERAMENTE FISURADA	0 a 0.25 B	La carga puede cambiar en forma errática de un punto a otro.
4. MEDIANAMENTE FRACTURADA EN BLOQUES ALGO ABIERTOS*	0.25 B a 0.35 (B+H t)	No hay presión lateral
5. MUY FRACTURADA EN BLOQUES Y LAS FRACTURAS ABIERTAS*	(0.35 a 1.10) (B+H t)	Poca o ninguna presión lateral
6. TOTALMENTE TRITURADAS PERO QUIMICAMENTE INALTERADAS*	1.10 (B+H t)	Presiones laterales considerables. Los efectos de las infiltraciones hacia el piso del tunel requieren apoyo continuo para las partes bajas de los marcos o bien marcos circulares.
7. ROCA COMPRIMIDA A PROFUNDIDAD MODERADA	(1.10 a 2.20) (B+H t)	Considerable presión lateral. Se requiere plantilla apuntalada.
8. ROCA COMPRIMIDA A GRAN PROFUNDIDAD	(2.10 a 4.50) (B+H t)	Es preferible usar marcos circulares.
9. ROCA EXPANSIVA	Hasta 250 pies, independientemente del valor (B+H t)	Marcos circulares indispensables. En casos extremos, usese refuerzo elástico

* Si el tunel esta sobre el nivel friatico, la carga puede ser reducida en un 50% para los tipos 4 - 6.

Fuente: Terzaghi, 1946.

CARGA DE ROCA DE LA MINA CACHI CACHI SEGÚN EL DISEÑO DE TERZAGHI

Para determinar la carga que soporta una cimbra tenemos que hacer una zonificación del área de geomecánica, una vez teniendo los datos procedemos a calcular ($P_v = H_p \times P_e$) donde ($P_e =$ peso específico (ton/m^3)) y ($H_p =$ altura de carga (m)).

- **Cuerpo angelita**

$$H_p = 1.1 (2.50+2.50) = 5.5 \text{ m}$$

$$P_e = 2.56 \text{ Ton}/\text{m}^3$$

$$P_v = H_p \times P_e$$

$$P_v = 5.5 \times 2.56$$

$$P_v = 13.75 \text{ Tn}/\text{m}^2$$

$$P_h = 0.3 P_v$$

$$P_h = 0.3 \times (13.75)$$

$$P_h = 4.12 \text{ Tn}/\text{m}^2$$

- **Cuerpo karlita**

$$H_p = 1.1 (2.50+2.50) = 5.5 \text{ m}$$

$$P_e = 2.56 \text{ Ton}/\text{m}^3$$

$$P_v = H_p \times P_e$$

$$P_v = 5.5 \times 2.56$$

$$P_v = 13.75 \text{ Tn}/\text{m}^2$$

$$P_h = 0.3 P_v$$

$$P_h = 0.3 \times (13.75)$$

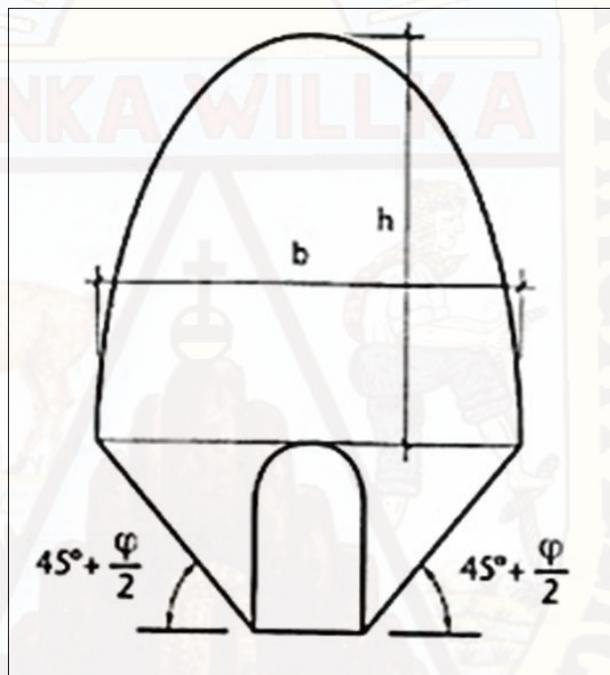
$$P_h = 4.12 \text{ Tn}/\text{m}^2$$

Como podemos apreciar ambas cargas de las rocas en los cuerpos son iguales, porque ambos son explotados de la misma manera, ambos son de la misma sección (2.40 m. x 2.40 m., sección roca), la única diferencia es el factor influyente del cuerpo angelita quien tiene mayor presencia de agua.

2.2.4.2 DISEÑO DE PROTODYAKONOV (1976).

Muy usada en los países del este de Europa, en los que se utiliza para el dimensionamiento del sostenimiento de túneles. Fue aceptada en Francia en 1976 junto con la clasificación de Deere. Protodyakonov clasifica los terrenos asignándoles un factor "f" llamado coeficiente de resistencia, a partir del cual y de las dimensiones del túnel, definen las cargas de cálculo para dimensionar el sostenimiento.

Figura N°. 10 - Diagrama de carga de roca sobre un túnel.



Fuente: Protodyakonov, 1976.

Considerar un arco parabólico articulado trabajando a compresión. Plantear el equilibrio de fuerzas, compensando las cargas verticales y horizontales mediante el factor φ (a modo de coeficiente de rozamiento).

Buscar la mayor altura estable "h" que pueda desarrollar el terreno, obteniendo así la igualdad.

$$h = \frac{B}{2f}$$

Tabla 7 – Clasificación del tipo de roca según el coeficiente de resistencia de Protodyakonov

GRADO DE RESISTENCIA	TIPO DE ROCA O SUELO	m Kg/m ³	que Kg/cm ²	FACTOR f
MUY ALTO	Granitos masivos. Cuarsitas o basaltos sanos y en general. Rocas duras sanas y muy resistentes.	2800-3000	2000	20
MUL ALTO	Granitos prácticamente masivos, porfidos, pizarras, arenisca y calisas sanas.	2600-2700	1500	15
ALTO	Granitos y formaciones similares, areniscas y calisas prácticamente sanas conglomerados muy resistente, limolitas resistentes.	2500-2600	1000	10
ALTO	Calizas en general, granitos meteorizados, limolitas, areniscas relativamente resistentes, mamoles, pirita.	2500	800	8
MODERADAMENTE ALTO	Areniscas normales.	2400	600	6
MODERADAMENTE ALTO	Pizarras.	2300	500	5
MEDIO	Lutitas, calizas y areniscas de baja resistencia, conglomerados no muy duros.	2400-2800	400	4
MEDIO	Lutitas, pizarras arcillosas, margas.	2400-2600	300	3
MODERADAMENTE BAJO	Lutitas blandas, calizas muy fracturadas, yesos, areniscas en bloques, gravas cementadas.	2200-2600	200-150	2-1.5
MODERADAMENTE BAJO	Gravas, lutitas y pizarras framentadas, deposito de talud duros, arcillas duras.	2000		1.5
BAJO	Arcilla firme, suelos arcillosos.	1700-2000		1.0
BAJO	Loes, formaciones de arena y grava, suelos arenoarcillosos o limo-arcillosos.	1700-1900		0.8
SUELOS	Suelos con vegetación, turba, arenas húmedas.	1600-1800		0.6
SUELOS GRANULARES	Arenas y gravas.	1400-1600		0.5
SUELOS PLASTICOS	Limos y arcillas blandos.			0.3

Fuente: Protodyakonov, 1976

Protodyakonov determina el valor de “f” en función de la resistencia a la compresión simple, el ángulo de fricción interna y la cohesión.

Para rocas duras

$$f = \frac{\sigma_c}{10}$$

Para suelos

$$f = \frac{tg\varphi + C}{\sigma_c}$$

Dónde:

σ_c = Resistencia compresión simple (Mpa)

φ = Angulo de rozamiento interno

C = Cohesión a largo plazo (Mpa)

La distribución de cargas sobre el túnel para el dimensionamiento del sostenimiento se hace suponiendo:

Presión uniforme vertical sobre la bóveda

$$Pv = \gamma * h$$

Presión uniforme lateral

$$Ph = \gamma * (h + 0.5 m) * tg^2 \left(45^\circ + \frac{\varphi}{2} \right)$$

Dónde:

b = Anchura de la labor

m = Altura del túnel

f = Coeficiente de resistencia

γ = Peso específico de la roca

φ = Angulo de rozamiento interno

$$B = (b + 2 m) * tg \left(45^\circ + \frac{\varphi}{2} \right)$$

$$h = \frac{B}{2f}$$

**CARGA DE ROCA DE LA MINA CACHI CACHI SEGÚN EL DISEÑO DE
PROTODYAKONOV**

- **Cuerpo angelita**

Ancho de labor (b) = 2.5

Altura de túnel (m) = 2.5

Coefficiente de resistencia (f) = 2 (factor de resistencia para el caso de las rocas en el cuerpo Karlita y Angelita)

Peso específico de la roca (Pe) = 2.56 Tn/m³

Angulo de rozamiento interno (φ) = 10.2° (según roc Lab)

$$B = b + 2m \cdot \operatorname{tg} (45 - \varphi/2)$$

$$B = 2.5 + 2(2.5) \operatorname{tg} (45 - 10.2/2)$$

$$B = 6.68 \text{ m}$$

$$h = B / 2f$$

$$h = 6.68 / 2(2)$$

$$h = 1.67 \text{ m}$$

$$P_v = P_e \times h$$

$$P_v = 2.56 \times 1.67$$

$$P_v = 4.17 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_h = 2.5 (1.67 + 0.5 (2.5)) \operatorname{tg}^2 (45 + \varphi/2)$$

$$P_h = 10.44 \text{ Tn/m}^2$$

- **Cuerpo Karlita**

Ancho de labor (b) = 2.5

Altura de túnel (m) = 2.5

Coeficiente de resistencia (f) = 2 (factor de resistencia para el caso de las rocas en el cuerpo Karlita y Angelita)

Peso específico de la roca (Pe) = 2.56 Tn/m³

Angulo de rozamiento interno (φ) = 10.2° (según roc Lab)

$$B = b + 2m \cdot \text{tg} (45 - \varphi/2)$$

$$B = 2.5 + 2(2.5) \text{tg} (45 - 10.2/2)$$

$$B = 6.68 \text{ m}$$

$$h = B / 2f$$

$$h = 6.68 / 2(2)$$

$$h = 1.67 \text{ m}$$

$$P_v = P_e \times h$$

$$P_v = 2.56 \times 1.67$$

$$P_v = 4.17 \text{ Tn/m}^2$$

$$P_h = 2.5 (1.67 + 0.5 (2.5)) \text{tg}^2 (45 + \varphi/2)$$

$$P_h = 10.44 \text{ Tn/m}^2$$

Las presiones de roca en ambos cuerpos son iguales, pero también Protodyakonov realizo unos ensayos con el método de explotación sub level caving, donde afirmaba que al excavar una labor horizontal las tensiones que se presentan en las rocas sufrían una redistribución, equilibrándose mutuamente según una línea observada en la figura siguiente, en cuya altura de la bóveda queda determinada por la formula.

$$b = a / f$$

b = altura de la bóveda en metros

a = mitad de la luz libre de la labor, en metros

f = coeficiente de la roca (factor de resistencia), para el caso del mineral de Angelita 0.5 y para el mineral de Karlita 0.6

Entonces reemplazando en la ecuación tenemos para el mineral de Angelita:

$$b = 3 / 0.5$$

$$b = 6 \text{ m}$$

De la misma manera para el mineral de Karlita

$$b = 3 / 0.6$$

$$b = 5 \text{ m}$$

Si se consideran ventanas múltiples se puede obtener de acuerdo a nuestra necesidad, de modo que se produzca el flujo gravitacional del mineral y se evite así efectuar voladuras.

2.2.4.3 DISEÑO DE CEMAL BIRON (1987)

A diferencia del método de Terzaghi y Protodyakonov, esta metodología es mucho más analítica y detallada que toma en consideración el perfil de la viga y su resistencia. Para el cálculo de la carga que debe soportar la cimbra usa la formulación de Everling, para analizar los esfuerzos Cemal Biron nos proporcionó las siguientes formulas.

- **Análisis de esfuerzos para un arco rígido.**

Muchos arcos rígidos pueden simplificarse dándoles forma semicircular, arriba de cierta distancia vertical. Se supone que las partes de conexión son muy "rígidas" y se muestran como "continuas".

$$A_y = B_y = \frac{(0.78h' + 0.666r)q_t r^3}{0.666h'^3 + \pi r h'^2 + 1.57r^3} \quad (2.3)$$

$$M = 0.5q_t r^2 \text{sen}^2 \alpha - A_y (h' + r \text{sen} \alpha) \dots \text{para } 0 \leq \alpha \leq \pi \quad (2.4)$$

$$M = -A_y x \dots \dots \dots \text{para } 0 \leq x \leq h' \quad (2.5)$$

$$N = -q_r \text{cos}^2 \alpha - A_y \text{sen} \alpha \quad (2.6)$$

Donde

A_y = Reacciones de los lados, en toneladas

h' = Distancia vertical del arco, en metros

r = Radio del arco, en metros

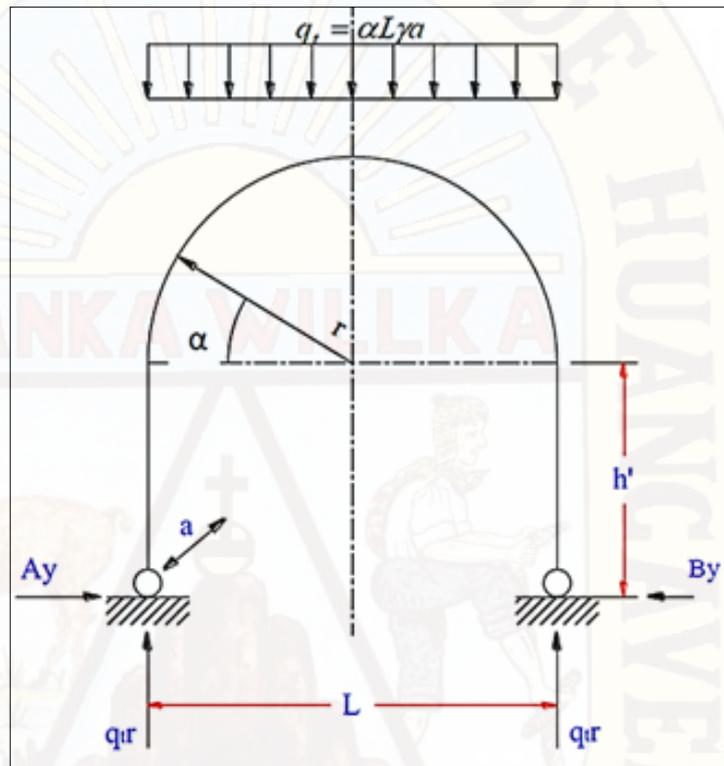
α = Angulo formado con la horizontal

q_t = Carga uniforme del techo, en toneladas por metro

M = Momento en toneladas, metros

N = Fuerza normal al perfil, en toneladas

Figura N°. 11 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.



Fuente: Cemal Biron, 1987.

Para diseñar los arcos rígidos, se debe conocer el momento máximo. Si se obtiene la derivada de la ecuación (2.4) con respecto a α , y se iguala a cero, se tiene que:

$$\frac{\partial M}{\partial \alpha} = \cos \alpha (q_t r^2 \cdot \text{sen} \alpha - A_y r) = 0 \quad (2.7)$$

$$\cos \alpha = 0 \dots \dots \dots \alpha = \frac{\pi}{2} \quad (2.8)$$

$$q_t r^2 \cdot \text{sen} \alpha - A_y r = 0 \quad (2.9)$$

$$\text{sen} \alpha = \frac{A_y}{q_t r} \dots \dots \dots \alpha = \text{sen}^{-1} \frac{A_y}{q_t r} \quad (2.10)$$

Los valores de M_{\max} y de N son para valores de α de las ecuaciones (2.8) y (2.10) como sigue:

$$M_{\max} = 0.5 q_t r^2 - A_y (h' + r) \quad (2.11)$$

$$M_{\max} = A_y(h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t}) \quad (2.12)$$

$$N = -A_y \quad (2.13)$$

$$N_1 = -q_t r \quad (2.14)$$

- **Diseño del perfil de acero**

Se deben utilizar los valores de las ecuaciones 2.12 y 2.14 para calcular la sección transversal del arco. El esfuerzo se deberá determinar como sigue:

$$|\sigma| = \frac{\text{Carga Normal}}{\text{Área de la Sección}} + \frac{\text{Momento max}}{\text{Módulo de la sección}}$$

$$|\sigma| = \frac{q_t r}{F} + \frac{A_y(h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t})}{W} \leq \sigma_{sf} \quad (2.15)$$

Dónde:

$|\sigma|$ = Valor absoluto del esfuerzo, (ton/m²)

F = Área de la sección del perfil, (m²)

W = Módulo de sección del perfil, (m³)

σ_{sf} = Esfuerzo permisible del acero para los ademes de las minas

En la ecuación 2.15,

La sección transversal y el módulo de sección aparecen como dos incógnitas: entonces para un diseño conveniente. Se deberá aplicar el método de tanteos. Sin embargo en las especificaciones DIN:

$$F = 0.149W + 9.78 \quad (2.16)$$

La ecuación 2.16,

Es de segundo grado con respecto a W, y se deberá tomar la raíz positiva de la ecuación.

Después de que W se ha determinado, el perfil más próximo se obtiene de los valores de la tabla de cálculo de resistencia a la ruptura por tensión.

Tabla 8 - Tabla de calculo de resistencia a la ruptura por tensión.

Norma HQ 235B			A-36 Gerdau Acominas		
Peso	280.54 Kg		Peso	272 Kg	
COMPOSICIÓN			COMPOSICIÓN		
Viga 1	C	17	Viga 1	C	14
	Mn	46		Mn	116
	P	1.8		P	2.7
	Si	31		Si	23
	σ	51		σ	51
Viga 2	C	17	Viga 2	C	14
	Mn	44		Mn	119
	P	1.4		P	2.6
	Si	23		Si	22
	σ	48		σ	51
Viga 3	C	19	Viga 3	C	14
	Mn	47		Mn	117
	P	2.7		P	19
	Si	21		Si	21
	σ	50		σ	63
Viga 4	C	15	Viga 4	C	25
	Mn	47		Mn	110
	P	2.2		P	2.1
	Si	21		Si	26
	σ	47		σ	60

Fuente: Cemal Biron, 1987.

APLICACIÓN DE LAS FÓRMULAS DE CEMAL BIRON EN LA MINA CACHI CACHI

Área de sección: 9.45 m² (con cimbra) (3.00*3.15)

Espaciamiento a intervalos (α):

1.0 m. zona mineralizada

1.5 m. zona estéril

Angulo formado por la horizontal (α): los valores será distribuido según el tipo de roca:

Roca buena = 0.25

Roca regular = 0.5

Condición mala = 1.0

Condición muy mala = 1.5

Peso específico:

3.56 Ton/m³ (mineral)

2.56 Ton/m³ (desmonte)

- **Angelita zona mineral**

Ancho del tunel (L) = 3 m. (con cimbra).

Radio del arco (r) = 1.5 m.

Distancia vertical del arco (h') = 1.5 m.

Espaciamiento de los arcos (α) = 1.0 m. (mineral).

Angulo formado por la horizontal (α) = 1.5 (muy mala)

Peso específico (Pe)= 3.56 Tn/m³

Hallando la carga uniforme en el techo:

$$q_t = \alpha L P_e a$$

$$q_t = 1.5 \times 3.0 \times 3.56 \times 1.0$$

$$q_t = 16.02 \text{ Tn/m}$$

Hallando las reacciones de los lados:

$$A_y = B_y = \frac{(0.78h' + 0.666r)q_t r^3}{0.666h'^3 + \pi r h'^2 + 4h' r^2 + 1.57r^3}$$

$$A_y = \frac{0.78(1.5 + 0.666(1.5))16.02 \times 1.5^3}{0.666(1.5^3) + \pi 1.5 * 1.5^2 + 4 * 1.5 * 1.5^2 + 1.57 * 1.5^3}$$

$$A_y = 3.33 \text{ Tn}$$

Hallando momentos y fuerza normal al perfil

$$M = 0.5q_t r^2 \text{sen}^2 \alpha - A_y (h' + r \text{sen} \alpha) \dots \dots \text{para } 0 \leq \alpha \leq \pi$$

$$M = 0.5(16.02)(1.5^2) \text{sen}^2 \alpha - 3.33(1.5 + 1.5(\text{sen} \alpha))$$

$$N = -q_t r \text{cos}^2 \alpha - A_y \text{sen} \alpha$$

$$N = -16.02(1.5) \text{cos}^2 \alpha - 3.33 \text{sen} \alpha$$

Tabla 9 - Tabla de momentos y carga normal, cimbra rígida, Cuerpo Angelita (mineral)

Angulo en grados	Momento (tonxm)	Carga normal (ton)
0	-5.00	-24.03
5	16.37	1.26
10	3.06	-15.11
15	-0.62	-16.03
20	5.47	-7.04
25	-4.02	-23.17
30	17.53	2.72
35	0.45	-18.20
40	1.29	-13.17
45	3.80	-9.46
50	-2.44	-21.50
55	18.01	3.32
60	-1.80	-20.78
65	3.20	-10.36
70	1.93	-12.22
75	-0.35	-19.13
80	17.77	3.02
85	-3.56	-22.70
90	4.94	-7.80

Fuente: Elaboración Propia

Hallando los valores maximos, angulo, M y N:

$$\alpha = \text{sen}^{-1} \frac{A_y}{q_t r}$$

$$\alpha = \text{sen}^{-1} \frac{3.33}{16.02 \times 1.5}$$

$$\alpha = 8^\circ$$

$$M_{\text{max}} = -A_y \left(h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t} \right)$$

$$M_{\text{max}} = -3.33 \left(1.5 + 0.5 \frac{3.33}{16.02} \right)$$

$$M_{\text{max}} = -5.3 \text{ ton. m}$$

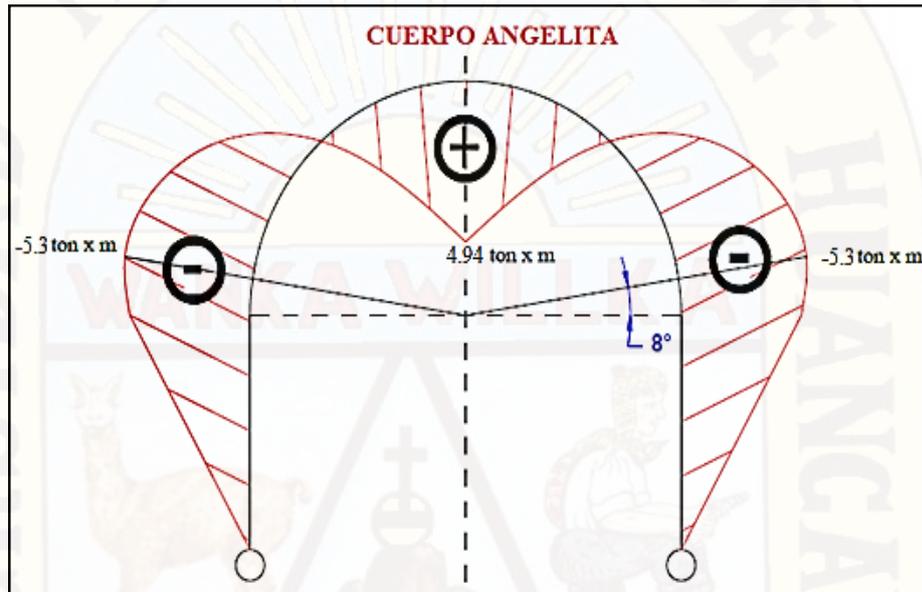
$$N_1 = -q_t r$$

$$N_1 = 16.02 \times 1.5$$

$$N_1 = -24.03 \text{ ton}$$

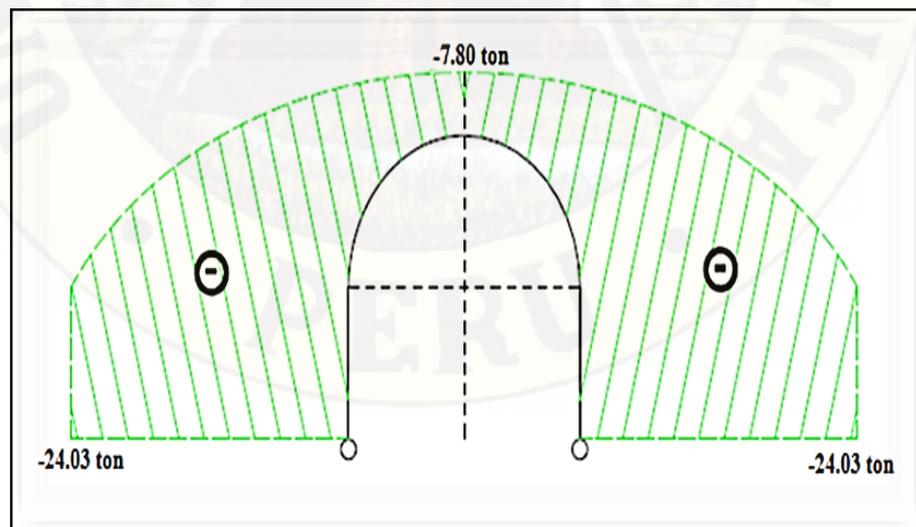
Diseñando de acuerdo a los momentos y cargas normales

Figura N°. 12 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.



Fuente: Grafica de Momentos.

Figura N°. 13 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.



Fuente: Grafica de Esfuerzo normal.

Tabla 10 - Metodología de selección de cimbras rígidas, Angelita zona mineralizada.

DISEÑO DE ARCOS RIGIDOS METALICOS SEGÚN CEMAL BIRON PARA EL CUERPO ANGELITTA ZONA MINERALIZADA		
TIPO DE ARCO METALICO		
PERFIL ARCO METALICO 6H20		
Peso	29.76	Kg/m
Area de seccion	0.0375	F(m ²)
Modulo de seccion	0.0002167	W(m ³)
Tipo de roca (alfa)	1.5	
Peso especifico del terreno	3.56	ton/m ³
RMR	ROCA	ALFA
>40	Buena	0.25
30-40	Regular	0.5
<20	Muy mala	1.5
DIMENSIONES DE LA SECCION DEL ARCO		
Esfuerzo admisible del acero(Sadm)	25493	ton/m ²
Distancia de posteo(a)	1	m
Anchura efectiva(A)	3	m
Altura efectiva(H)	3.15	m
DETERMINACION DE LAS CARGAS DE TERRENO SOBRE EL SOSTENIMIENTO		
Carga lineal repartida(qt)	16.02	ton/m
DIMENSIONES CALCULADAS		
Radio neutro(r)	1.5	m
Hastial(h')	1.5	m
RESULTADOS		
Reaccion horizontal del terreno en el hastial (Ay)	3.33	ton
Reaccion vertical del terreno en el hastial (qtr)	-24.03	ton
Angulo donde ocurre el momento maximo	8	grados
Momento maximo (Mmax)	-5.34	ton*m
Carga total sobre el arco (q)	48.06	ton
Esfuerzo maximo sobre el perfil metalico (S)	25287.46	ton/m ²
Factor de seguridad	1.01	

Fuente: Elaboración Propia

- **Angelita zona de desmonte**

Ancho del tunel (L) = 3.0 m. (con cimbra).

Radio del arco (r) = 1.5 m.

Distancia vertical del arco (h') = 1.5 m.

Espaciamiento de los arcos (α) = 1.5 m. (mineral).

Angulo formado por la horizontal (α) = 0.5 (regular)

Peso especifico (Pe)= 2.56 Tn/m³

Hallando la carga uniforme en el techo:

$$q_t = \alpha L P_e a$$

$$q_t = 0.5 \times 3.0 \times 2.56 \times 1.5$$

$$q_t = 5.63 \text{ Tn/m}$$

Hallando las reacciones de los lados:

$$A_y = B_y = \frac{(0.78h' + 0.666r)q_t r^3}{0.666h'^3 + \pi r h'^2 + 4h' r^2 + 1.57r^3}$$

$$A_y = \frac{0.78(1.5 + 0.666(1.5))5.63 \times 1.5^3}{0.666(1.5^3) + \pi 1.5 * 1.5^2 + 4 * 1.5 * 1.5^2 + 1.57 * 1.5^3}$$

$$A_y = 1.17 \text{ Tn}$$

Hallando momentos y fuerza normal al perfil

$$M = 0.5q_t r^2 \text{sen}^2 \alpha - A_y (h' + r \text{sen} \alpha) \dots \dots \text{para } 0 \leq \alpha \leq \pi$$

$$M = 0.5(5.63)(1.5^2) \text{sen}^2 \alpha - 1.17(1.5 + 1.5(\text{sen} \alpha))$$

$$N = -q_t r \text{cos}^2 \alpha - A_y \text{sen} \alpha$$

$$N = -5.63(1.5) \text{cos}^2 \alpha - 1.17 \text{sen} \alpha$$

Tabla 11 - Tabla de momentos y carga normal, cimbra rígida, Cuerpo Angelita (desmante)

Angulo en grados	Momento (tonxm)	Carga normal (ton)
0	-1.76	-8.45
5	5.75	0.44
10	1.07	-5.31
15	-0.22	-5.63
20	1.92	-2.47
25	-1.41	-8.14
30	6.16	0.96
35	0.16	-6.40
40	0.45	-4.63
45	1.34	-3.33
50	-0.86	-7.56
55	6.33	1.17
60	-0.63	-7.30
65	1.12	-3.64
70	0.68	-4.29
75	-0.12	-6.72
80	6.25	1.06
85	-1.25	-7.98
90	1.74	-2.74

Fuente: Elaboración Propia

Hallando los valores maximos, angulo, M y N:

$$\alpha = \text{sen}^{-1} \frac{A_y}{q_t r}$$

$$\alpha = \text{sen}^{-1} \frac{1.17}{5.63 \times 1.5}$$

$$\alpha = 8^\circ$$

$$M_{\max} = -A_y \left(h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t} \right)$$

$$M_{\max} = -1.17 \left(1.5 + 0.5 \frac{1.17}{5.63} \right)$$

$$M_{\max} = -1.88 \text{ ton. m}$$

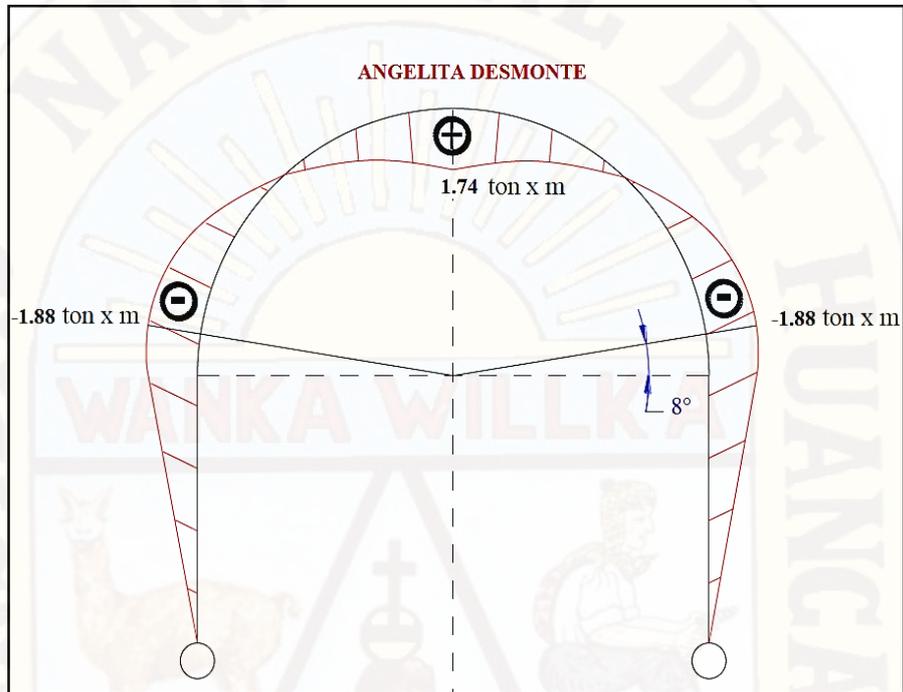
$$N_1 = -q_t r$$

$$N_1 = 5.63 \times 1.5$$

$$N_1 = -8.45 \text{ ton}$$

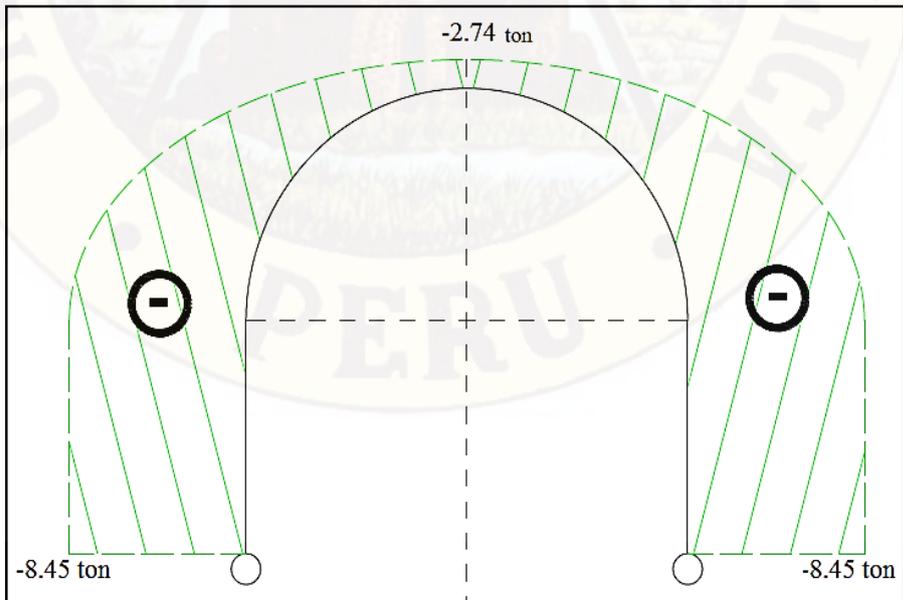
Diseñando de acuerdo a los momentos y cargas normales

Figura N°. 14 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.



Fuente: Grafica de Momentos.

Figura N°. 15 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.



Fuente: Grafica de Esfuerzo normal.

Tabla 12 - Metodología de selección de cimbras rígidas, Angelita de desmonte.

DISEÑO DE ARCOS RIGIDOS METALICOS SEGÚN CEMAL BIRON PARA EL CUERPO ANGELITA ZONA DESMONTE		
TIPO DE ARCO METALICO		
PERFIL ARCO METALICO 4H13		
Peso	19.35	Kg/m
Area de seccion	0.0243	F(m2)
Modulo de seccion	0.0000882	W(m3)
Tipo de roca (alfa)	0.5	
Peso especifico del terreno	2.5	ton/m3
RMR	ROCA	ALFA
>40	Buena	0.25
30-40	Regular	0.5
<20	Muy mala	1.5
DIMENSIONES DE LA SECCION DEL ARCO		
Esfuerzo admisible del acero(Sadm)	25493	ton/m2
Distancia de posteo(a)	1.5	m
Anchura efectiva(A)	3	m
Altura efectiva(H)	3.15	m
DETERMINACION DE LAS CARGAS DE TERRENO SOBRE EL SOSTENIMIENTO		
Carga lineal repartida(qt)	5.625	ton/m
DIMENSIONES CALCULADAS		
Radio neutro(r)	1.5	m
Hastial(h')	1.5	m
RESULTADOS		
Reaccion horizontal del terreno en el hastial (Ay)	1.17	ton
Reaccion vertical del terreno en el hastial (qtr)	-8.4375	ton
Angulo donde ocurre el momento maximo	8	grados
Momento maximo (Mmax)	-1.88	ton*m
Carga total sobre el arco (q)	16.875	ton
Esfuerzo maximo sobre el perfil metalico (S)	21609.43	ton/m2
Factor de seguridad	1.18	

Fuente: Elaboración Propia

- **Karlita zona mineral**

Ancho del tunel (L) = 3 m. (con cimbra).

Radio del arco (r) = 1.5 m.

Distancia vertical del arco (h') = 1.5 m.

Espaciamiento de los arcos (α) = 1.0 m. (mineral).

Angulo formado por la horizontal (α) = 1.00 (mala)

Peso especifico (Pe)= 3.56 Ton/m³

Hallando la carga uniforme en el techo:

$$q_t = \alpha L P_e a$$

$$q_t = 1.0 \times 3.0 \times 3.56 \times 1.0$$

$$q_t = 10.68 \text{ Tn/m}$$

Hallando las reacciones de los lados:

$$A_y = B_y = \frac{(0.78h' + 0.666r)q_t r^3}{0.666h'^3 + \pi r h'^2 + 4h' r^2 + 1.57r^3}$$

$$A_y = \frac{0.78(1.5 + 0.666(1.5))10.68 \times 1.5^3}{0.666(1.5^3) + \pi 1.5 * 1.5^2 + 4 * 1.5 * 1.5^2 + 1.57 * 1.5^3}$$

$$A_y = 2.21 \text{ Tn}$$

Hallando momentos y fuerza normal al perfil

$$M = 0.5q_t r^2 \text{sen}^2 \alpha - A_y (h' + r \text{sen} \alpha) \dots \dots \text{para } 0 \leq \alpha \leq \pi$$

$$M = 0.5(10.68)(1.5^2) \text{sen}^2 \alpha - 2.21(1.5 + 1.5(\text{sen} \alpha))$$

$$N = -q_t r \text{cos}^2 \alpha - A_y \text{sen} \alpha$$

$$N = -10.68(1.5) \text{cos}^2 \alpha - 2.21 \text{sen} \alpha$$

Tabla 13 - Tabla de momentos y carga normal, cimbra rígida, Cuerpo Karlita (mineral)

Angulo en grados	Momento (tonxm)	Carga normal (ton)
0	-3.32	-16.02
5	10.91	0.83
10	2.04	-10.08
15	-0.39	-10.68
20	3.67	-4.69
25	-2.67	-15.45
30	11.69	1.80
35	0.31	-12.14
40	0.89	-8.77
45	2.56	-6.30
50	-1.62	-14.34
55	12.01	2.20
60	-1.19	-13.86
65	2.16	-6.90
70	1.32	-8.14
75	-0.22	-12.75
80	11.85	2.00
85	-2.36	-15.13
90	3.32	-5.19

Fuente: Elaboración Propia.

Hallando los valores maximos, angulo, M y N:

$$\alpha = \text{sen}^{-1} \frac{A_y}{q_t r}$$

$$\alpha = \text{sen}^{-1} \frac{2.21}{10.68 \times 1.5}$$

$$\alpha = 8^\circ$$

$$M_{\max} = -A_y \left(h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t} \right)$$

$$M_{\max} = -2.21 \left(1.5 + 0.5 \frac{2.21}{10.68} \right)$$

$$M_{\max} = -3.5 \text{ ton. m}$$

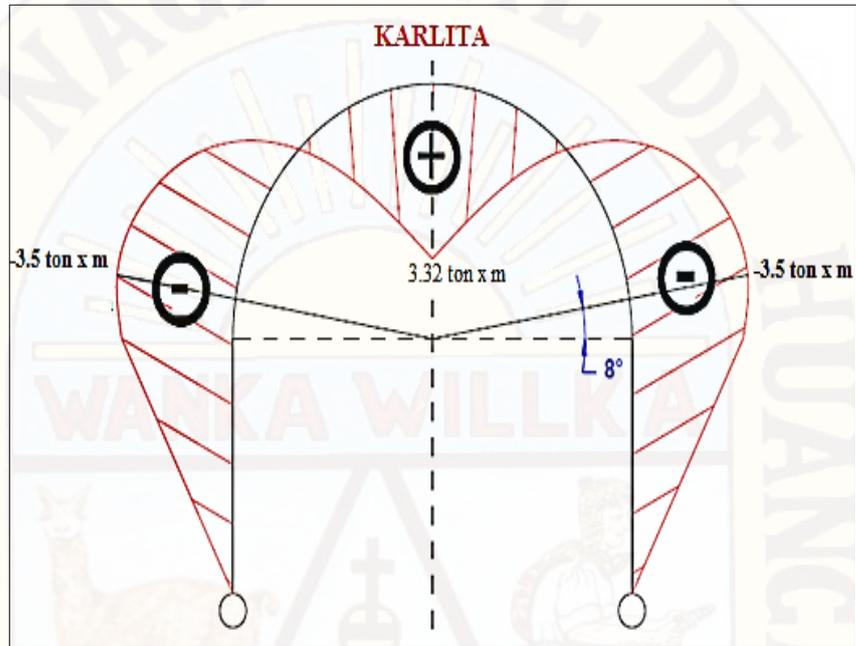
$$N_1 = -q_t r$$

$$N_1 = 10.68 \times 1.5$$

$$N_1 = -16.02 \text{ ton}$$

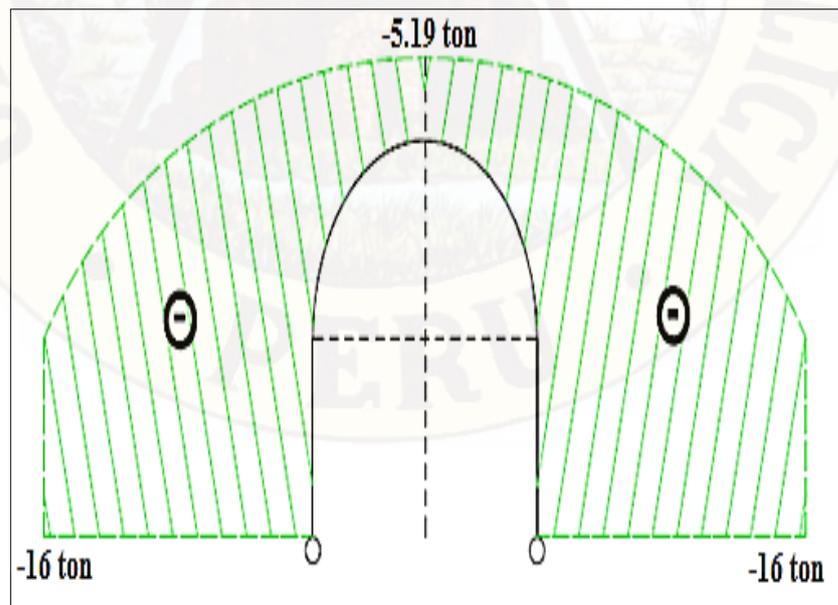
Diseñando de acuerdo a los momentos y cargas normales

Figura N°. 16 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.



Fuente: Grafica de Momentos.

Figura N°. 17 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.



Fuente: Grafica de Esfuerzo normal.

Tabla 14 - Metodología de selección de cimbras rígidas, Karlita zona mineralizada.

DISEÑO DE ARCOS RIGIDOS METALICOS SEGÚN CEMAL BIRON PARA EL CUERPO KARLITA ZONA DE MINERAL		
TIPO DE ARCO METALICO		
PERFIL ARCO METALICO 6H20		
Peso	29.76	Kg/m
Area de seccion	0.0375	F(m2)
Modulo de seccion	0.0002167	W(m3)
Tipo de roca (alfa)	1	
Peso especifico del terreno	3.56	ton/m3
RMR	ROCA	ALFA
>40	Buena	0.25
30-40	Regular	0.5
<20	Muy mala	1.5
DIMENSIONES DE LA SECCION DEL ARCO		
Esfuerzo admisible del acero(Sadm)	25493	ton/m2
Distancia de posteo(a)	1	m
Anchura efectiva(A)	3	m
Altura efectiva(H)	3.15	m
DETERMINACION DE LAS CARGAS DE TERRENO SOBRE EL SOSTENIMIENTO		
Carga lineal repartida(qt)	10.68	ton/m
DIMENSIONES CALCULADAS		
Radio neutro(r)	1.5	m
Hastial(h')	1.5	m
RESULTADOS		
Reaccion horizontal del terreno en el hastial (Ay)	2.22	ton
Reaccion vertical del terreno en el hastial (qtr)	-16.02	ton
Angulo donde ocurre el momento maximo	8	grados
Momento maximo (Mmax)	-3.56	ton*m
Carga total sobre el arco (q)	32.04	ton
Esfuerzo maximo sobre el perfil metalico (S)	16858.31	ton/m2
Factor de seguridad	1.51	

Fuente: Elaboración Propia

- **Karlita zona desmonte**

Ancho del tunel (L) = 3 m. (con cimbra).

Radio del arco (r) = 1.5 m.

Distancia vertical del arco (h') = 1.5 m.

Espaciamiento de los arcos (α) = 1.5 m. (mineral).

Angulo formado por la horizontal (α) = 0.62 (regular)(por factor influyente seco)

Peso especifico (Pe)= 2.56 Tn/m³

Hallando la carga uniforme en el techo:

$$q_t = \alpha L P_e a$$

$$q_t = 0.62 \times 3.0 \times 2.56 \times 1.5$$

$$q_t = 7.14 \text{ Tn/m}$$

Hallando las reacciones de los lados:

$$A_y = B_y = \frac{(0.78h' + 0.666r)q_t r^3}{0.666h'^3 + \pi r h'^2 + 4h' r^2 + 1.57r^3}$$

$$A_y = \frac{0.78(1.5 + 0.666(1.5))7.14 \times 1.5^3}{0.666(1.5^3) + \pi 1.5 * 1.5^2 + 4 * 1.5 * 1.5^2 + 1.57 * 1.5^3}$$

$$A_y = 0.63 \text{ Tn}$$

Hallando momentos y fuerza normal al perfil

$$M = 0.5q_t r^2 \text{sen}^2 \alpha - A_y (h' + r \text{sen} \alpha) \dots \dots \text{para } 0 \leq \alpha \leq \pi$$

$$M = 0.5(7.14)(1.5^2) \text{sen}^2 \alpha - 0.63(1.5 + 1.5(\text{sen} \alpha))$$

$$N = -q_t r \text{cos}^2 \alpha - A_y \text{sen} \alpha$$

$$N = -7.14(1.5) \text{cos}^2 \alpha - 0.63 \text{sen} \alpha$$

Tabla 15 - Tabla de momentos y carga normal, cimbra rígida, Cuerpo Karlita (desmonte).

Angulo en grados	Momento (tonxm)	Carga normal (ton)
0	-0.95	-10.71
5	7.35	-0.26
10	1.95	-7.20
15	1.84	-6.59
20	4.89	-2.36
25	-0.68	-10.44
30	7.83	0.37
35	0.93	-8.48
40	2.81	-5.23
45	4.07	-3.49
50	-0.14	-9.81
55	8.03	0.62
60	0.09	-9.52
65	3.77	-3.91
70	3.13	-4.78
75	0.63	-8.86
80	7.93	0.50
85	-0.53	-10.27
90	4.63	-2.71

Fuente: Elaboración Propia

Hallando los valores maximos, angulo, M y N:

$$\alpha = \text{sen}^{-1} \frac{A_y}{q_t r}$$

$$\alpha = \text{sen}^{-1} \frac{0.63}{7.14 \times 1.5}$$

$$\alpha = 3^\circ$$

$$M_{\max} = -A_y \left(h' + 0.5 \frac{A_y}{q_t} \right)$$

$$M_{\max} = -0.63 \left(1.5 + 0.5 \frac{0.63}{7.14} \right)$$

$$M_{\max} = -0.97 \text{ ton. m}$$

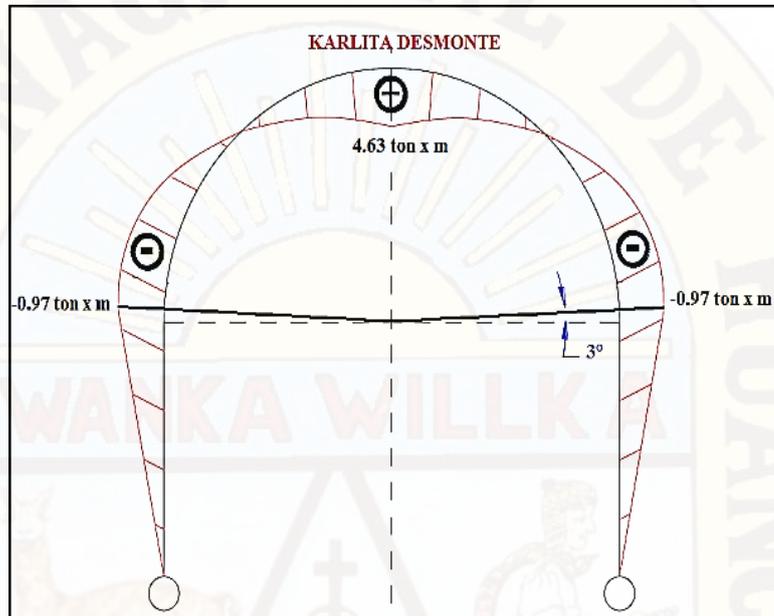
$$N_1 = -q_t r$$

$$N_1 = 7.14 \times 1.5$$

$$N_1 = -10.71 \text{ ton}$$

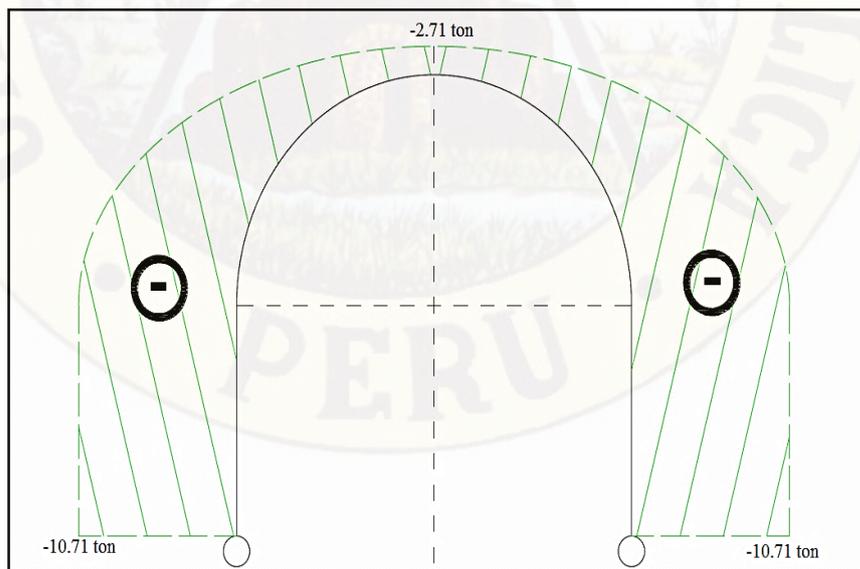
Diseñando de acuerdo a los momentos y cargas normales

Figura N°. 18 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.



Fuente: Grafica de Momentos.

Figura N°. 19 - Modelo estático de un arco de acero rígido idealizado.



Fuente: Grafica de carga normal.

Tabla 16 - Metodología de selección de cimbras rígidas, Karlita zona de desmonte.

DISEÑO DE ARCOS RIGIDOS METALICOS SEGÚN CEMAL BIRON PARA EL CUERPO KARLITA ZONA DESMONTE		
TIPO DE ARCO METALICO		
PERFIL ARCO METALICO 4H13		
Peso	19.35	Kg/m
Area de seccion	0.0243	F(m2)
Modulo de seccion	0.0000882	W(m3)
Tipo de roca (alfa)	0.62	
Peso especifico del terreno	2.56	ton/m3
RMR	ROCA	ALFA
>40	Buena	0.25
30-40	Regular	0.5
<20	Muy mala	1.5
DIMENSIONES DE LA SECCION DEL ARCO		
Esfuerzo admisible del acero(Sadm)	25493	ton/m2
Distancia de posteo(a)	1.5	m
Anchura efectiva(A)	3	m
Altura efectiva(H)	3.15	m
DETERMINACION DE LAS CARGAS DE TERRENO SOBRE EL SOSTENIMIENTO		
Carga lineal repartida(qt)	7.1424	ton/m
DIMENSIONES CALCULADAS		
Radio neutro(r)	1.5	m
Hastial(h')	1.5	m
RESULTADOS		
Reaccion horizontal del terreno en el hastial (Ay)	1.48	ton
Reaccion vertical del terreno en el hastial (qtr)	-10.7136	ton
Angulo donde ocurre el momento maximo	8	grados
Momento maximo (Mmax)	-2.38	ton*m
Carga total sobre el arco (q)	21.4272	ton
Esfuerzo maximo sobre el perfil metalico (S)	27438.79	ton/m2
Factor de seguridad	0.93	

Fuente: Elaboración Propia

CALCULO DE MODELAMIENTO DE CIMBRAS POR EL AREA DE PRODUCTIVIDAD EN LA MINA CACHI CACHI

- **Descripción:** las cimbras están fallando debido a la carga lateral. La mayor deformación se presenta a 1.5 m del piso. Se calculará cuál es la máxima carga que puede soportar la cimbra con el perfil H6"x20 lbs.
- **Material:** el material de la cimbra es acero ASTM A-36, con las siguientes propiedades:

Módulo de Young:

$$G=2'000,000 \text{ kg/cm}^2$$

Máximo esfuerzo de fluencia:

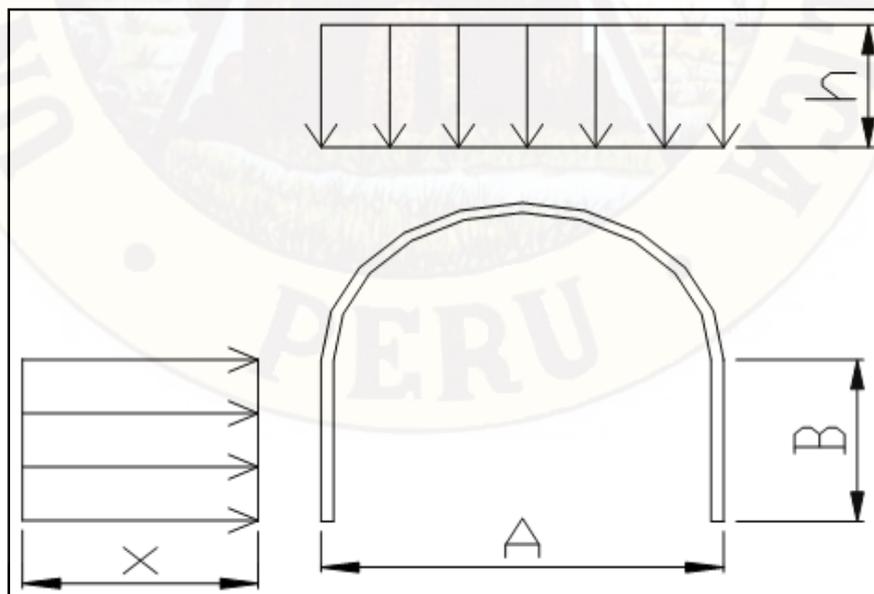
$$F=2750 \text{ kg/cm}^2$$

Observación: El máximo esfuerzo de fluencia ha sido tomado como el mínimo valor de los ensayos hechos por la empresa **Huta Katowice**.

Densidad del mineral = 3560 kg/m³

Modelamiento de la Cimbra La estructura se ha modelado con elementos tipo viga y se han colocado las siguientes cargas.

Figura N°. 20 - Modelamiento de la cimbra colocando las cargas.



Fuente: Elaboración Propia.

Cargas distribuidas en la cimbra

- El espaciamiento entre cimbras (d) = 1.00 m
- Ancho de la cimbra (A) = 3.0 m
- Altura de la carga vertical (h) = 7 m
- Altura de la pata (B) = 1.5 m
- Altura de la carga horizontal (x) = 1/3h

Peso total vertical

$$P_{to} = \rho A \cdot h \cdot d$$

$$P_{to} = 3560 \times 3.0 \times 7 \times 1$$

$$P_{to} = 74760 \text{ Kg}$$

$$P_{to} = 74.76 \text{ ton}$$

Carga vertical distribuida

$$F_v = P_{tot}/A$$

$$F_v = 74760 \text{ kg} / 3 \text{ m}$$

$$F_v = 24920 \text{ kg/m}$$

$$F_v = 24.92 \text{ ton/m}$$

Carga horizontal distribuida

$$F_w = P_{tot}/3 \cdot B$$

$$F_w = 74760 / (3 \times 1.5)$$

$$F_w = 16613 \text{ kg/m}$$

$$F_w = 16.61 \text{ ton/m}$$

2.3 HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

2.3.1 Hipótesis General

La implementación del invert mediante un análisis de convergencias influye significativamente en el incremento del rendimiento de la cimbra, de los tajos Karlita y Angelita, en el método de explotación Sub Level Caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi - 2015.

2.3.2 Hipótesis Específicas

También es posible que:

- Los esfuerzos influyen y tienen relevancia en el sostenimiento con cimbras de los tajos Karlita y Angelita, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. – U.P. cachi cachi-2015
- El costo de producción implementando el invert mediante un análisis de convergencias no se ve afectado de manera significativa para incrementar el rendimiento de las cimbras de los tajos Karlita y Angelita, en el método de explotación Sub Level Caving En Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi - 2015.

2.4 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

- **Mineral.** Es todo compuesto químico inorgánico que tiene propiedades particulares en cuyo origen no han intervenido los seres orgánicos, y se encuentran en lo interior o en la superficie de la tierra, tales como metales, piedras, etc. **Minerales:** Cuerpos homogéneos de origen natural que componen la corteza terrestre sean fruto de combinaciones químicas o elementos.
- **Optimizar.** Optimizar es lograr que algo llegue a un punto óptimo optimizar los resultados. Planificar una actividad para obtener los mejores resultados.
- **Costos.** El Costo es el gasto económico que representa la fabricación de un producto o la prestación de un servicio. Dicho en otras palabras, el costo es el esfuerzo económico (el pago de salarios, la compra de materiales, la fabricación de un producto, la obtención de fondos para la financiación, la administración de la empresa, etc.) que se debe realizar para lograr un objetivo operativo. Cuando no se alcanza el objetivo deseado, se dice que una empresa tiene pérdidas.
- **Geomecánica.** es la disciplina que estudia las características mecánicas de los materiales geológicos que conforman las rocas de formación. Esta disciplina está basada en los conceptos y teorías de mecánica de rocas y mecánica de suelos, que relacionan el comportamiento de la formación bajo los cambios de esfuerzo producto de las operaciones petroleras de perforación y producción de pozos.

Aunque las bases de la geomecánica fueron realizadas a principios de siglo, las aplicaciones petroleras empiezan a tener mayor divulgación al comienzo de la década de los 70, y por lo tanto esta es una disciplina novedosa para la ingeniería de petróleo. La geomecánica utiliza resultados experimentales de campo y laboratorio conjuntamente con soluciones analíticas para resolver problemas particulares. Suelos y rocas Los materiales geológicos pueden ser divididos en rocas y suelos; sin embargo, la diferencia entre ellos a veces no es muy clara, a pesar que el método de análisis de cada uno, es generalmente bastante distinto.

- **Las rocas.** Son materiales geológicos con fuerzas moleculares entre sí, que le confieren a los granos minerales una resistencia interna considerable. La diferencia entre ellos está relacionada con la resistencia intrínseca del material, por lo que resulta difícil diferenciar entre una roca blanda y un suelo duro. En el sector petrolero es usual trabajar con rocas, por lo que a los suelos se les conoce como rocas no consolidadas.
- **Perfil del acero.** Forma o figura del corte en sección transversal de una viga de acero. Entre las usadas en la mina Rosaura tenemos el perfil "H" y omega.
- **Marchavantes.** Pueden ser tablas o rieles de 3 metros de longitud, con un extremo en punta, que sirve para controlar los derrumbes del techo de una labor en avance, se usa antes de colocar el sostenimiento.
- **Invert.** Solera invertida que sirve para aumentar la resistencia de las cimbras frente a las presiones laterales.
- **Cáncamos.** Estacas de fierro, acero o madera, dentro de un taladro de 2 pies que se anclan con la finalidad de servir de punto de anclaje, apoyo o sujeción.
- **Encostillado de madera.** Entablado de la parte lateral de una cimbra con la finalidad de controlar el desplome de la roca de las paredes de una labor
- **Tirantes o distanciadores.** Fierro corrugados de diámetro $\frac{3}{4}$ ", de 1m de longitud que sirve para distanciar de manera homogénea y unir una a una las cimbras adyacentes.
- **Topeado de cimbras.** Es el relleno del espacio entre el entablado de las cimbras y las paredes de la excavación. De tal manera que quede lleno y apretado.

- **Convergencia:** Tendencia de una excavación a cerrarse por efecto de las presiones circundante a la labor.

2.5 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

2.5.1 Variable independiente

Implementación del invert mediante un análisis de convergencia.

2.5.2 Variable dependiente

Incrementar el rendimiento de las cimbras de los tajos Karlita y Angelita.

2.6 DEFINICIÓN OPERATIVA DE VARIABLES E INDICADORES

VARIABLES	TIPO DE VARIABLE	INDICADORES
Implementación del invert mediante un análisis de convergencias.	Variable Independiente	- Condición geomecánica - Factores influyentes - Condición hidrológica - Tipo de cimbra.
Incrementar el rendimiento de las cimbras de los tajos Karlita y Angelita.	Variable Dependiente	- Velocidad de deformación. - Tiempo de vida de las cimbras.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 ÁMBITO DE ESTUDIO

3.1.1 Geografía

- Ubicación y Acceso

La Unidad de Produccion Cachi Cachi esta ubicado en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes del Centro del Perú, a 12 Km al Oeste de la divisoria Continental y a los 60 Km al Sur de la Estación de Pachacayo del FF.CC, en las nacientes de uno de los efluentes del rio Cañete, el que desemboca en el Océano Pacifico.

La altitud de la mina está a 4200 m.s.n.m en un valle en "U" de origen glacial. Políticamente pertenecen a los Distritos de Alis y Laraos, Provincia de Yauyos, departamento de Lima.

El acceso a Yauricocha es por tres rutas las cuales son rutas asfaltadas y afirmadas.

Ruta 1: Tiempo promedio: 6 Horas

- Lima-Cañete : 150 Km
- Cañete-Yauricocha : 225 Km

Ruta 2: Tiempo promedio: 7 Horas

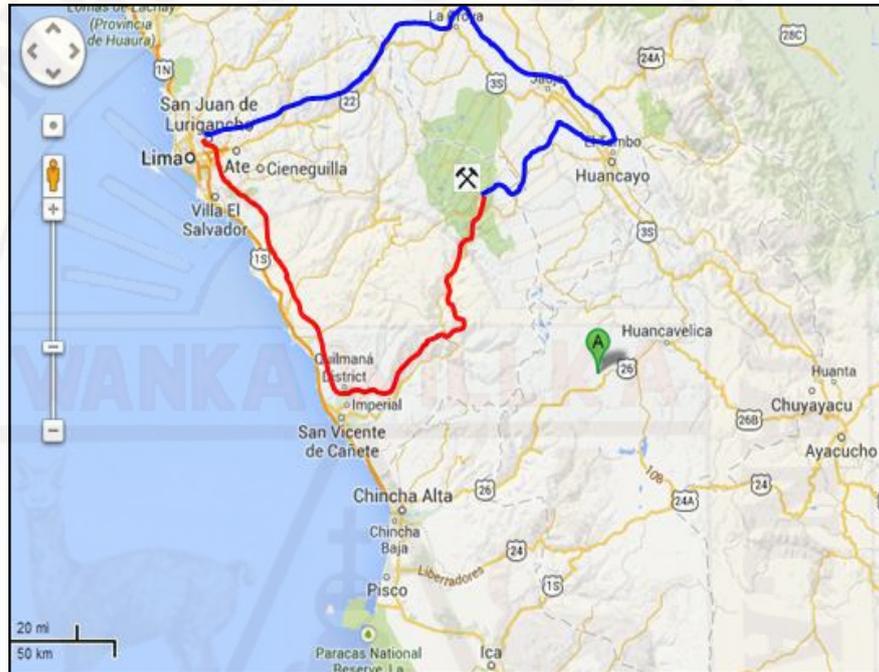
- Lima-La Oroya : 174 Km
- La Oroya -Huancayo : 124 Km
- Huancayo-Yauricocha : 103 Km

Ruta 3:

- Lima-Jauja (Avión) : 180 Km

- Jauja-Huancayo : 48 Km
- Huancayo-Yauricocha : 103 Km

Figura N°. 21 - Ubicación de la mina yauricocha.



Fuente: Google Maps

Esta zona está marcada con intensos oleajes de fríos, vientos muy fuertes y variaciones en la temperatura de día y noche (bajo cero hasta 8° C o 9° C), estos factores son importantes para la adaptación del biota, destacando mayormente por las gramíneas “ichus” formando extensos pajonales en la puna, acompañado de poblaciones de camélidos, ovinos, bovinos entre otros y una diversidad de fauna silvestre.

La diversidad de ecosistemas de las concesiones pertenecientes a la mina, atraviesan por la época seca (Junio – Septiembre), en donde la fluctuación de temperatura está entre 6°C o 8°C. Es común encontrar una diversidad de hábitats, en la época seca (estiaje) adquieren un color amarillento, propios de los procesos de henificación (Mayo- Noviembre). Cabe destacar que la mayor producción de la biomasa verde se puede observar en épocas de lluvia (Diciembre a Abril).

Figura N°. 22 - Vista general de la mina yauricocha.



Fuente: Google Maps.

3.1.2 Recursos

- Recursos naturales

Está constituida en su mayoría por pajonales de ichu o césped de puna con plantas arrochetadas y almohadilladas. En los lugares pedregosos y peñascosos aparecen los líquenes y musgos como *Rhizoparum* sp, las gramíneas "ichu" (*Festuca* sp.), (*Calamagrostis* spp.) y arbustos espinosos como la "huamanpinta" (*Chuquiragua* sp) y (*Baccharis* sp).

Los hábitats identificados en el área de influencia son: Bofedales, Césped de puna, pajonal de puna, ladera con vegetación mixta o ladera rocosa y quebradas.

- Recursos humanos

La mano de obra en su mayoría proviene de la zona central como es Huancayo y Huancavelica, en un mínimo porcentaje personas del norte como Trujillo, Cajamarca, Chiclayo.

3.1.3 Breve reseña histórica de la mina

Sociedad Minera Corona en sus inicios del presente siglo, perteneció a la familia Valladares dueña de la mina, trabajó óxidos de cobre. Posteriormente, la mina fue vendida a F. Klepetko, quien en asociación con Miculicoch, Calle y Larke, comenzó a trabajar enviando el mineral a lomo de llama para luego enviarlo en ferrocarril hacia la costa. En el año 1927, los denuncios de estos señores fueron comprados por Cerro de Pasco Copper Corporation.

En mayo de 1948, Cerro de Pasco Copper Corporation puso en producción la mina después de haber desarrollado sus diferentes niveles y terminado la construcción del pique central hasta el nivel 575, el cable carril de Yauricocha-Chaucha (16 km) y el ferrocarril de Pachacayo-Chaucha (81 km). En enero de 1972, tras muchos años de operación, la mina pasó a ser propiedad de Centromin Perú S. A. hasta julio de 1997.

A fines de 1997, la compañía San Ignacio de Morococha S. A. (SIMSA), a través del proceso de privatización del Estado, ganó el derecho a la opción de compra de los activos de la mina Yauricocha. Se efectuaron trabajos de exploración, cubicando gran cantidad de reservas debajo del nivel 720 en los cuerpos Cuye y Catas, que en algún momento fueron explotados por Centromin con el método undercut and fill y posteriormente sublevel caving, "hundimiento por subniveles".

En marzo del año 2002, Sociedad Minera Corona S. A. compra los derechos de la mina Yauricocha al resolver el contrato de opción de compra que tenía SIMSA con el Estado.

En julio del año 2004, la empresa Sociedad Minera Corona S. A. considera necesario mejorar la productividad, eficiencia y recuperación de mineral, y bajar los costos para hacer posible el minado de los cuerpos Cuye, catas. A partir de ahí se mecanizó el minado de los cuerpos mencionados.

En mayo del 2011 la Compañía Minera Canadiense Sierra Metals adquiere el 82% del total del patrimonio de Sociedad Minera Corona.

En Marzo del 2015 Sierra Metals adquiere el 100% del total del patrimonio de Sociedad Minera Corona S.A.

3.1.4 Geología local

Geológicamente esta mina se encuentra emplazada en volcánico terciario constituido por lavas, aglomerado y brechas volcánicos andesíticos, abarcando parte de los cuadrángulos de Lima, yauyos, y laraos.

- Litología

La mineralización es de emplazamiento metazomático cuyos cuerpos mineralizados son de forma irregular, los principales cuerpos: contacto occidental, Antacaca y rosaura, tienen longitudes entre 100 metros a 200 metros y potencia entre 15 a 25 m, estos cuerpos están controlados por la falla Yauricocha.

Así mismo en Cachi Cachi tenemos los cuerpos Karlita y Angelita donde se realizaron los estudios de investigación, que cuenta entre 40 m. y 50 m. de potencia con una longitud de 30 m. y una profundidad estimada de 100 m.

La mineralización de estos cuerpos están constituidos principalmente por pirita, enargita, calcopirita en el núcleo central y esfalerita, galena en los bordes.

También se presentan cuerpos pequeños con mineralización masiva de esfalerita y galena. Así también existen cuerpos de óxidos de alta ley en plata y plomo.

Las lavas andesíticas afloran predominantemente entre las cotas 4400 y 4600 sobreyaciendo a las brechas volcánicas; son de color gris a verdoso cuando están frescas y blanquecinas cuando están alterados. En estas rocas las estructuras presentan un afloramiento definido y alteración.

- Rocas metamórficas y sedimentarias

El Grupo Excélsior (H.W. Kobe-04-1982) Está conformado por filitas y cuarcitas de edad Devónico Inferior; están cubiertas en discordancia angular por las rocas del grupo Ambo y Mitu. Aflora en tinco y san valentin.

En el Grupo Ambo Están representados por un paquete de sedimentos que se sobreyacen en discordancia angular a las rocas del Grupo Excélsior. Esta serie de rocas está conformada por:

Conglomerados de color gris claro con cantos de filitas y cuarcitas en la base de la sección.

Calizas en pequeños paquetes de arrecifes coralinos, areniscas calcáreas y areniscas en la parte media de la sección.

Areniscas con resto de plantas y branquiópodos en el tope de la sección.

En el Grupo Mitu Son areniscas, lutitas y aglomerados de color rojizo violáceo de edad Pérmico Superior (Newell, 1953), están cubiertas por las rocas del Grupo Pucará. Afloran en las inmediaciones de la quebrada de Tinco y la mina San Valentin.

El Grupo Goyllarisquizga Está conformado por cuarcitas y lutitas marrón rojizo del Cretáceo Inferior: Aptiano (Wilson, 1963); subyacen a las calizas de la formación Chúlec. Aflora en las inmediaciones de la raos.

- Rocas ígneas

- Rocas Volcánicas de Tinco

Son una secuencia de rocas volcánicas y sedimentos (Basaltos, margas, calizas, tufo riolítico, travertinos, conglomerados, intercalados con lutitas rojas y calizas blanquecinas). Estas rocas están plegadas y reposan en marcada discordancia angular sobre las rocas del Mesozoico y cubiertas por rocas del Centro Volcánico Yauricocha.

- Rocas Del Centro Volcánico Yauricocha

Son rocas piroclásticas, domos lávicos, flujos de lava y diques que sobreyacen o cortan a las unidades anteriormente descritas.

El vulcanismo en Yauricocha ocurrió en dos etapas principales:

- Etapa Piroclástica

Durante esta etapa se depositaron tufos brechas y tufos con estructura surgente ("Base-Surge Structure"), corresponde en gran parte a los Volcánicos roncha. (Arenas 1966). Se les diferencia de otras unidades porque contiene fragmentos de filitas y areniscas de las formaciones sedimentarias más antiguas, Son de composición riodacítica con biotita, fragmentos de lava riodacítica con hornblenda, esto sugiere que la primera actividad volcánica fue de domos riodacíticos con hornblenda, ahora desaparecidos por erosión. estas rocas piroclásticas fueron erupcionadas por más de una ventana volcánica distribuidas tal vez en un diámetro de 2 km. cuyo mayor núcleo estaría ubicado un poco al Este del Campamento de Julcani. Una edad radiométrica por el método K-ar da 10.5 millones de años antigüedad (Noble, 1972).

- Etapa Dómica

Los domos protrusivos riodacíticos con hornblenda y biotita, flujos de lava y flujos de autobrecha y brecha asociadas fueron emplazadas durante esta etapa. Aunque los domos son contemporáneos, algunos se superponen y su emplazamiento ha formado milonitas y cataclasitas. Las intrusiones de los domos y flujos de lava fueron acompañados por la formación de brechas volcánicas.

- Autoclásticas: Fragmentación parcial de lavas solidificadas por flujos de lavas o domo (autobrecha).
- Alloclásticas: Formados por inyecciones magmáticas, explosión o concentración de gases como los diques de tufisita.

- Piroclástica: Rocas producidas por erupciones volcánicas y depositadas como nubes ardientes y como depósitos surgentes y/o tufos subacuados.
- Tectónica y geología estructural

Las rocas Paleozoicas de Yauricocha han sufrido fuertes efectos de deformación originados por una o más fases de la orogenia Hercínica. Adicionalmente estas rocas y las Mesozoicas que rodean y son sustrato de las rocas del Centro Volcánico de Yauricocha, forman un anticlinal asimétrico con un eje NE a SW. El mencionado anticlinal está roto en sus dos flancos por fallas longitudinales paralelas a su eje, en su flanco oriental roto por las fallas Tinco y San valentin que ponen en contacto las rocas de los grupos Mitu con Excelsior y Mitu con Pucará. En su flanco occidental está roto por la falla Nor Yauyos que ponen en contacto las rocas de los Grupos Ambo con Excelsior. Este plegamiento y fallamiento es de edad Eoceno Superior - Oligoceno Inferior y corresponde a la primera fase de la orogenia Andina. El fallamiento es normal y tiende a ser vertical y con un desplazamiento superior a los 500 metros.

Luego un fallamiento transversal de rumbo NW-SE representado por las fallas Laraos y Tinco desplaza el anticlinal de Yauricocha y las fallas de rumbo NE-SW, Esta actividad tectónica, activa durante el Oligoceno Medio a Superior, muy bien puede corresponder a la segunda fase de la orogenia Andina, la misma que fue seguida por una actividad ígnea; en Yauricocha representada por los volcánicos Tinco del Mioceno Medio.

Después de un periodo de erosión durante el Mioceno Medio a Superior sobrevino otra actividad ígnea que dio origen al emplazamiento del Centro Volcánico de Yauricocha. que se vio favorecido por la intersección de las fallas Laraos y Tinco con el eje del anticlinal y sus intersecciones con las fallas Laraos, Yauyos, San valentin, Tinco marco estructural que originó

ventanas volcánicas por donde se emplazaron y emanaron las rocas del Centro Volcánico de Yauricocha durante el Mioceno Superior.

A continuación un nuevo periodo de deformación, tercera fase de la orogenia Andina, fortalecida por los movimientos de ascensión y posterior asentamiento del magma subyacente reactivó las fallas Laraos y Tinco y las otras fallas como San valentin que con complicados procesos de contracciones por enfriamiento forman fracturamientos complejos, que permitieron el ascenso de las soluciones mineralizantes, principalmente las fracturas del sistema NW-SE paralelo a las fallas Laraos y Tinco y en forma secundaria las fracturas de rumbo NE-SW.

- Evolución del centro volcánico

El centro volcánico de Yauricocha evolucionó a partir de diferentes ventanas volcánicas de unas con mayor o menor intensidad que otras alineadas de acuerdo al marco estructural preexistente. Este Centro Volcánico en su primera etapa, la explosiva originó tufos-brecha, luego depósitos surgentes e intercalados con otros paquetes de tufos-brecha de menor abundancia y tamaño de fragmentos que los primeros.

Luego se desplazaron los domos exógenos y endógenos algunos con la siguiente formación de flujos de lava y auto brechas. Los movimientos ascendentes del magma originaron o activaron esquemas de fracturas paralelas a las fallas Laraos, Yauyos y San valentin, Tinco y que con fracturas conjugadas originados por procesos de enfriamiento de las rocas volcánicas produjeron fracturamientos complicados, algunos de los cuales permitieron el ascenso de fluidos que ocasionaron una primera alteración hidrotermal y la inyección de los diques de tufisita, seguidos por otros periodos de alteración hidrotermal y deposición de la mineralización.

La evolución del Centro Volcánico de Yauricocha desde los primeros domos riodacíticos hasta el emplazamiento del dique Bulolo en base a edad radio métricas tomó menos de un millón de años.

3.1.5 Fisiografía

Fisiográficamente la U.P. Yauricocha – Cachi Cachi se caracteriza por estar ubicado en el flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los Andes, formando parte de la cabecera de cuenca del río Cañete, por ser la naciente de la quebrada Chumpe, tributarios del río Cañete.

Debido al marcado intemperismo de las formaciones geológicas piritosas en la zona se ha desarrollado principalmente una geomorfología de origen glaciar, con valles en "U" que se suceden en forma descendente formando terrazas cortas en las cuales se ubican lagunas dispuestas en formas escalonadas.

El área se encuentra limitada por cerros cuyas cumbres muestran un rápido descenso de nivel debido a sus laderas empinadas. La cuenca de Yauricocha está alojada en depresiones onduladas mayormente con superficies rocosas, rodeada de cumbres que en promedio bordean 4 850 msnm, siendo una de las cumbres más altas el cerro Astamarca con 5 019.79 m.s.n.m.

3.1.6 Mineralización

Yauricocha es un depósito epigenico del tipo relleno de fracturas y con mineralización de Ag- Pb, Pb-Cu y algunas vetas como Katty y Sur medio contiene Zn, en la zona de Cachi Cachi también tenemos minerales como Ag, Pb, y Zn respectivamente el cual en los últimos años ha aportado una cantidad significativa con promedios de 138 g/tn Ag, 3.32% Pb y 6.95% Zn entre los años 1996 y Julio del 2015.

Cachi Cachi ha sido parcialmente minada hacia abajo al nivel 820, pero las perforaciones muestran que la mayor mineralización continúa 100 m. en profundidad debajo del nivel 920 en los cuerpos Karlita y Angelita.

La mineralización es de reemplazamiento metazomático cuyos cuerpos mineralizados son de forma irregular, los principales cuerpos: Karlita y Angelita, tienen longitudes entre 200 metros a 100 metros y potencia entre 15 a 25 m, estos cuerpos están controlados por la falla Yauricocha.

La mineralización de estos cuerpos están constituidos principalmente por pirita, enargita, calcopirita en el núcleo central y esfalerita, galena en los bordes.

Tabla 17 - Resultado de las perforaciones diamantina Mina Cachi Cachi 2015.

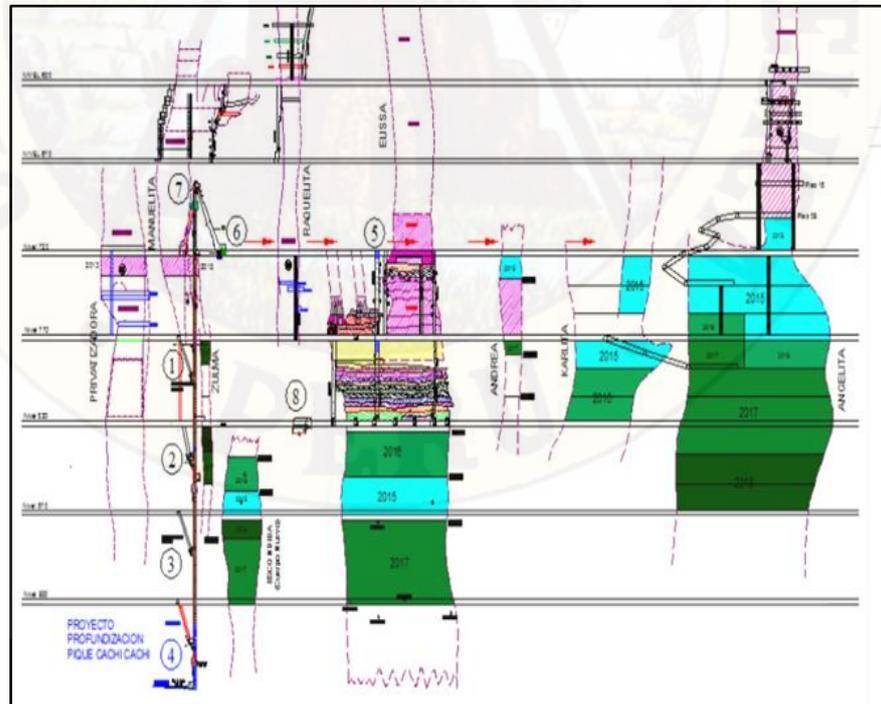
RESULTADOS DE LAS PERFORACIONES DE LA MINA CACHI CACHI, YAURICOCHA, PERU									
Perforacion #	De-A (m)	Largo Base (m)	Est. Ancho real (m)	g/tn Ag	% Pb	% Cu	% Zn	g/tn Au	Cuerpo
12-13-01	71.4-77.8	6.4	3.5	174	3.32	0.28	12.91	0.36	Elissa
12-13-02	64.6-75.5	10.9	6.5	39	2.06	0.04	6.08	0.36	Angelita
12-13-04	109.7-125.4	15.7	5.6	199	6.44	0.09	19.93	1.46	Karlita
12-13-05	106.0-112.3	6.3	3	33	0.03	1.35	4.6	0.8	Elissa oeste
12-13-06	132.5-135.4	2.9	2.1	275	3.22	0.35	23.09	0.98	Escondida
12-13-07	107.4-109.4	2	1.2	36	0.04	0.12	4.42	0.4	Elissa oeste
12-13-08	130.3-137.4	2	1.2	36	0.04	0.12	4.42	0.4	Elissa oeste

Fuente: Departamento de Geología.

3.1.7 Características del área de trabajo

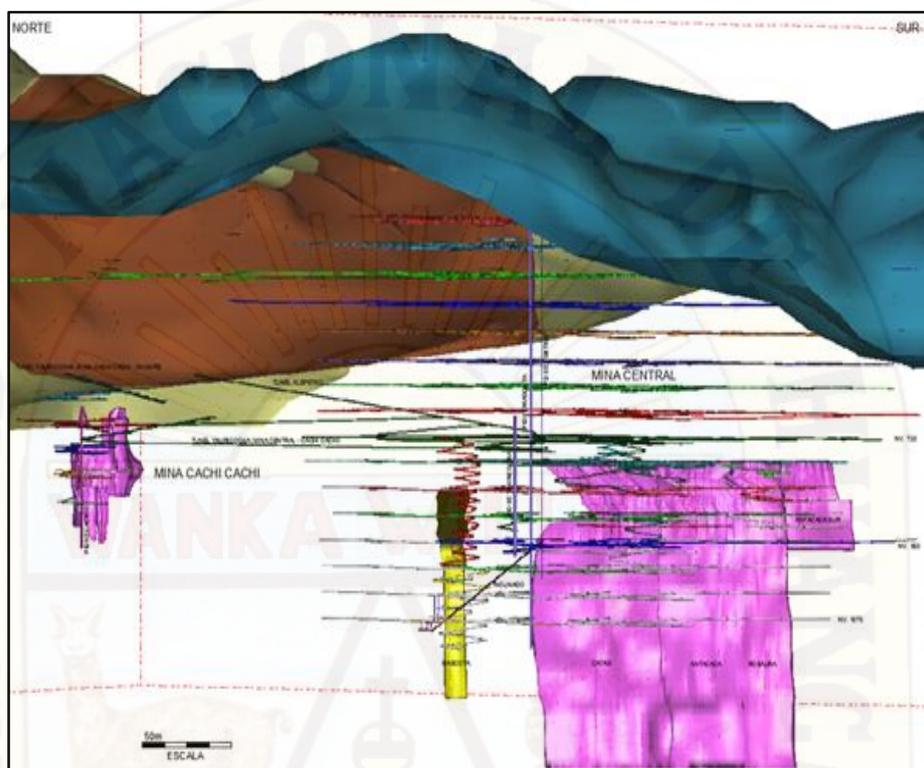
Para la investigación de la presente tesis se eligieron 2 labores de la Mina Cachi Cachi con el método de explotación Sub Level Caving, Angelita Tajo 2852 y Karlita Tajo 8535 estas labores son las labores de mayor esfuerzo y deformación de los elementos de sostenimiento como son las cimbras.

Figura N°. 23 - Corte longitudinal del área a investigar, mina cachi cachi.



Fuente: Planeamiento Y Productividad SMCSA.

Figura N°. 24 - Vista Isométrica De La Mineralización En Mina Cachi Cachi



Fuente: Planeamiento Y Productividad SMCSA.

Monitoreo de caudal de agua en mina cachi cachi: A lo largo del tiempo se ha monitoreado el caudal de agua que hay en cada uno de los tajos presentes en mina Cachi Cachi, el cual se sacó un promedio y se estableció un parámetro para cada uno de los cuerpos mineralizados.

Tabla 18 - Parámetro de caudal de agua presente en Mina Cachi Cachi mediante un monitoreo detallado.

MONITOREO DE CAUDAL DE AGUA EN MINA CACHI CACHI		
CAUDAL Q (l/s)	DESCRIPCION	CUERPO
0 - 0.25	Seco	Karlita
0.25 - 0.5	Humedo	Karlita; Angelita
0.5 - 1.0	Goteo	Angelita
1.0 - 2.0	Flujo ligero	Angelita

Fuente: Elaboración Propia.

3.1.7.1 ANGELITA - TAJO 2852

El tajo Angelita se encuentra entre los niveles 720 y nivel 770 en la zona III de la mina Cachi Cachi, el trabajo de tesis se hizo en el piso 16 donde es la zona de explotación del tajo.

El cuerpo Angelita tiene por naturaleza mayor presencia de agua el caudal estimado y promedio es de 0.90 litros/seg ($Q=0.90$ l/s), ante este factor influyente las cimbras tienden al pandeo en poco tiempo después de haber sido colocadas.

La zonificación de la mina Cachi Cachi en el método de explotación Sub Level Caving es de GSI = MF/P y un RMR en su mayoría < 35 , el estudio de tesis insitu se hace en la ventana 5 (S/N 6349 SE) y en la ventana 7 (S/N 8040 SE), estas ventanas se están preparando para ser explotados donde el total de cimbras a entrar en cada una de las ventanas es de 20 cimbras, pero en el cuerpo mineralizado de la ventana 5 se está colocando 11 cimbras H6 (3.0 x 3.15), y en la ventana 7 se está colocando 9 cimbras de H6 de 3.00 x 3.15, las demás cimbras también son de la misma medida pero son del tipo H4 (3.0 x 3.15).

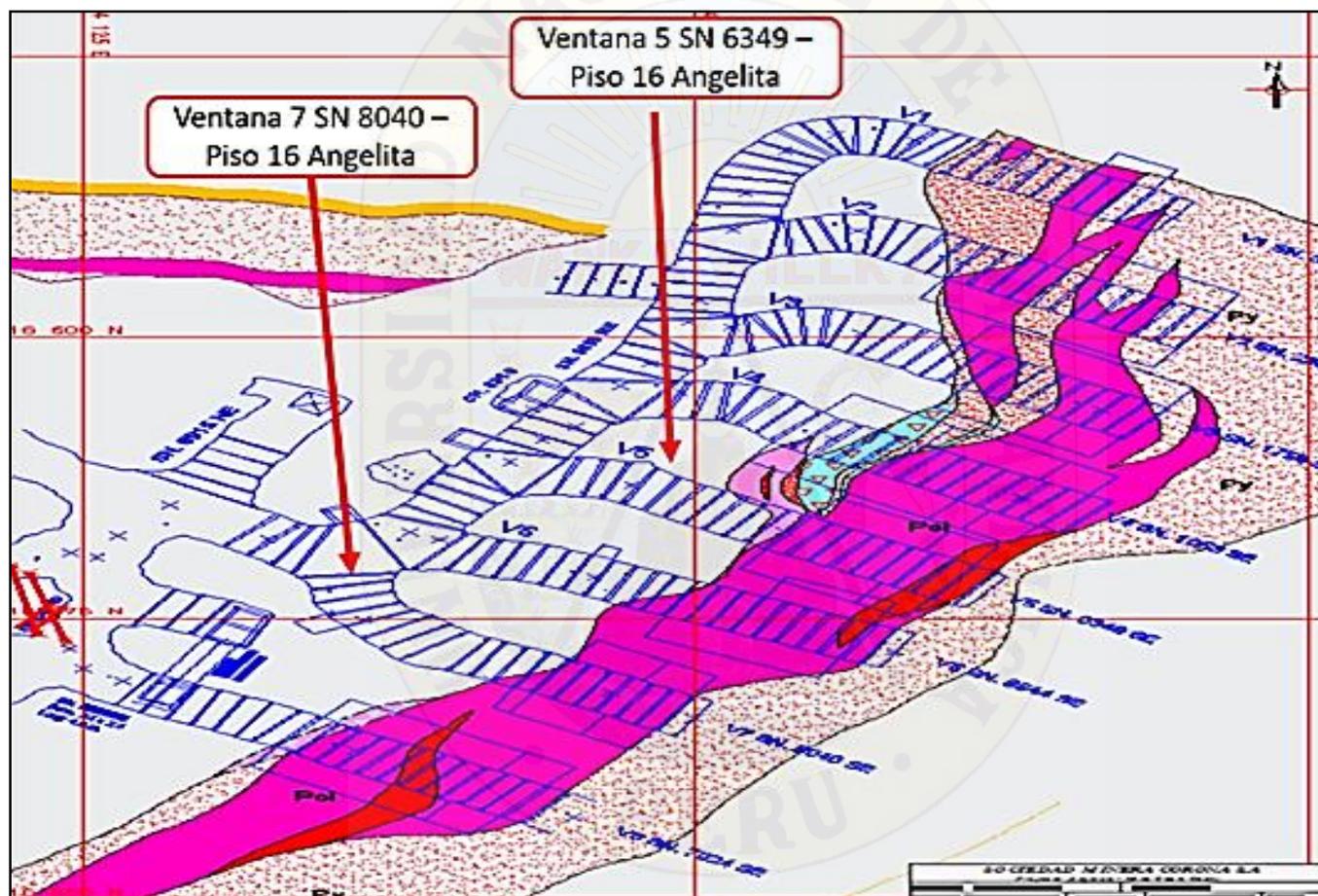
La presión en esta ventana es excesiva y más aún en la zona mineralizada acelerando la vida útil de la cimbra.

Figura N°. 25 - Tajo Angelita.



Fuente: Tomado en Campo

Figura N°. 26 - Área de trabajo en el tajo Angelita.



Fuente: Planeamiento Y Productividad SMCSA.

3.1.7.2 KARLITA - TAJO 8535

El cuerpo Karlita se encuentra ubicada entre los niveles 770 y 820 del piso 16, los factores influyentes que tiene este tajo es de seco a humedo, esto hace que la madera tenga un desgaste rápido y la presión inducida perjudique por completo a la cimbra instalada.

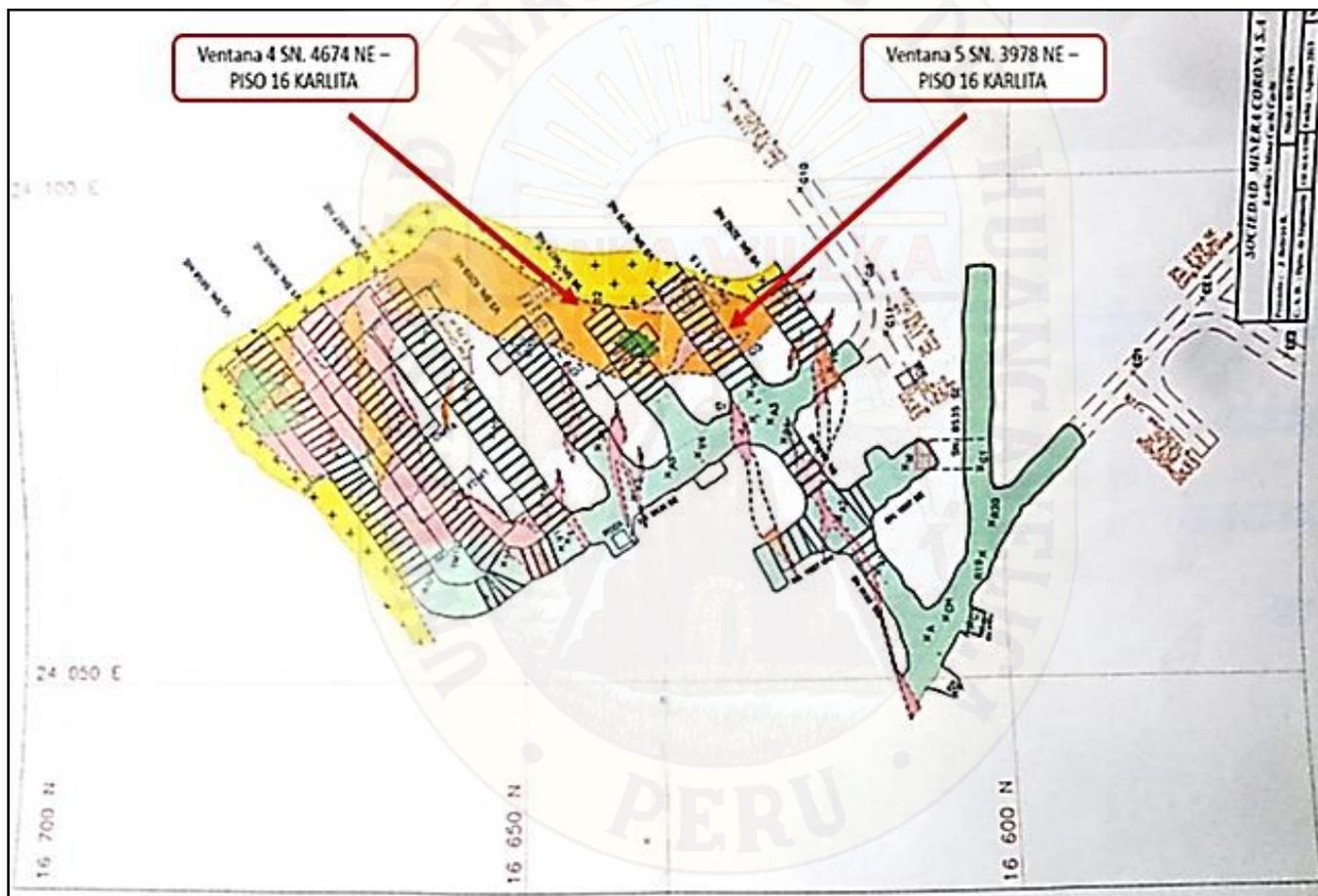
En esta ocasión la prueba se hace en las ventanas 4 y 5 Al igual que en el tajo angelita el procedimiento o secuencia de minado es igual poniendo en roca estéril las cimbras H4 y en zona mineralizada las cimbras H6 de 3.00 x 3.15 m.

Figura N°. 27 – Tajo Karlita.



Fuente: Tomado en Campo.

Figura N°. 28 - Área de trabajo en el tajo Karlita.



Fuente: Planeamiento Y Productividad SMCSA.

3.2 TIPO DE INVESTIGACIÓN

BÁSICA – APLICADA: empleada por Dulio Oseda (2008:117), “el tipo de estudio de la presente investigación es aplicada porque persigue fines de aplicación directos e inmediatos. Busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer para hacer y para actuar.

Es básica porque contribuye a la ampliación del conocimiento científico, creando nuevas teorías o modificando las ya existentes.

3.3 NIVEL DE INVESTIGACIÓN

EXPLICATIVA: Según Restituyó Sierra Bravo (2002) “las investigaciones explicativas buscan especificar las propiedades importantes de los hechos y fenómenos que son sometidos a una experimentación de laboratorio o de campo”. La investigación que se realiza es de Causa-Efecto, donde la causa es la Implementación del invert mediante un análisis de convergencias y el Efecto es el Incremento del rendimiento del acero (cimbra).

3.4 MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

DESCRIPTIVO: Es un método que se basa en la observación, por lo que son de gran importancia los cuatro factores psicológicos: atención, sensación, percepción y reflexión. El problema principal de dicho método reside en el control de las amenazas que contaminan la validez interna y externa de la investigación.

EXPERIMENTAL: Se fundamenta en el Método Científico y utiliza como procesos lógicos la inducción y la deducción. Consiste en realizar actividades con la finalidad de comprobar, demostrar o reproducir ciertos fenómenos hechos o principios en forma natural o artificial, de tal forma que permita establecer experiencias para formular hipótesis que permitan a través del proceso científico conducir a generalizaciones científicas, que puedan verificarse en hechos concretos en la vida diaria.

3.5 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

Pre Experimental: Esta estrategia de Hernández (2006:168) tiene como esquema:

Esquema:

$$G.E. = O_1 \rightarrow X \leftarrow O_2$$

Dónde:

G.E. Grupo Experimental.

O₁: medición de prueba previa al experimento donde se aprecia las deformaciones a consecuencia de la presión y factores influyentes - Pre test.

O₂: resultado de la medición de convergencias que nos da un incremento en el rendimiento de las cimbras – Post test.

X: implementación del invert mediante un análisis de convergencias – manipulación de la variable independiente.

3.6 POBLACIÓN, MUESTRA

POBLACIÓN: Según Oseda, Dulio (2008) “La población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”.

En este caso la investigación se realizó en la Unidad de Producción Cachi Cachi – Sociedad Minera Corona S.A.

MUESTRA: Según Oseda, Dulio (2008) menciona que “la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta, que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la muestra, generalice sus resultados a la población”.

En este caso el tamaño de la muestra es No Probabilística de tipo Intencionado por ser una investigación experimental, sin recurrir al azar.

Los lugares donde se realizaran el muestreo será la Zona III: Tj. 2852 Angelita y Tj. 8535 Karlita de la Unidad de Producción Cachi Cachi.

3.7 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

En Minera Corona el diseño del sostenimiento es muy importante porque nos permite determinar la carga frente al macizo rocoso que está sometida el elemento de sostenimiento.

Como manifestamos antes el estándar de trabajo para este método de explotación es con cimbras de acero de 3.00 x 3.15 m H6 en zonas mineralizadas y de 3.00 x 3.15 m H4 en zonas rocosa, estéril o desmonte.

Actualmente Minera corona está convencida de que este tipo de sostenimiento es lo más adecuado para la Mina Cachi Cachi por ser el más seguro y más productivo en el área de trabajo.

El monitoreo de las convergencias es fundamental para esta tesis ya que para poder incrementar el rendimiento primero debemos conocer las fortalezas y debilidades del método de explotación.

TÉCNICAS:

Las técnicas usadas en la presente investigación son:

- Observación directa.
- Análisis de documentos e internet.
- Entrevista.
- Medición.
- Estudio técnico de los minerales polimetálicos.

LOS INSTRUMENTOS:

Los instrumentos usados en la presente investigación son:

- Extensiómetro
- Distanciómetro
- Datos de campo (in situ).
- Monografías y trabajos de las minas.
- Publicaciones, Revistas, libros.
- Trabajos inéditos.
- Internet.
- Formato de recojo de datos Excel.

3.8 PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS

El procedimiento usado en la presente investigación es de acuerdo al cronograma establecido por el proyecto de tesis, se resume en los siguientes aspectos.

REGISTRO DE DATOS

Para iniciar con la medición tenemos que enumerar las cimbras instaladas, previo a eso describir de qué tipo de cimbra se está colocando (H6 o H4) para así definir y tener una alternativa de control.

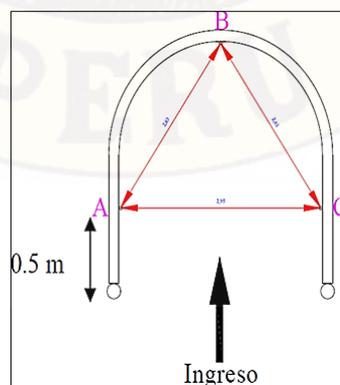
MEDICIÓN DE CONVERGENCIAS

Esta medición se deberá realizar en el lugar insitu donde ocurren las deformaciones.

Sabemos que al realizar una excavación subterránea se rompe el equilibrio de fuerzas dentro del macizo rocoso apareciendo una serie de tensiones radiales en el perímetro de la superficie excavada, donde dichas tensiones tienden a cerrar el vacío o hueco abierto, esta es la tendencia que se le llama Convergencia.

Cuando las cimbras rígidas llegan a un límite de deformación elástica muestran deformaciones laterales y/o verticales, en este método las deformaciones laterales son mucho más comunes en las cimbras, es por eso que en esta presente tesis el monitoreo de convergencias consistirá en la toma de medidas de los laterales AC que es una de las áreas de mayor deformación en el método de explotación Sub Level Caving, esto se puede visualizar en el siguiente gráfico.

Figura N°. 29 – Esquema ilustrativo de medida de convergencias.



Fuente: Lectura de convergencias en túneles, 2014.

Tabla 19 - Formato de medición de convergencias.

MONITOREO DE CONVERGENCIAS DE LAS CIMBRAS - MINA CACHI CACHI ZONA III																			
					MEDICION DE CONVERGENCIAS (cm)														
					fecha			fecha			fecha			fecha			fecha		
CUERPO	VENTANA	TIPO CIMBRA	INSTALACION	DESCRIPCION TIPO	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC
				Humedo															
				Goteo															
				Goteo															
				Goteo															
				Humedo															
				Goteo															
				Goteo															
				Goteo															
				Seco															
				Seco															
				Humedo															
				Seco															
				Seco															
				Humedo															

Fuente: Elaboración Propia.

Con este formato podemos apreciar el nivel de deformación en un lapso de días, las cimbras con ancho critico son cimbras con un ancho menor a 2.5 m que se marcará según se realicen las mediciones, la deformación será la diferencia del ancho inicial y el ancho final donde nos servirá para analizar el rendimiento en velocidad de deformación lateral (VDL) de la cimbra. Así también en las observaciones estaremos especificando si la cimbra es con invert o cimbra refuerzo.

PROCESAMIENTO DE DATOS DE CAMPO

De acuerdo al registro de datos de campo podemos interpretar los resultados, es así que se determinara el origen del problema y se evaluara alternativas de solución, realizando una serie de recomendaciones en base al comportamiento de las cimbras de acuerdo al lugar donde fue instalada.

3.9 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Se utilizará softwares diferentes de minería para realizar cálculos y diseños, asimismo el árbol de causa-efecto:

- Software aplicativos
- Procesadores de datos
- Bases de datos
- Hojas de cálculo
- Estadígrafos de la estadística inferencial como la prueba “t” para contrastar la hipótesis de investigación.
- Graficadores, AutoCAD, Phases 6.0, etc.

CAPITULO IV

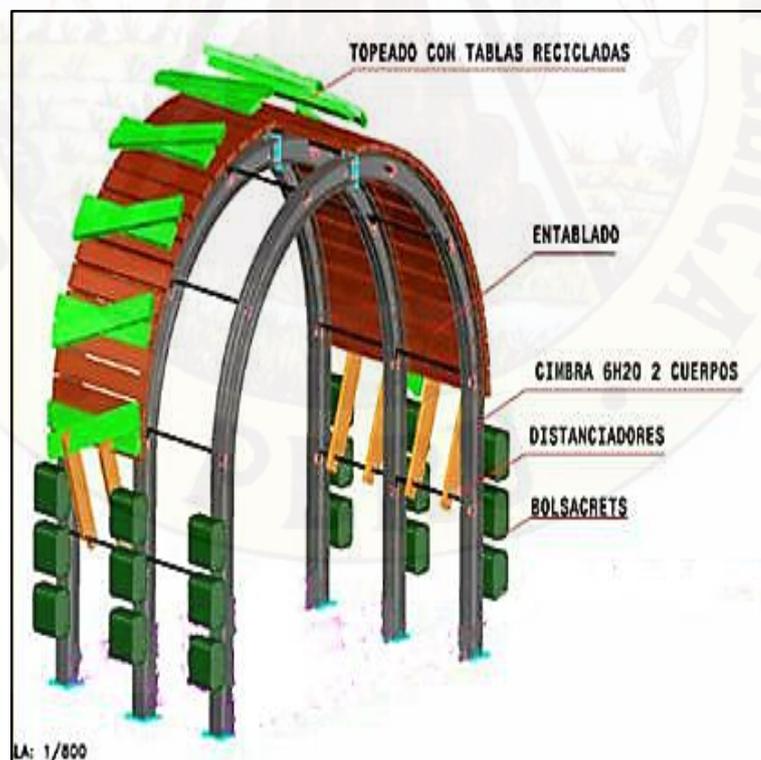
RESULTADOS

4.1 ANÁLISIS DE CONVERGENCIAS EN CIMBRAS SIN INVERT

Iniciamos la investigación con la toma de convergencias de las cimbras que se instalan habitualmente en el método de explotación sub level caving.

El objetivo de las mediciones de convergencia es para determinar y verificar el comportamiento de la roca frente a los esfuerzos variables que están constituidos por esfuerzos de la presión litoestática y sus cambios provocados por las ondas de eventos sísmicos, asimismo existen esfuerzos inducidos por el método de minado de hundimiento por subniveles

Figura N°. 30 - Instalación de cimbras sin invert



Fuente: Departamento de Geomecánica.

Tabla 20 - Monitoreo de convergencias de las cimbras sin invert.

MONITOREO DE CONVERGENCIAS DE LAS CIMBRAS - MINA CACHI CACHI ZONA III																				
SIN INVERT					MEDICION DE CONVERGENCIAS (cm)															
					12/07/2015			21/07/2015			28/07/2015			18/08/2015			04/09/2015			
					AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	
CUERPO	VENTANA	TIPO CIMBRA	INSTALACION	DESCRIPCION Q	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	
Angelita	5	H4	12/07/2015	Humedo	295.5	261.3	262.1	290.5	259.3	259.6	287.0	256.9	255.7	283.5	253.5	253.2	278.2	251.3	249.4	
		H4	15/07/2015	Goteo	303.4	258.4	258.2	300.1	256.4	257.1	296.5	253.4	255.9	293.2	251.5	254.0	287.6	249.4	250.6	
		H4	17/07/2015	Goteo	302.4	262.5	265.2	299.8	259.6	263.5	294.9	257.8	261.0	291.0	254.9	258.6	285.6	252.7	255.8	
		H4	19/07/2015	Goteo	299.6	260.8	261.2	297.6	258.7	259.7	294.2	256.9	256.9	291.0	254.8	255.5	287.5	253.6	253.4	
	7	H4	13/07/2015	Humedo	303.2	260.1	261.4	300.2	258.1	258.5	295.2	255.1	257.3	291.7	253.6	254.7	286.6	251.5	251.8	
		H4	15/07/2015	Goteo	298.6	261.2	260.8	295.8	259.1	258.5	291.2	255.9	257.3	287.9	253.4	255.8	282.7	250.8	253.4	
		H4	18/07/2015	Goteo	301.8	259.3	259.4	298.8	257.8	257.4	295.5	255.5	254.6	292.1	254.3	252.0	287.0	251.4	249.9	
Karlita	4	H4	15/07/2015	Seco	303.2	260.1	261.4	300.2	260.1	260.9	297.5	258.6	260.0	295.3	256.1	258.2	292.1	251.9	255.9	
		H4	17/07/2015	Seco	298.6	260.2	261.8	296.5	258.9	260.8	293.5	257.4	258.9	290.9	254.8	256.8	287.4	252.0	252.3	
		H4	18/07/2015	Humedo	300.0	260.1	261.1	297.5	258.8	259.9	294.4	256.0	257.8	290.6	253.9	254.7	285.7	249.0	252.2	
		H4	19/07/2015	Seco	299.8	258.1	260.1	299.5	257.7	259.6	297.7	255.8	257.5	295.6	251.9	256.0	290.7	248.1	254.2	
	5	H4	14/07/2015	Seco	300.2	259.2	260.2	297.9	258.0	259.1	295.3	255.8	257.6	292.5	253.4	255.8	287.7	251.0	254.0	
		H4	18/07/2015	Humedo	300.1	261.4	262.1	299.1	260.9	261.9	296.3	258.0	260.1	292.5	254.2	258.1	287.5	250.7	254.9	
Angelita	5	H6	28/07/2015	Goteo							301.6	262.1	261.2	296.7	259.3	257.6	291.5	252.5	253.1	
		H6	28/07/2015	Goteo							302.2	261.4	258.1	296.7	258.1	254.2	291.2	253.3	250.7	
		H6	30/07/2015	Flujo Ligero								301.8	257.2	260.2	297.6	252.7	255.7	290.1	248.1	251.3
		H6	02/08/2015	Flujo Ligero								300.0	259.1	259.4	294.1	254.5	254.6	285.7	249.0	250.2
	7	H6	28/07/2015	Goteo							300.9	257.2	259.4	296.7	253.9	254.9	291.2	250.8	251.1	
		H6	28/07/2015	Goteo							300.2	261.6	257.1	295.6	257.8	253.2	289.3	253.5	249.5	
		H6	29/07/2015	Flujo Ligero							301.1	260.1	260.1	296.5	258.4	257.6	289.0	252.5	253.0	
Karlita	4	H6	06/08/2015	Flujo Ligero							299.6	260.3	262.3	294.8	257.5	259.9	287.7	250.7	255.6	
		H6	21/07/2015	Humedo				302.6	262.5	261.2	298.1	260.3	258.7	291.5	258.2	255.9	284.4	255.9	253.0	
	5	H6	23/07/2015	Humedo				301.6	260.1	260.4	297.4	259.2	258.5	291.8	257.0	255.6	282.4	253.6	252.5	
		H6	26/07/2015	Seco				297.2	259.2	260.2	296.3	258.2	259.4	293.0	254.6	256.9	290.1	250.0	252.2	
		H6	27/07/2015	Seco				300.1	261.4	259.1	299.7	260.9	258.6	297.5	258.5	256.5	295.1	252.7	252.9	
		H6	02/08/2015	Humedo								299.4	252.4	262.3	294.6	249.6	258.5	288.1	245.7	256.3
H6	03/08/2015	Seco								300.1	249.8	259.1	296.2	247.3	255.9	294.1	244.2	252.6		

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 21 - Monitoreo de las velocidades de deformación de las cimbras sin invert.

TABLA DE VELOCIDAD DE DEFORMACION DE LAS CIMBRAS - MINA CACHI CACHI																				
SIN INVERT																				
					9	9	9	16	16	16	37	37	37	54	54	54	VEL.PROM.(cm/dia)			
					21/07/2015			28/07/2015			18/08/2015			04/09/2015						
CUERPO	VENTANA	TIPO CIMBRA	INSTALACION	DESCRIPCION Q	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	
angelita	5	H4	12/07/2015	Humedo	0.55	0.22	0.28	0.50	0.35	0.56	0.17	0.16	0.12	0.31	0.13	0.22	0.38	0.22	0.29	
		H4	15/07/2015	Goteo	0.55	0.34	0.18	0.51	0.42	0.17	0.16	0.09	0.09	0.33	0.12	0.20	0.39	0.24	0.16	
		H4	17/07/2015	Goteo	0.66	0.73	0.42	0.70	0.26	0.36	0.19	0.14	0.11	0.32	0.13	0.16	0.47	0.31	0.27	
		H4	19/07/2015	Goteo	0.98	1.04	0.75	0.49	0.26	0.40	0.15	0.10	0.07	0.21	0.07	0.12	0.46	0.37	0.34	
	7	H4	13/07/2015	Humedo	0.37	0.25	0.37	0.71	0.43	0.17	0.17	0.07	0.12	0.30	0.12	0.17	0.39	0.22	0.21	
		H4	15/07/2015	Goteo	0.47	0.34	0.38	0.66	0.46	0.17	0.15	0.12	0.07	0.31	0.15	0.14	0.40	0.27	0.19	
		H4	18/07/2015	Goteo	1.00	0.50	0.67	0.48	0.33	0.40	0.16	0.05	0.12	0.30	0.17	0.12	0.48	0.26	0.33	
		H4	20/07/2015	Goteo	0.30	0.40	0.40	0.53	0.16	0.33	0.16	0.10	0.11	0.36	0.19	0.16	0.34	0.21	0.25	
karlita	4	H4	15/07/2015	Seco	0.50	0.00	0.09	0.38	0.21	0.13	0.10	0.12	0.09	0.19	0.25	0.13	0.29	0.15	0.11	
		H4	17/07/2015	Seco	0.53	0.31	0.25	0.43	0.21	0.27	0.12	0.12	0.10	0.21	0.16	0.27	0.32	0.20	0.22	
		H4	18/07/2015	Humedo	0.83	0.45	0.40	0.44	0.40	0.30	0.18	0.10	0.15	0.29	0.29	0.15	0.44	0.31	0.25	
		H4	19/07/2015	Seco	0.15	0.20	0.25	0.26	0.27	0.30	0.10	0.19	0.07	0.29	0.22	0.11	0.20	0.22	0.18	
	5	H4	14/07/2015	Seco	0.33	0.17	0.16	0.38	0.32	0.21	0.13	0.11	0.09	0.28	0.14	0.11	0.28	0.19	0.14	
		H4	18/07/2015	Humedo	0.33	0.17	0.07	0.40	0.41	0.26	0.18	0.18	0.10	0.29	0.21	0.19	0.30	0.24	0.15	
angelita	5	H6	28/07/2015	Goteo							0.23	0.13	0.17	0.31	0.40	0.26	0.27	0.27	0.22	
		H6	28/07/2015	Goteo							0.26	0.16	0.19	0.32	0.28	0.21	0.29	0.22	0.20	
		H6	30/07/2015	Flujo Ligero								0.22	0.24	0.24	0.44	0.27	0.26	0.33	0.25	0.25
		H6	02/08/2015	Flujo Ligero								0.37	0.29	0.30	0.49	0.32	0.26	0.43	0.31	0.28
	7	H6	28/07/2015	Goteo							0.20	0.16	0.21	0.32	0.18	0.22	0.26	0.17	0.22	
		H6	28/07/2015	Goteo							0.22	0.18	0.19	0.37	0.25	0.22	0.29	0.22	0.20	
		H6	29/07/2015	Flujo Ligero							0.23	0.08	0.13	0.44	0.35	0.27	0.34	0.22	0.20	
		H6	06/08/2015	Flujo Ligero						0.40	0.23	0.20	0.42	0.40	0.25	0.41	0.32	0.23		
karlita	4	H6	21/07/2015	Humedo				0.65	0.31	0.36	0.31	0.10	0.13	0.42	0.14	0.17	0.46	0.18	0.22	
		H6	23/07/2015	Humedo				0.84	0.18	0.38	0.27	0.10	0.14	0.55	0.20	0.18	0.55	0.16	0.23	
	5	H6	26/07/2015	Seco				0.45	0.50	0.40	0.16	0.17	0.12	0.05	0.09	0.09	0.22	0.25	0.20	
		H6	27/07/2015	Seco				0.38	0.50	0.50	0.11	0.11	0.10	0.04	0.11	0.07	0.18	0.24	0.22	
		H6	02/08/2015	Humedo							0.30	0.18	0.24	0.12	0.07	0.04	0.21	0.12	0.14	
		H6	03/08/2015	Seco							0.26	0.17	0.21	0.04	0.06	0.06	0.15	0.11	0.14	
															CIMBRA H4	0.37	0.24	0.22		
															CIMBRA H6	0.33	0.23	0.22		

Fuente: Elaboración Propia.

VELOCIDAD DE DEFORMACIÓN DE LAS CIMBRAS

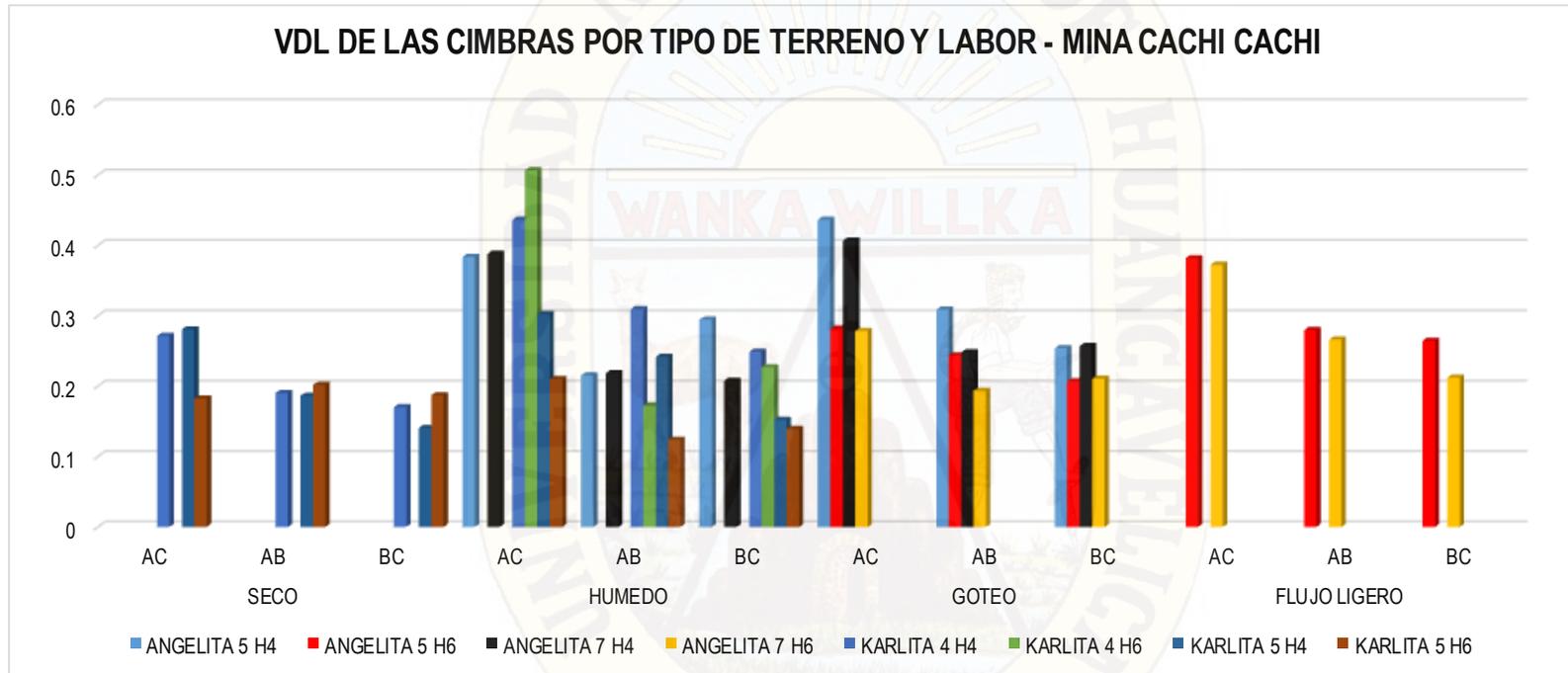
Después de este análisis, podemos sacar los siguientes datos en la velocidad de las cimbras por tipo de terreno.

Tabla 22 - VDL de las cimbras por tipo de terreno.

VDL DE LAS CIMBRAS POR TIPO DE TERRENO Y LABOR - MINA CACHI CACHI														
			cm/día											
			SIN INVERT											
CUERPO	VENTANA	CIMBRA	SECO			HUMEDO			GOTEO			FLUJO LIGERO		
			AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC
ANGELITA	5	H4				0.38	0.22	0.29	0.44	0.31	0.25			
		H6							0.28	0.24	0.21	0.38	0.28	0.26
	7	H4				0.39	0.22	0.21	0.41	0.25	0.26			
		H6							0.28	0.19	0.21	0.37	0.27	0.21
KARLITA	4	H4	0.27	0.19	0.17	0.44	0.31	0.25						
		H6				0.51	0.17	0.23						
	5	H4	0.28	0.19	0.14	0.30	0.24	0.15						
		H6	0.18	0.20	0.19	0.21	0.12	0.14						

Fuente: Elaboración Propia.

Figura N°. 31 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes.



Fuente: Elaboración Propia.

En la figura N° 31, podemos observar que la mayor deformación para las cimbras ocurre en el lado AC, también observamos que el mayor factor influyente para la deformación de las cimbras es el goteo.

Tabla 23 - Resumen estadístico de convergencias en cimbras sin invert por mes.

RESUMEN ESTADÍSTICO DE CONVERGENCIAS POR MES

		AC	AB	BC
N	Válido	7	7	7
	Perdidos	0	0	0
Media		9,86	6,57	6,29
Mediana		11,00	7,00	6,00
Moda		8 ^a	5 ^a	5 ^a
Desviación estándar		2,545	1,272	1,113
Varianza		6,476	1,619	1,238
Suma		69	46	44

Fuente: Elaboración Propia.

Analizando la tabla 23, los resultados estadísticos, vemos que en el lado AC hay mayor deformación mensual.

Tabla 24 - Tiempo de vida de las cimbras sin invert por factores influyentes y categorías en interior mina.

TIEMPO DE VIDA DE LAS CIMBRAS POR TIPO DE TERRENO Y LABOR - MINA CACHI CACHI														
			MESES / CIMBRA											
			SIN INVERT											
CUERPO	VENTANA	CIMBRA	SECO			HUMEDO			GOTEO			FLUJO LIGERO		
			AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC
ANGELITA	5	H4				4	5	4	4	4	5			
		H6							6	5	5	4	4	4
	7	H4				5	5	6	4	4	4			
		H6							6	6	5	5	4	5
KARLITA	4	H4	6	6	7	4	4	5						
		H6				3	7	5						
	5	H4	6	6	8	6	5	8						
		H6	9	5	6	8	7	8						

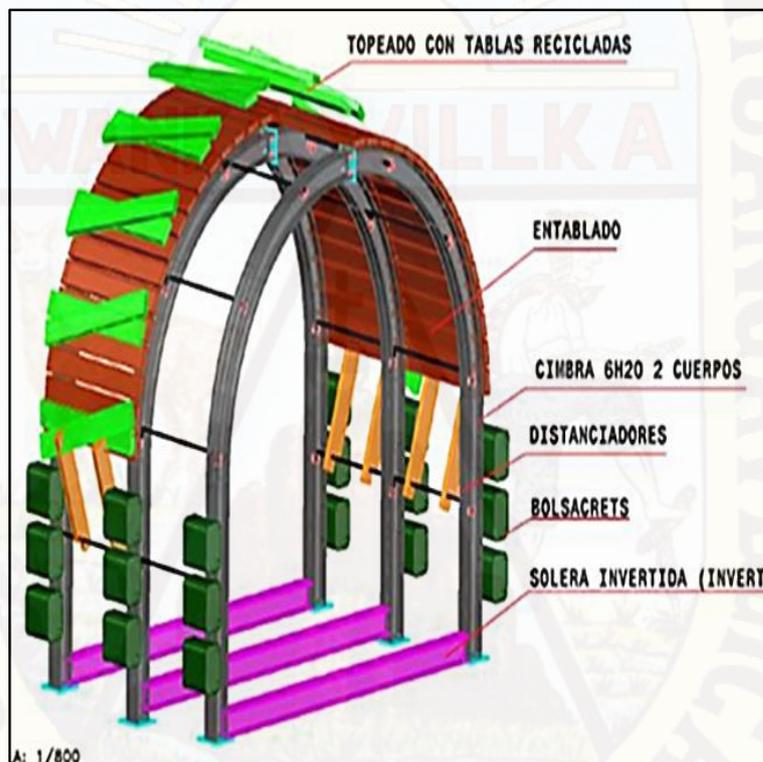
Fuente: Elaboración Propia.

4.2 ANÁLISIS DE CONVERGENCIAS EN CIMBRAS CON INVERT

En caso de altas presiones del terreno, estas cimbras podrían construirse a sección completa, colocando una solera invert curvada hacia abajo.

Para poder realizar el análisis de convergencias en cimbras con invert se tuvo que hacer un pedido a compañía para abastecernos de vigas que servirían para invert, luego se proporcionó 9 vigas con lo cual finalmente se realizó la prueba.

Figura N°. 32 - Instalación de cimbras con invert



Fuente: Departamento de Geomecánica.

Tabla 25 - Monitoreo de convergencias de las cimbras con invert

MONITOREO DE CONVERGENCIAS EN CIMBRAS CON INVERT - MINA CACHI CACHI ZONA III																				
CON INVERT					MEDICION DE CONVERGENCIAS (cm)															
					14/07/2015			28/07/2015			11/08/2015			24/08/2015			10/09/2015			
					AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	
CUERPO	VENTANA	TIPO CIMBRA	INSTALACION	DESCRIPCION Q	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	
angelita	5	H4	14/07/2015	Humedo	304.2	260.0	259.1	304.1	258.6	257.3	302.1	257.0	254.0	302.0	254.9	252.5	300.1	251.9	249.5	
		H4	16/07/2015	Humedo	300.1	259.1	261.1	298.2	257.8	259.2	296.7	256.5	258.0	294.7	254.4	256.1	291.8	251.8	253.6	
		H4	20/07/2015	Goteo	300.2	260.6	260.1	298.5	259.7	258.6	297.4	257.8	257.0	296.6	256.4	255.3	294.9	254.3	253.3	
karlita	4	H4	20/07/2015	Seco	301.1	261.2	258.1	301.1	261.1	256.2	299.4	259.2	255.1	297.5	257.9	254.0	296.3	255.9	252.1	
angelita	5	H6	28/07/2015	Flujo ligero				306.5	257.0	260.1	304.1	254.0	258.1	301.2	250.1	255.2	296.6	246.2	251.1	
		H6	29/07/2015	Goteo				310.1	257.1	259.1	307.5	254.8	257.3	306.3	253.6	255.5	303.5	250.9	254.0	
		H6	29/07/2015	Goteo				308.1	262.1	260.0	306.1	260.5	256.5	305.0	257.5	254.0	302.5	254.4	250.3	
karlita	4	H6	31/07/2015	Seco				303.1	261.5	261.1	301.9	260.0	259.1	300.3	258.0	257.2	298.3	255.4	255.4	
		H6	12/08/2015	Seco							307.3	260.2	259.3	305.3	258.2	257.4	303.8	255.0	255.5	

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 26 - Monitoreo de las velocidades de deformación de las cimbras con invert.

VELOCIDAD DE DEFORMACION DE LAS CIMBRAS CON INVERT - MINA CACHI CACHI ZONA III																				
CON INVERT					MEDICION DE CONVERGENCIAS (cm)												VEL.PROM.(cm/dia)			
					14			28			41			58						
					28/07/2015			11/08/2015			24/08/2015			10/09/2015						
CUERPO	VENTANA	TIPO CIMBRA	INSTALACION	DESCRIPCION Q	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	
angelita	5	H4	14/07/2015	Humedo	0.01	0.10	0.13	0.14	0.12	0.23	0.01	0.16	0.12	0.11	0.17	0.17	0.07	0.14	0.16	
		H4	16/07/2015	Humedo	0.16	0.11	0.16	0.11	0.09	0.08	0.15	0.17	0.15	0.18	0.15	0.15	0.15	0.15	0.13	0.14
		H4	20/07/2015	Goteo	0.21	0.10	0.20	0.08	0.14	0.12	0.07	0.11	0.13	0.10	0.13	0.12	0.11	0.12	0.12	0.14
karlita	4	H4	20/07/2015	Seco	0.01	0.01	0.24	0.12	0.13	0.08	0.15	0.10	0.08	0.07	0.12	0.11	0.09	0.09	0.13	
angelita	5	H6	28/07/2015	Flujo ligero				0.17	0.21	0.14	0.22	0.30	0.22	0.27	0.23	0.24	0.17	0.25	0.20	
		H6	29/07/2015	Goteo				0.20	0.18	0.14	0.09	0.09	0.13	0.17	0.16	0.09	0.12	0.14	0.12	
		H6	29/07/2015	Goteo				0.15	0.13	0.27	0.09	0.23	0.19	0.15	0.18	0.21	0.10	0.18	0.23	
karlita	4	H6	31/07/2015	Seco				0.11	0.14	0.18	0.13	0.15	0.15	0.12	0.16	0.11	0.09	0.15	0.14	
		H6	12/08/2015	Seco							0.16	0.17	0.16	0.09	0.19	0.11	0.13	0.18	0.14	
															CIMBRA H4			0.10	0.12	0.14
															CIMBRA H6			0.12	0.18	0.17

Fuente: Elaboración Propia.

VDL DE LAS CIMBRAS CON INVERT

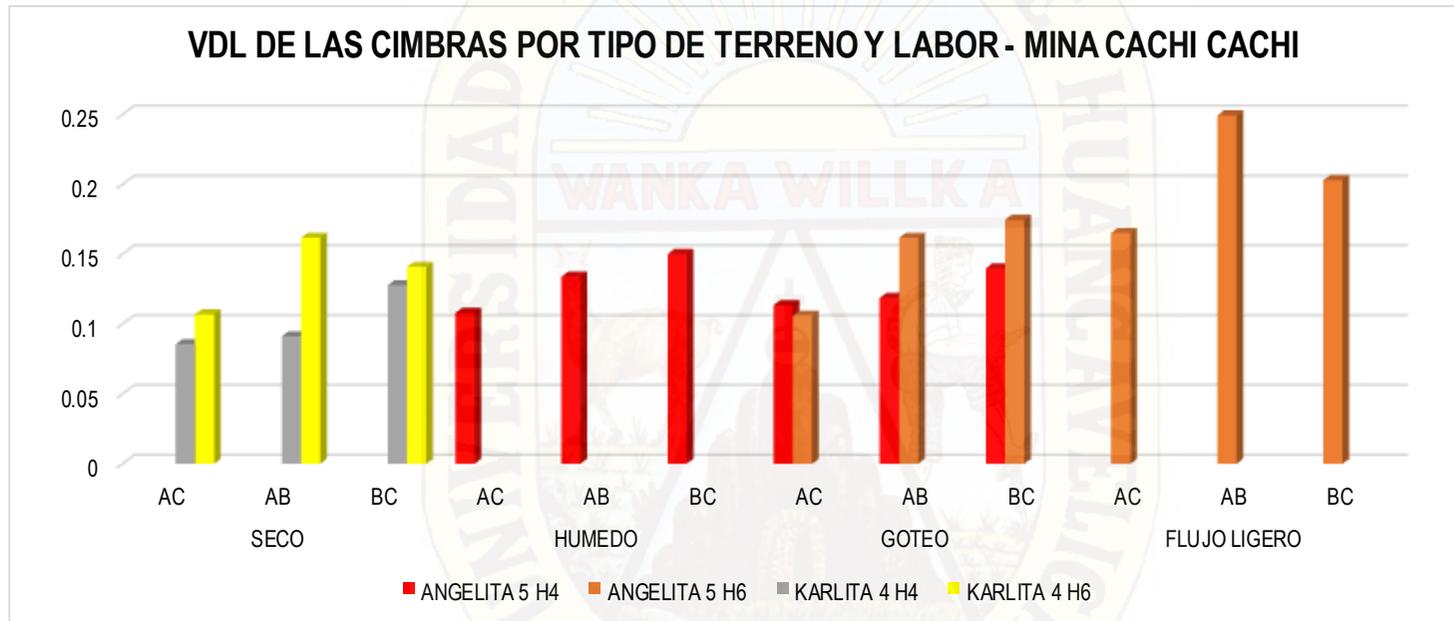
Después de este análisis, podemos sacar los siguientes datos en la velocidad de las cimbras por tipo de terreno.

Tabla 27 - VDL de las cimbras por tipo de terreno.

VDL DE LAS CIMBRAS POR TIPO DE TERRENO Y LABOR - MINA CACHI CACHI														
			cm/día											
			CON INVERT											
CUERPO	VENTANA	CIMBRA	SECO			HUMEDO			GOTEO			FLUJO LIGERO		
			AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC
ANGELITA	5	H4				0.11	0.13	0.15	0.11	0.12	0.14			
		H6							0.11	0.16	0.17	0.17	0.25	0.20
KARLITA	4	H4	0.09	0.09	0.13									
		H6	0.11	0.16	0.14									

Fuente: Elaboración Propia.

Figura N°. 33 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes.



En la figura N° 33, podemos observar que la mayor deformación pasa por el lado AB, también acotar que cuando se coloca un invert los esfuerzos se dividen en los lados AB Y BC

Tabla 28 - Resumen estadístico de convergencias en cimbras con invert por mes

**RESUMEN ESTADÍSTICO DE CONVERGENCIAS EN
CIMBRAS CON INVERT POR MES**

		AC	AB	BC
N	Válido	6	6	6
	Perdidos	0	0	0
	Media	3,33	4,67	4,67
	Mediana	3,00	4,50	4,50
	Moda	3	4 ^a	4
	Desviación estándar	,816	1,366	,816
	Varianza	,667	1,867	,667

Fuente: Elaboración Propia.

Analizando la tabla 28, podemos apreciar que el desgaste mensual (cm) entre los lados AB y BC son iguales.

Tabla 29 - Tiempo de vida de las cimbras con invert por factores influyentes y categorías en interior mina.

TIEMPO DE VIDA DE LAS CIMBRAS POR TIPO DE TERRENO Y LABOR - MINA CACHI CACHI														
			MESES / CIMBRA											
			CON INVERT											
CUERPO	VENTANA	CIMBRA	SECO			HUMEDO			GOTEO			FLUJO LIGERO		
			AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC
ANGELITA	5	H4				15	8	8	15	9	8			
		H6							19	7	6	11	4	5
KARLITA	4	H4	20	13	8									
		H6	17	7	8									

Fuente: Elaboración Propia.

4.3 ANÁLISIS DE CONVERGENCIAS CON CIMBRA REFUERZO

Para el análisis con cimbra refuerzo se tuvo que realizar una igualdad de número de datos con las cimbras con invert, con una similitud entre ambos elementos de sostenimiento podemos hacer una comparación y posteriormente realizar una conclusión.

Tabla 30 - Monitoreo de convergencias de las cimbras con refuerzo.

MONITOREO DE CONVERGENCIAS CON CIMBRA REFUERZO - MINA CACHI CACHI ZONA III																			
CIMBRA REFUERZO					MEDICION DE CONVERGENCIAS (cm)														
					19			19			35			50			72		
					10/10/2015			29/10/2015			14/11/2015			29/11/2015			21/12/2015		
CUERPO	VENTANA	TIPO CIMBRA	INSTALACION	DESCRIPCION Q	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC
angelita	7	H4	10/10/2015	Seco	280.15	245.19	243.64	279.21	244.84	241.95	278.13	243.66	240.73	276.13	241.81	237.74	274.05	239.56	236.07
		H4	18/10/2015	Humedo	279.37	249.10	245.81	277.39	247.73	244.17	274.45	245.25	242.26	271.56	242.70	239.41	267.51	240.14	235.72
		H4	19/10/2015	Humedo	283.24	248.34	246.33	281.30	246.70	244.64	279.33	243.76	242.12	276.34	240.87	239.57	270.35	237.88	236.57
		H4	21/10/2015	Goteo	281.64	249.61	248.10	280.67	248.57	246.73	279.59	245.97	244.15	276.58	243.89	240.17	269.97	240.67	236.61
		H6	14/10/2015	Goteo	291.37	242.49	244.81	289.45	240.50	242.83	287.84	239.01	239.84	283.86	237.01	238.62	277.77	235.34	236.63
		H6	16/10/2015	Flujo ligero	273.46	248.34	245.61	269.49	246.70	242.42	266.77	245.03	241.31	263.69	241.45	238.76	260.61	238.46	235.80
		H6	05/11/2015	Goteo				287.30	248.68	247.18	285.36	247.57	246.60	283.75	244.58	244.75	277.16	240.59	239.81
karlita	5	H6	16/10/2015	Seco	273.68	245.91	243.16	271.70	244.09	241.34	270.63	243.09	240.35	268.64	242.28	238.75	266.66	240.28	237.66
		H6	20/10/2015	Seco	281.29	244.81	245.37	280.70	243.72	244.29	279.06	243.24	242.20	277.58	241.72	241.21	274.59	239.17	238.22

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 31 - Monitoreo de las velocidades de deformación de las cimbras con invert.

VELOCIDAD DE DEFORMACION CON CIMBRA REFUERZO - MINA CACHI CACHI ZONA III																				
CIMBRA REFUERZO					MEDICION DE CONVERGENCIAS (cm)												VEL.PROM.(cm/día)			
					19			35			50			72						
CUERPO	VENTANA	TIPO CIMBR	INSTALACION	DESCRIPCION Q	29/10/2015			14/11/2015			29/11/2015			21/12/2015			AC	AB	BC	
					AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC				
angeilita	7	H4	10/10/2015	Seco	0.05	0.02	0.09	0.07	0.07	0.08	0.13	0.12	0.20	0.09	0.10	0.08	0.09	0.08	0.11	
		H4	18/10/2015	Humedo	0.18	0.12	0.15	0.18	0.15	0.12	0.19	0.17	0.19	0.18	0.12	0.17	0.19	0.14	0.16	
		H4	19/10/2015	Humedo	0.19	0.16	0.17	0.12	0.18	0.16	0.20	0.19	0.17	0.27	0.14	0.14	0.20	0.17	0.16	
		H4	21/10/2015	Goteo	0.12	0.13	0.17	0.07	0.16	0.16	0.20	0.14	0.27	0.30	0.15	0.16	0.17	0.14	0.19	
		H6	14/10/2015	Goteo	0.13	0.13	0.13	0.10	0.09	0.19	0.27	0.13	0.08	0.28	0.08	0.09	0.19	0.11	0.12	
		H6	16/10/2015	Flujo ligero	0.31	0.13	0.25	0.17	0.10	0.07	0.21	0.24	0.17	0.14	0.14	0.13	0.21	0.15	0.15	
		H6	05/11/2015	Goteo				0.12	0.07	0.04	0.11	0.20	0.12	0.30	0.18	0.22	0.18	0.15	0.13	
karlita	5	H6	16/10/2015	Seco	0.15	0.14	0.14	0.07	0.06	0.06	0.13	0.05	0.11	0.09	0.09	0.05	0.11	0.09	0.09	
		H6	20/10/2015	Seco	0.07	0.12	0.12	0.10	0.03	0.13	0.10	0.10	0.07	0.14	0.12	0.14	0.10	0.09	0.11	
															CIMBRA H4			0.16	0.13	0.15
															CIMBRA H6			0.16	0.12	0.12

Fuente: Elaboración Propia.

VDL DE LAS CIMBRAS CON REFUERZO

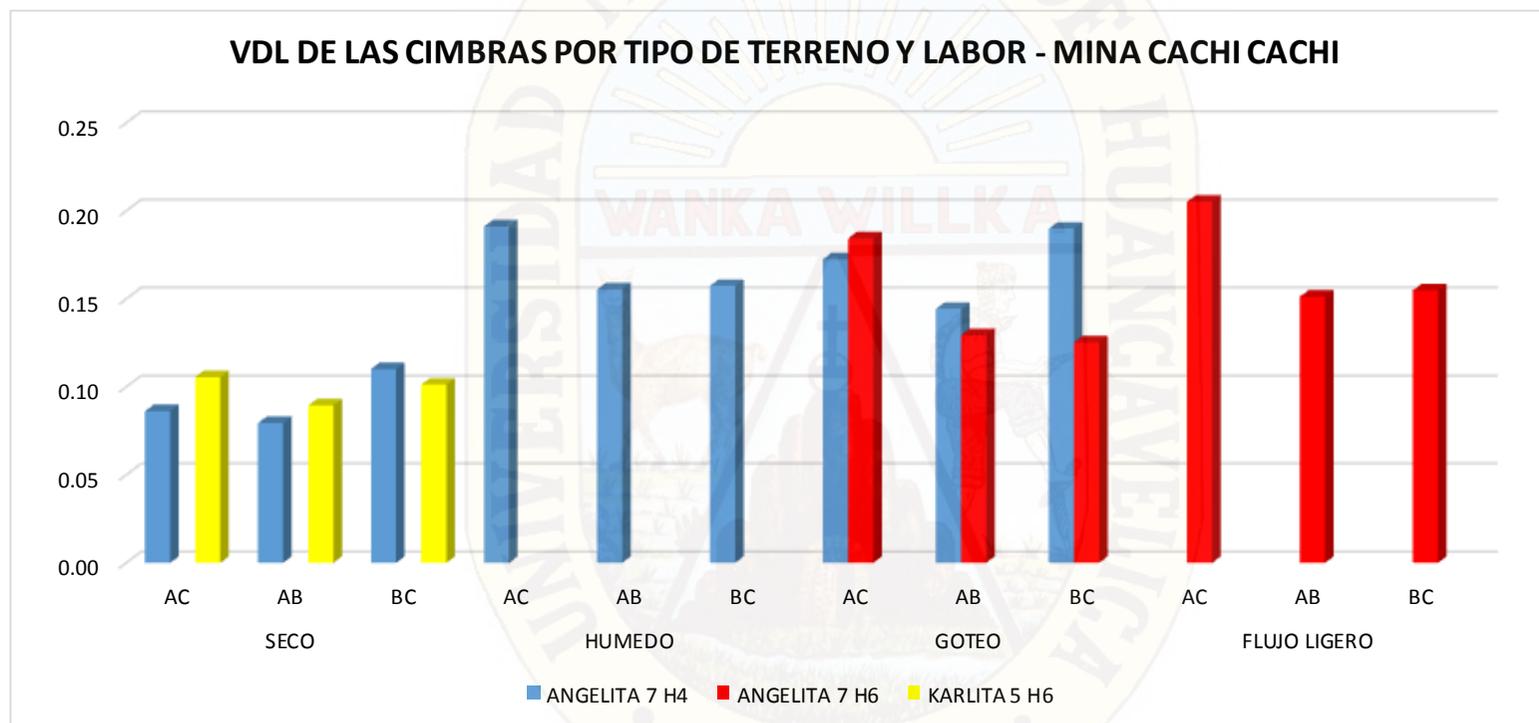
Después de este análisis, podemos sacar los siguientes datos en la velocidad de las cimbras por tipo de terreno.

Tabla 32 - VDL de las cimbras por tipo de terreno.

VDL DE LAS CIMBRAS POR TIPO DE TERRENO Y LABOR - MINA CACHI CACHI														
			cm/día											
			CON REFUERZO											
CUERPO	VENTANA	CIMBRA	SECO			HUMEDO			GOTEO			FLUJO LIGERO		
			AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC
			ANGELITA	7	H4	0.09	0.08	0.11	0.19	0.16	0.16	0.17	0.14	0.19
		H6							0.18	0.13	0.13	0.21	0.15	0.15
KARLITA	5	H6	0.11	0.09	0.10									

Fuente: Elaboración Propia.

Figura N°. 34 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes



Fuente: Elaboración Propia.

De la figura N° 34, podemos apreciar que la mayor deformación pasa por flujo ligero en el lado AC distribuyendo las cargas.

Tabla 33 - Resumen estadístico de convergencias en cimbras con refuerzo por mes

**RESUMEN ESTADÍSTICO DE CONVERGENCIAS CON
CIMBRAS REFUERZO POR MES**

		AC	AB	BC
N	Válido	6	6	6
	Perdidos	0	0	0
	Media	4,83	3,83	4,33
	Mediana	5,50	4,00	4,50
	Moda	6	4 ^a	3 ^a
	Desviación estándar	1,472	1,169	1,211
	Varianza	2,167	1,367	1,467

Fuente: Elaboración Propia.

Analizando la tabla N° 33, estadístico podemos apreciar y corroborar que la mayor velocidad de deformación pasa por el lado AC.

Tabla 34 - Tiempo de vida de las cimbras refuerzo por factores influyentes y categorías en interior mina.

TIEMPO DE VIDA DE LAS CIMBRAS POR TIPO DE TERRENO Y LABOR - MINA CACHI CACHI														
			MES / CIMBRA											
			CON REFUERZO											
CUERPO	VENTANA	CIMBRA	SECO			HUMEDO			GOTEO			FLUJO LIGERO		
			AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC
ANGELITA	7	H4	12	8	5	5	5	4	6	5	4			
		H6							7	4	5	4	5	4
KARLITA	5	H6	9	7	6									

Fuente: Elaboración Propia.

4.4 COMPARACIÓN DE DEFORMACIONES POR CATEGORÍA DE LADOS

La comparación entre los lados de los diferentes resultados es importante porque nos ayuda a visualizar el desgaste de las variables.

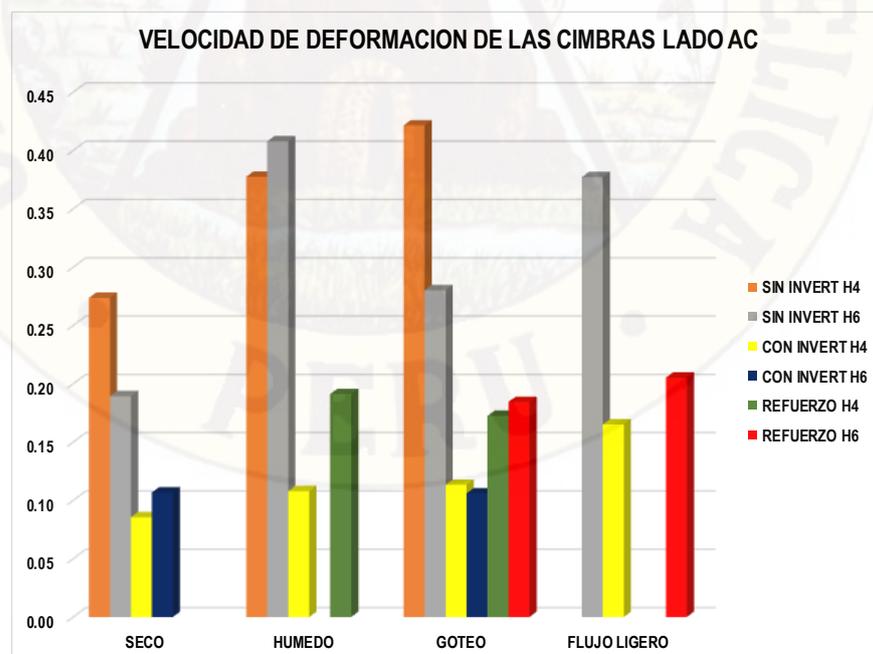
4.4.1 Lado AC

Tabla 35 - Comparación de velocidad de deformación, lado AC.

VELOCIDAD DE DEFORMACION DE LAS CIMBRAS LADO AC (cm/día)						
AC						
FACTOR INFLUYENTE	SIN INVERT		CON INVERT		REFUERZO	
	H4	H6	H4	H6	H4	H6
SECO	0.27	0.19	0.09	0.11		
HUMEDO	0.38	0.41	0.11		0.19	
GOTEO	0.42	0.28	0.11	0.11	0.17	0.18
FLUJO LIGERO		0.38	0.17			0.21

Fuente: Elaboración Propia.

Figura N°. 35 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes



Fuente: Elaboración Propia.

Analizando la tabla 35 y la Figura N° 35, se puede observar que las cimbras H4 y H6 con invert tienen menor deformación, también se puede apreciar que las cimbras sin invert tienen la mayor deformación.

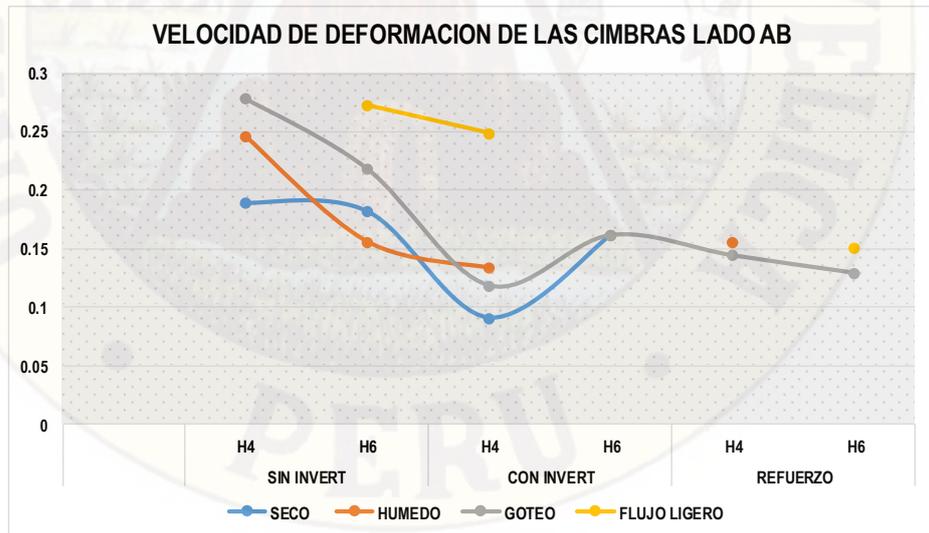
4.4.2 Lado AB

Tabla 36 - Comparación de velocidad de deformación, lado AB.

VELOCIDAD DE DEFORMACION DE LAS CIMBRAS LADO AB (cm/dia)						
AB						
FACTOR INFLUYENTE	SIN INVERT		CON INVERT		REFUERZO	
	H4	H6	H4	H6	H4	H6
SECO	0.19	0.18	0.09	0.16		
HUMEDO	0.25	0.16	0.13		0.16	
GOTEO	0.28	0.22	0.12	0.16	0.14	0.13
FLUJO LIGERO		0.27	0.25			0.15

Fuente: Elaboración Propia.

Figura N°. 36 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes.



Fuente: Elaboración Propia.

Analizando la tabla 36 y la figura N° 36, se aprecia que los esfuerzos en cimbras con invert y con refuerzo son similares, donde en flujo ligero alcanza una de las mayores deformaciones.



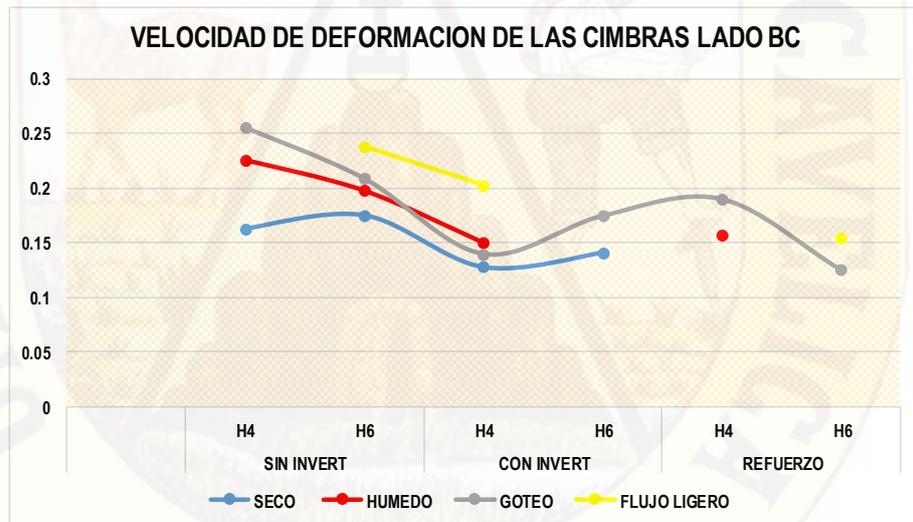
4.4.3 Lado BC

Tabla 37 - Comparación de velocidad de deformación, lado BC.

VELOCIDAD DE DEFORMACION DE LAS CIMBRAS LADO BC (cm/día)						
BC						
FACTOR INFLUYENTE	SIN INVERT		CON INVERT		REFUERZO	
	H4	H6	H4	H6	H4	H6
SECO	0.16	0.18	0.13	0.14		
HUMEDO	0.23	0.20	0.15		0.16	
GOTEO	0.26	0.21	0.14	0.17	0.19	0.13
FLUJO LIGERO		0.24	0.20			0.15

Fuente: Elaboración Propia.

Figura N°. 37 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes



Fuente: Elaboración Propia.

Analizando la tabla 37 y la figura N° 37, podemos apreciar que la distribución de esfuerzos en cimbras con invert se concentró en el lado AB y BC, quiere decir que el colocado de invert en las cimbras no garantiza alargar la vida de la cimbra por que los esfuerzos se dividen mayormente en estos lados.

4.4.4 Resumen general del monitoreo de convergencias

Después de haber realizado los monitoreos de convergencias, haber calculado la velocidad de deformación en cada una de las cimbras, tipos de terrenos con diferentes factores influyentes se calcula el tiempo de vida en meses de cada una de las cimbras, así como la duración en los diferentes factores influyentes.

Tabla 38 - Tiempo de vida real de las cimbras en meses, por factor influyente y tipo de cimbra.

TIEMPO DE VIDA EN MESES DE LAS CIMBRAS - MINA CACHI CACHI																																						
CUERPO	VENTANA	CIMBRA	MESES / CIMBRA																																			
			SIN INVERT												CON INVERT												CON REFUERZO											
			SECO			HUMEDO			GOTEO			FLUJO LIGERO			SECO			HUMEDO			GOTEO			FLUJO LIGERO			SECO			HUMEDO			GOTEO			FLUJO LIGERO		
AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC						
ANGELITA	5	H4				4	5	4	4	4	5							15	8	8	15	9	8															
		H6							6	5	5	4	4	4							19	7	6	11	4	5												
	7	H4				5	5	6	4	4	4																12	8	5	5	5	4	6	5	4			
		H6							6	6	5	5	4	5																			7	4	5	4	5	4
KARLITA	4	H4	6	6	7	4	4	5							20	13	8																					
		H6				3	7	5							17	7	8																					
	5	H4	6	6	8	6	5	8																														
		H6	9	5	6	8	7	8																			9	7	6									
PROMEDIOS	H4	6	6	7	4	5	5	4	4	4				20	13	8	15	8	8	15	9	8				12	8	5	5	5	4	6	5	4				
	H6	9	5	6	6	7	7	6	5	5	4	4	5	17	7	8				19	7	6	11	4	5	9	7	6				7	4	5	4	5	4	
CONCLUSION																																						
PARA SABER EL TIEMPO REAL DE VIDA DE LAS CIMBRAS AGARRAMOS EL VALOR MINIMO DE LAS PARTES DE LA CIMBRA																																						
VIDA UTIL (meses/cimbra)	H4	6			4			4						8			8			8						5			4			4						
	H6	5			6			5			4			7						6			4			6						4			4			

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 39 - Resumen general de tiempo de vida de las cimbras en meses en tipos de terreno con diferentes factores influyentes y el incremento que se está haciendo al implementar el invert

RESUMEN GENERAL DE TIEMPO DE VIDA DE LAS CIMBRAS (MESES/CIMBRA)												
CIMBRA	SECO		INCREMENTO	HUMEDO		INCREMENTO	GOTEO		INCREMENTO	FLUJO LIGERO		INCREMENTO
	SIN INVERT	CON INVERT		SIN INVERT	CON INVERT		SIN INVERT	CON INVERT		SIN INVERT	CON INVERT	
H4	6	8	33%	4	8	100%	4	8	100%	0	0	
H6	5	7	40%	6	0		5	6	20%	4	4	0%

Fuente: Elaboración Propia.

4.5 ANALISIS DE COSTOS Y PRODUCTIVIDAD

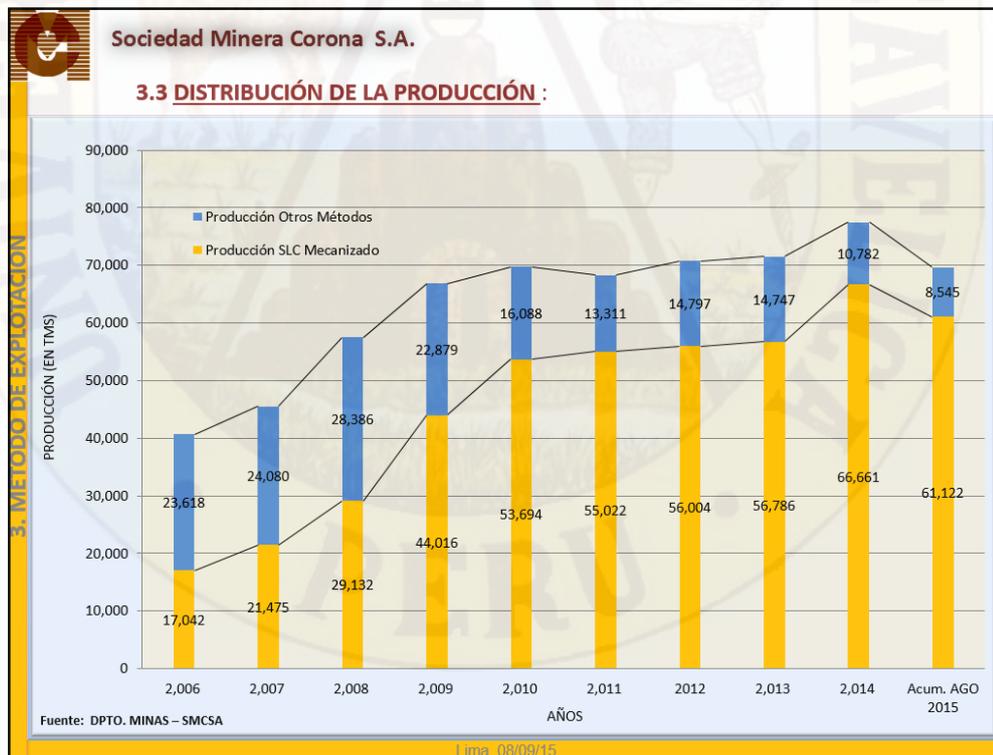
Tabla 40 - Análisis de mineral extraído con diferentes métodos de minado en mina Cachi Cachi.

APOORTE DE MINERAL EXTRAIDO - SOCIEDAD MINERA CORONA S.A.						
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	GRADO DE MECANIZACIÓN	PRODUCCION ACUM. ENE-AGO 2015 (TMS)	CENTRAL (TMS)	CACHI CACHI (TMS)	PORCENTAJE (%)	PORCENTAJE (%)
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	CONVENCIONAL	35,712	30,912	4,800	6.41%	10.18%
	MECANIZADO	21,013	21,013	0	3.77%	
SUBLEVEL CAVING	CONVENCIONAL	0	0	0	0.00%	87.73%
	MECANIZADO	488,977	382,309	106,668	87.73%	
SQUARE SET	CONVENCIONAL	11,637	11,637	0	2.09%	2.09%
TOTAL		557,339	557,339		100.00%	

Datos: Departamento de planeamiento y productividad.

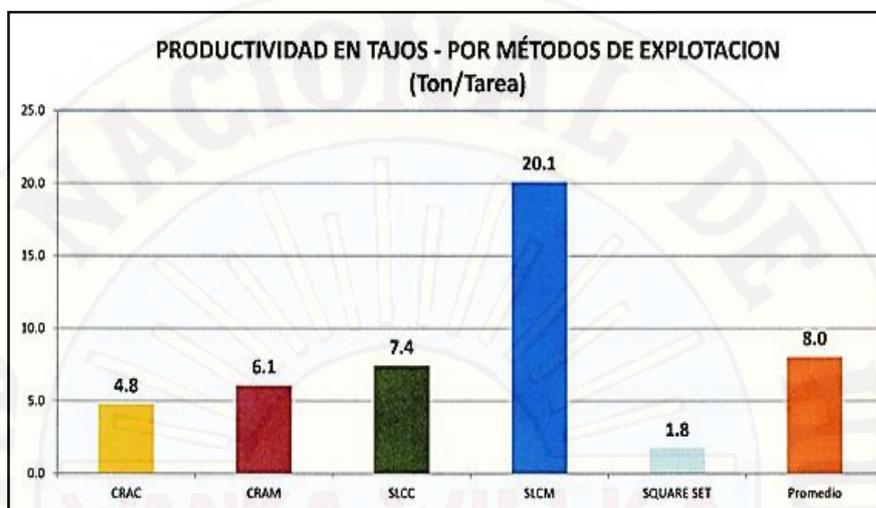
Fuente: Elaboración Propia.

Figura N°. 38 - Grafica de producción por años en diferentes métodos de minado.



Fuente: Departamento de minas - SMCSA

Figura N°. 39 - Productividad por métodos de explotación, SMCSA.



Fuente: Departamento de planeamiento y productividad.

Tabla 41 - Costos comparativos por método de explotación.

COSTO DE PRODUCCION						
ITEM	TIPO DE METODO	COSTO DIRECTO	COSTOS INDIRECTOS MINA	COSTOS DE TRATAMIENTO	COSTOS ADMINISTRATIVOS	TOTAL COSTO DE METODO
		US\$/TMS	US\$/TMS	US\$/TMS	US\$/TMS	US\$/TMS
1	SUB LEVEL CAVING MECANIZADO (sin agua)	13.38	13.00	9.20	8.10	43.68
2	SUB LEVEL CAVING MECANIZADO (poca agua)	15.06	13.00	9.20	8.10	45.36
3	SUB LEVEL CAVING MECANIZADO (con agua)	16.74	13.00	9.20	8.10	47.04
4	SUB LEVEL CAVING CONVENCIONAL	19.20	13.00	9.20	8.10	49.50
5	CORTE Y RELLENO ASCENDETE CONVENCIONAL	48.89	13.00	9.20	8.10	79.19
6	CORTE Y RELLENO ASCENDETE MECANIZADO	26.39	13.00	9.20	8.10	56.69
7	SQUART SET	59.25	13.00	9.20	8.10	89.55

Fuente: Departamento de minas – SMCSA

Tabla 42 - Costo de los materiales de acero.

COSTO DE LOS MATERIALES PARA EL ARMADO DE CIMBRA		
DESCRIPCION	US\$	UNID.
CIMBRA H6" 3.0 m x 3.15 m, 20 lb/pie 2Pzas	430.5	Por juego
CIMBRA 4H13 3.0 m x 3.15 m, 13 lb/pie 2Pzas	410.0	Por juego
SOLERA INVERTIDA (Viga)	41.5	Metro

Fuente: Departamento de planeamiento y productividad.

La instalación de cimbras para este proyecto tiene una diferencia en el aumento de un elemento de sostenimiento como es el invert, a continuación presentamos los costos por la instalación de cada cimbra.

Tabla 43 - Costo por el armado de cimbras en mina Cachi Cachi,

COSTO POR EL ARMADO DE CIMBRAS - MINA CACHI CACHI				
DESCRIPCION	UNIDADES	CANTIDAD	CIMBRA H4 (3.00 x 3.15 m)	CIMBRA H6 (3.00 x 3.15 m)
cimbra	US\$/Juego	2	410.00	430.50
entablado de cimbra	US\$/m2	7.8	63.58	63.58
arriostre	US\$/UN	12	74.23	74.23
guardacabeza marchavante riel	US\$/UN	4	17.12	17.12
marchavante cimbra riel fijo (6"x10')	US\$/UN	4	22.71	22.71
invert	US\$/UN	1	124.50	124.50
bolsacrete	US\$/UN	180	78.17	78.17
retirado de cimbras	US\$/Juego	2	57.93	67.20
instalacion de cimbra refuerzo	US\$/Juego	2	115.86	134.39
Costo total por armado de cimbra	US\$		665.81	686.31
Costo total por armado de cimbra con invert	US\$		790.31	810.81
Costo total por armado de cimbra refuerzo	US\$		389.77	417.57

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 44 - Resumen de costos por armado de cimbras e implementación de invert y su porcentaje de incremento

RESUMEN DE COSTO POR ARMADO DE CIMBRAS E IMPLEMENTACION DE INVERT - MINA CACHI CACHI			
CIMBRA	Costo total por armado de cimbra (US\$)	Costo total por armado de cimbra con invert(US\$)	INCREMENTO
H4	665.81	790.31	19%
H6	686.31	810.81	18%

Fuente: Elaboración Propia.

4.6 ANÁLISIS DE DATOS DEL CONTROL DE CONVERGENCIAS POR TIEMPO DE VIDA (GRUPO DE CONTROL Y GRUPO EXPERIMENTAL)

Habiéndose procesado los resultados del análisis de convergencias y deformaciones laterales relacionándolo al tiempo de vida de las cimbras y factores influyentes, tanto en el grupo de control y grupo experimental se tiene:

Tabla 45 - Tiempo de vida de las cimbras en meses.

DATOS ESTADÍSTICOS DE LA MUESTRA DE ESTUDIO			
TIEMPO DE VIDA DE LAS CIMBRAS EN ENSAYO (MESES)			
CIMBRA	FACTOR	REFUERZO	CON INVERT
H4	SECO	5	8
	HÚMEDO	4	7
		4	8
	GOTEO	4	8
H6	SECO	5	8
		5	6
	GOTEO	5	7
		5	5
	FLUJO LIGERO	4	4

Fuente: Elaboración propia.

Figura N°. 40 - Graficando y comparando con los diferentes factores influyentes.



Fuente: Elaboración propia.

De la tabla 45 y la figura N° 40, se puede observar el tiempo de vida en mina Cachi Cachi, en el grupo experimental (cimbras con invert) tiene mayor tiempo de vida que el grupo de control (cimbras con refuerzo) los cuales se puede apreciar gráficamente. Cabe mencionar que en el grupo experimental; los datos recopilados solo corresponden a nueve pruebas a lo largo del proyecto.

Tabla 46 - Resumen estadístico de convergencias en cimbras con refuerzo e invert.

RESUMEN ESTADÍSTICO

		REFUERZO	CON_INVERT
N	Válido	9	9
	Perdidos	0	0
Media		4,56	6,78
Error estándar de la media		,176	,494
Mediana		5,00	7,00
Moda		5	8
Desviación estándar		,527	1,481
Varianza		,278	2,194
Suma		41	61

Fuente: Elaboración propia.

De la tabla N° 46, Resumen Estadístico, se tiene en el grupo control (Cimbras con Refuerzo) tienen una media de aritmética de 4.56 (meses/cimbra), y en el grupo experimental (Cimbras con Invert) tiene 6.78 (meses/cimbra), una diferencia de 2.22 (meses/cimbra) de rendimiento con respecto al anterior, asimismo en la mediana se tiene en el grupo control (Cimbras con Refuerzo) 5 (meses/cimbra) y en el grupo experimental (Cimbras con Invert) 7 (meses/cimbra), una diferencia de 2 meses; cabe mencionar que en las medidas de tendencia central existe una diferencia bien marcada de los resultados.

Respecto a la desviación estándar en el grupo de control (Cimbras con Refuerzo) se tiene 0.527 y en el grupo experimental (Cimbras con Invert) se tiene 1.481 (diferencia de 0.954) eso quiere decir que los resultados en el grupo de control son ligeramente más homogéneos que el grupo experimental.

4.7 PRUEBA DE HIPÓTESIS

El proceso que permite realizar el contraste de hipótesis requiere ciertos procedimientos. Se ha podido verificar los planteamientos de diversos autores y cada uno de ellos con sus respectivas características y peculiaridades, motivo por el cual era necesario decidir por uno de ellos para ser aplicado en la investigación.

4.7.1 Planteamiento de la hipótesis

Hipótesis Nula:

H_0 : Los resultados obtenidos de la implementación del invert mediante un análisis de convergencias entre el grupo de control y grupo experimental son iguales.

Hipótesis Alterna:

H_1 : Los resultados obtenidos de la implementación del invert mediante un análisis de convergencias entre el grupo de control y grupo experimental son diferentes.

4.7.2 Nivel de significancia o riesgo

$\alpha = 0,05$.

$gl = gc + ge - 2$.

$gl = 9 + 9 - 2 = 16$.

Buscando a 5% de significancia y 16 grados de libertad en la prueba t de Student se tiene que los puntos críticos o "t" teórica es igual a 2,12; por lo tanto:

Valor crítico = 2,12

4.7.3 Calculo del estadístico de prueba

El estadígrafo de Prueba más apropiado para este caso es la prueba t, ya que el tamaño de la prueba es menor que 30 ($n < 30$) y como en la Hipótesis alterna.

(H_1) existe dos posibilidades ($H_1 : \mu_1 > \mu_2$ ó $\mu_1 < \mu_2$) se aplicó la prueba bilateral, o sea a dos colas.

Calculemos ahora la prueba de hipótesis con la “t” de Student en el programa SPSS 22.

Correlaciones de muestras emparejadas

		N	Correlación	Sig.
Par 1	REFUERZO & CON_INVERT	9	,018	,003

Analizando la tabla observamos que el resultado de la correlación es 0.018, lo que de acuerdo a la tabla de interpretación pueden tener una variación entre -1.00 y +1.00, por lo que se determina que existe una correlación positiva marcada de la variable independiente: Implementación del invert mediante un análisis de convergencias, sobre la variable dependiente: Incrementar el rendimiento de las cimbras, también resaltamos el resultado de la correlación donde indica el valor (sig = 0.003) es menor que 0.05 entonces desde este análisis podemos adelantar que:

- se rechaza la hipótesis nula (H0) y
- se acepta la hipótesis alterna (H1).

Prueba de muestras emparejadas

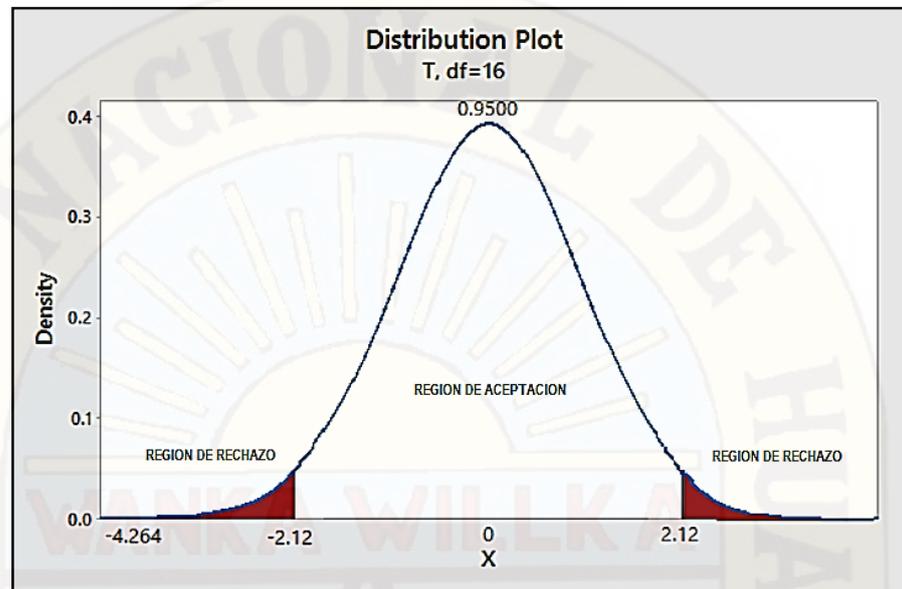
		Diferencias emparejadas					t	gl	Sig. (bilateral)
		Media	Desviación estándar	Media de error estándar	95 % de intervalo de confianza de la diferencia				
					Inferior	Superior			
Par 1	REFUERZO CON INVERT	-2,222	1,563	,521	-3,424	-1,020	-4,264	8	,003

Analizando la tabla de la prueba t de Student, observamos que el valor de la t calculada es igual a -4.264.

4.7.4 Gráfico de la curva normal

Para poder graficar y visualizar los resultados de los cálculos líneas arriba acudimos al programa Minitab 17.

Figura N°. 41 - Curva normal a 16 grados de libertad, elaborado en el programa minitab 17



Fuente: Elaboración propia.

4.7.5 Decisión estadística

Puesto que la t calculada (t_c) es menor que la t teórica (t_t); es decir tenemos lo siguiente ($-4.264 < -2.12$), en consecuencia se rechaza la hipótesis nula (H_0) y se acepta la hipótesis alterna (H_1).

4.7.6 Conclusión Estadística

Se ha demostrado con un nivel de significancia del 5% y la prueba t de Student que la Implementación del invert mediante un análisis de convergencias, influye significativamente en el Incremento del rendimiento de las cimbras de los tajos Karlita y Angelita en el método de explotación Sub Level Caving en Sociedad Minera Corona S.A. – U.P. Cachi Cachi.

CONCLUSIONES

- Se logró determinar qué la implementación del invert mediante un análisis de convergencias, si influye en el incremento del rendimiento de la cimbra cuyos resultados nos dan la duración en meses:

En las cimbras H4, tiene un incremento de 33% (2 meses) a comparación de las cimbras sin invert y en cimbras H6 el incremento es en un 40% más que una cimbra sin invert, todo esto con un factor influyente seco.

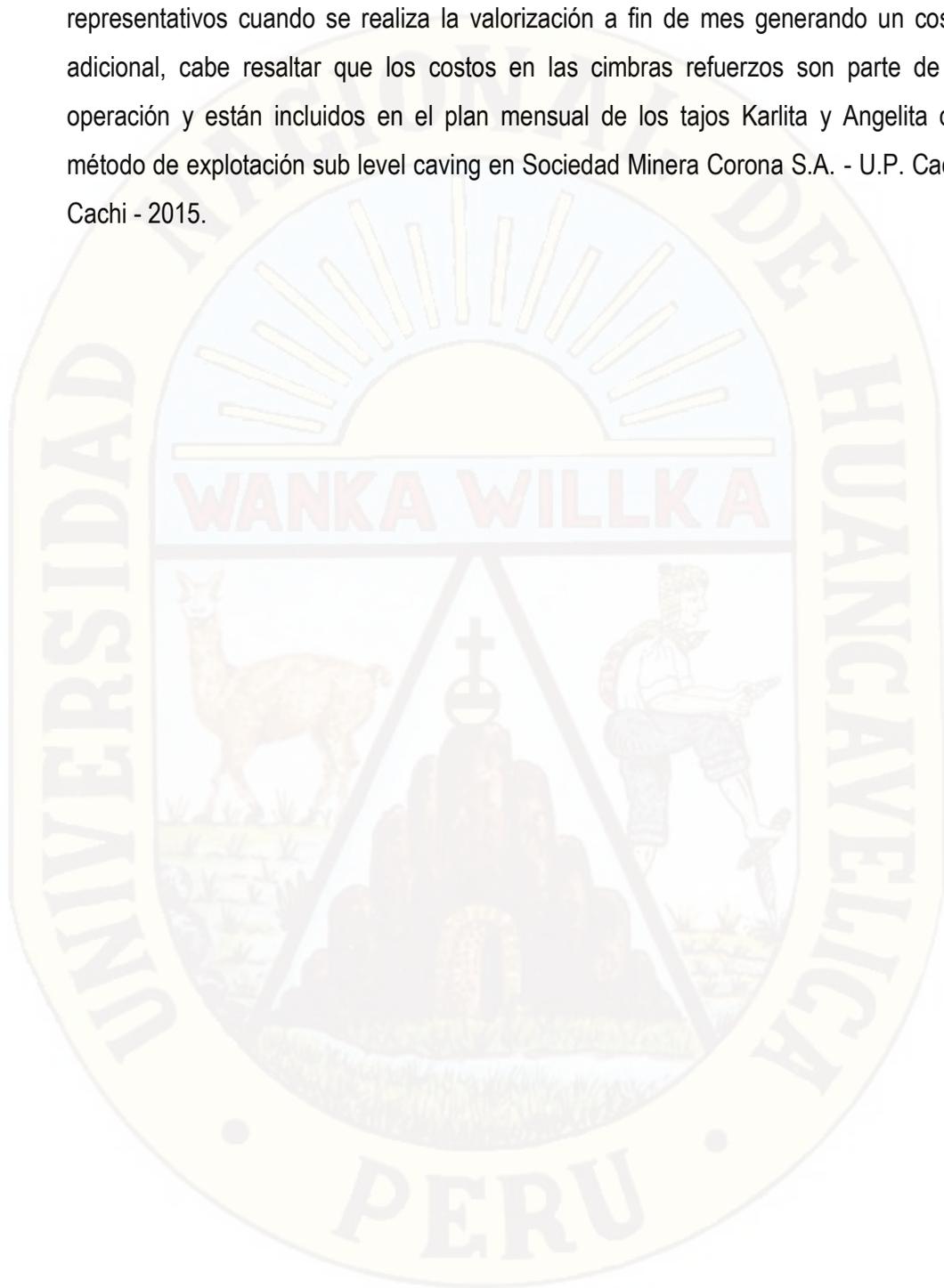
En terreno húmedo y en zona de goteo las cimbras H4 pueden incrementar su vida hasta en un 100% a comparación de las cimbras H6 que también tiene un incremento, pero del 20%.

Cabe resaltar que el mayor enemigo de un sostenimiento con cimbras es en un terreno con exeso de agua (flujo ligero) que es mayor a 2 lts/seg, donde al final de los ensayos se concluye que no se logra optimizar en cimbras H6.

Todo esto en los tajos Karlita y Angelita del método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi - 2015.

- Se ha comprobado que el colocado de los invert garantiza el alargamiento de la vida útil en la zona AC en condición de seco, húmedo y goteo con un promedio de velocidad de deformación de hasta 0.10 cm/día que casi un 50% de la deformación normal, sin embargo no logra garantizar en la zona AB y BC porque cuando se coloca una cimbra con invert los esfuerzos se dividen en mayor cantidad en las zonas AB y BC, en los tajos Karlita y Angelita, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. – U.P. Cachi Cachi – 2015.
- Se determinó la influencia del costo de armado de cimbras con invert con respecto a las cimbras sin invert.
En las cimbras H4, se tiene un incremento del 19.00% del costo de armado de cimbras sin invert, sin embargo en las cimbras H6 con invert el incremento del costo es en un 18.00% del costo por armado de cimbra, estos indicadores son

representativos cuando se realiza la valorización a fin de mes generando un costo adicional, cabe resaltar que los costos en las cimbras refuerzos son parte de la operación y están incluidos en el plan mensual de los tajos Karlita y Angelita del método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi - 2015.



RECOMENDACIONES

- Seguir con los estudios de análisis de convergencias en terreno con alto caudal de agua (flujo ligero) con las cimbras H4, así también realizar ensayos en terreno húmedo con invert y cimbras H6 para determinar la velocidad de deformación y calcular la vida de las cimbras en estos tipos de terreno en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi - 2015.
- Analizar detalladamente los esfuerzos inducidos en cada uno de los lados de la cimbra buscando una optimización adicional logrado en la presente tesis donde el objetivo tiene que ser la distribución uniforme de los esfuerzos alrededor de la cimbra, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. – U.P. Cachi Cachi – 2015.
- Analizar la influencia del costo de producción en el armado de cimbra con invert con respecto a las cimbras instaladas sin invert relacionando e incluyendo los efectos de la producción en tonelaje de mineral mensual que se extrae en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi - 2015.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

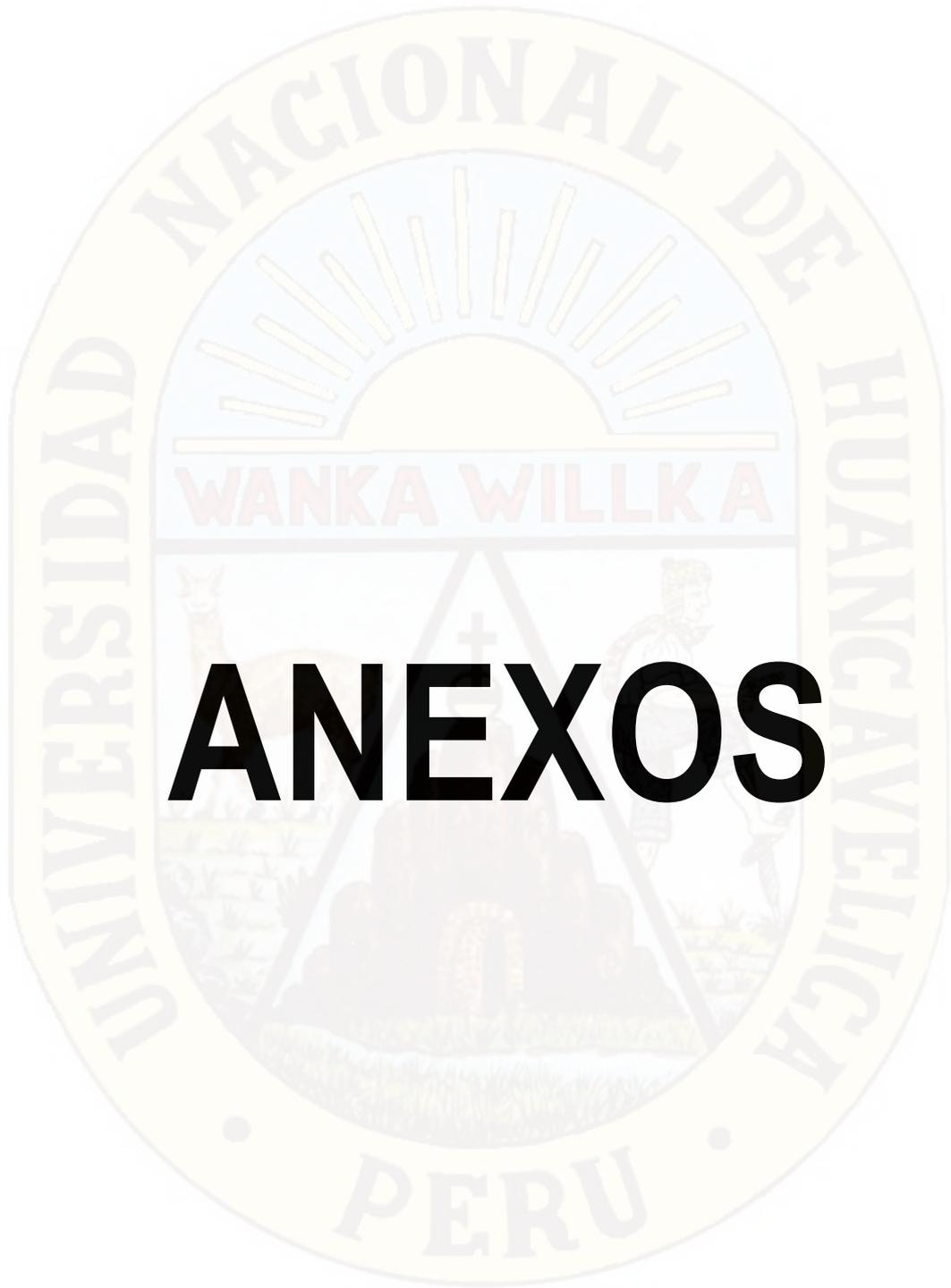
BIBLIOGRAFÍA:

1. CEMAL, Birön y ERGIN, Arioglu (1987). Diseño de ademes en minas: ademes de acero para los túneles, 1ra ed., México: Del departamento de Ingeniería de minas Universidad Técnica de Estambul. Editorial Limusa.
2. ESPINOZA, C. (2005). Mecanización del Sublevel Caving-Yauricocha [DIAPOSITIVA]. Arequipa, Perú: XXVII Convención Minera.
3. Diseño conceptual del método de hundimiento por sublèveles en Yauricocha. (2007). Yauricocha, Peru: Sociedad Minera Corona S.A.
4. CARHUAMACA, J. (2009). Evaluación y optimización del sostenimiento con cimbras en minería subterránea. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
5. GRANADOS, J. (2014). Optimización de los costos de preparación en el método de explotación Sub Level Caving en la unidad de producción Yauricocha – 2014. Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Peru.
6. Hoek, E., and E.T. Brown. (1983) "Empirical Strength Criterion for Rock Masses", J. Geotech. pp. 164
7. HOEK, E. (2000) Rock engineering Course notes: Tunnels in weak rock (1ra edition) [Canada] North Vancouver B.C.
8. Hibbeler (2006) Mecánica de materiales (6ta ed.). Mexico, Pearson. p. 815-816
9. Howard, L. Hartman. (1992) SME Mining Engineering Handbook. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Colorado.
10. Barton, N., Lien, R., and Lunde, J. (1998) Engineering Classification of Rock Masses for the design of Tunnel Support, Rock Mechanics. pp. 98
11. Barton, N., Lien, R., and Lunde, J. (1998) Engineering Classification of Rock Masses for the design of Tunnel Support, Rock Mechanics. pp. 195
12. Antonio Karzulovic. (2006) Efectos de Escala en Geomecánica. pp. 67.
13. PÉREZ, C. (2008) Manual de geomecánica en minería subterránea. pp. 125.
14. Oseda, D. (2008) Metodología de la Investigación. Ed. Pirámide. pp. 117.

15. GONZALES, A., OSEDA, D., RAMIREZ, F., GAVE, J., (2011) ¿Cómo aprender y enseñar investigación científica? Editor Ore, J.
16. Bieniawski, Z. (1989) Engineering Rock Mass Classifications, USA : A Wiley-Interscience. pp. 278
17. González, L. (2002) Libro de Ingeniería Geológica
18. Clemente, T., Clemente J. (2009) Análisis de Costos de Operación en Minería Subterránea y Evaluación de Proyectos Mineros.
19. Metodología de costos de operación en minería. (1998). Lima, Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.
20. ÁVILA, R. (2001) Estadística Elemental. Edición 2001.

PAGINAS WEB

1. Castro, L., (Actualizada: 26 abril 2013). Metodo de minado por hundimiento de subniveles Recuperado: 18 julio de 2016, desde:
<http://es.slideshare.net/lincoljhoncastrocuya/sublevel-caving>
2. Rubio, E., (Actualizada: 27 agosto 2016). Diseño de Minas Subterráneas. Recuperado: 04 octubre de 2016, desde:
<http://es.slideshare.net/hamiltonfloreszavaleta/01-introduccion-de-siseo-de-mina-subterranas>
3. V. der la Paloma, R. Maeztu, P. (Actualizada: 15 mayo 2011). Recuperado: 24 junio de 2016, desde www.ecobachillerato.com
4. Cordova, D., (Actualizada: 09 agosto 2016). Diseño y puesta en marcha de explotaciones mineras metálicas por explotaciones mineras metalicas por SLC en Peru. Recuperado del 12 agosto de 2016, desde:
http://www.iimp.org.pe/website2/jueves/ultimo83/jm20100225_geomecanica.pdf
5. Seguridad Minera (Actualizada: 12 noviembre 2015). Diseño de Minas Subterráneas con fecha recuperada 14 noviembre de 2015, desde:
<http://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/cimbras-metalicas/>



ANEXOS

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TÍTULO: IMPLEMENTACIÓN DEL INVERT MEDIANTE UN ANÁLISIS DE CONVERGENCIAS PARA INCREMENTAR EL RENDIMIENTO DE LAS CIMBRAS DE LOS TAJOS KARLITA Y ANGELITA, EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL CAVING EN SOCIEDAD MINERA CORONA S.A. - U.P. CACHI CACHI - 2015”

PROBLEMA	OBJETIVO	MARCO TEÓRICO	HIPÓTESIS	VARIABLE	METODOLOGÍA
<p>Problema General: ¿De qué manera la implementación del invert mediante un análisis de convergencias influirá para incrementar el rendimiento de la cimbra, de los tajos karlita y angelita, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi-2015?</p> <p>Problemas específicos:</p> <ul style="list-style-type: none"> • ¿De qué manera influirán los esfuerzos y su relevancia en el sostenimiento con cimbras de los tajos karlita y angelita, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi-2015? 	<p>Objetivo General: Determinar de qué manera la implementación del invert mediante un análisis de convergencias influye en el incremento del rendimiento de la cimbra, de los tajos karlita y angelita, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi-2015</p> <p>Objetivos Específicos:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Determinar la influencia de los esfuerzos y su relevancia en el sostenimiento con cimbras de los tajos karlita y angelita, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi-2015. 	<p>Antecedentes.</p> <p>A nivel nacional:</p> <p>A nivel local se ha realizado un trabajo técnico en el año 2005 presentado en la XXVII convención minera donde se recomienda que “Se requieren estudios geomecánicos más intensos para mejorar el uso de cimbras en el sostenimiento”</p> <p>Sociedad Minera Corona S.A. es una empresa de mineral polimetálico que ejecutara el proyecto de optimización de sostenimiento con cimbras de acero con el fin de buscar alternativas de solución para el principal sostenimiento</p>	<p>Hipótesis General: La implementación del invert mediante un análisis de convergencias influye significativamente en el incremento del rendimiento de la cimbra, de los tajos karlita y angelita, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi-2015.</p> <p>Hipótesis específicos:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Los esfuerzos influyen y tienen relevancia en el sostenimiento con cimbras de los tajos karlita y angelita, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi-2015 	<p>Variable independiente Implementación del invert mediante un análisis de convergencias.</p> <p>Variable dependiente incrementar el rendimiento de las cimbras de los tajos karlita y angelita</p>	<p>Tipo de investigación: Básica – Aplicada</p> <p>Nivel de investigación: Explicativa</p> <p>Diseño de investigación: Pre Experimental</p> <p>GE: 0₁ → X ← 0₂</p> <p>Población: Unidad de Producción Cachi Cachi – Sociedad Minera Corona S.A.</p> <p>Muestra: No Probabilística de tipo Intencionado por ser una investigación experimental, sin recurrir al azar. Los lugares donde se realizaran la muestra son la Zona III: Tj. 2852 Angelita y Tj. 8535 Karlita de la Unidad de Producción Cachi Cachi.</p>

<ul style="list-style-type: none"> • ¿Influirá la implementación del invert mediante un análisis de convergencias en el costo de producción de los tajos karlita y angelita, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi-2015?. 	<ul style="list-style-type: none"> • Determinar la influencia del costo de producción, implementando el invert mediante un análisis de convergencias de los tajos karlita y angelita, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi-2015. 	<p>que se tiene en la U.P. CACHI CACHI. Actualmente se produce mensualmente 7000 TMH mensuales aportando un 10% de la producción mensual para la empresa.</p> <p>A nivel internacional:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Estudio de la mina orcopampa expuesta en un trabajo técnico presentado en el 6to congreso nacional de minería 2006 • Universidad nacional de ingeniería "estudio de la evaluación y optimización del sostenimiento con cimbras en minería subterránea" - 2009 	<ul style="list-style-type: none"> • El costo de producción implementando el invert mediante un análisis de convergencias no se ve afectado de manera significativa para incrementar el rendimiento de las cimbras, de los tajos karlita y angelita, en el método de explotación sub level caving en Sociedad Minera Corona S.A. - U.P. Cachi Cachi-2015. 		<p>Técnicas e instrumentos:</p> <ul style="list-style-type: none"> • observación directa.. • Medición. • Estudio técnico de los minerales polimetálicos y rocas. <p>Técnicas de procesamiento de datos:</p> <p>De acuerdo al registro de datos de campo podemos interpretar los resultados, es así que se determinara el origen del problema y se evaluara alternativas de solución, realizando una serie de recomendaciones en base al comportamiento de las cimbras de acuerdo al lugar donde fue instalada.</p>
---	---	---	--	--	---

CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

ACTIVIDAD	2015								2016											
	NOVIEMBRE				DICIEMBRE				ENERO				FEBRERO				MARZO			
	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4	S1	S2	S3	S4
Elección del tema y del problema	X	X																		
Presentación y aprobación del proyecto			X	X																
Reconocimiento de la zona de estudio					X	X														
Elaboración de técnicas de estudio					X	X														
Procedimiento de las operaciones						X	X		X	X	X	X	X	X						
Procesamiento de datos													X	X	X					
Interpretación de datos															X	X				
Elaboración de informe final															X	X	X	X		
Presentación del informe																				X

EL PRESUPUESTO SERA FINANCIADO POR LA EMPRESA SOCIEDAD MINERA CORONA S.A.

PRESUPUESTO (CADENA DE GASTOS MENSUALIZADOS)

ACTIVIDAD	2015		2016		
	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	ENERO	FEBRERO	MARZO
Materiales de escritorio	S/. 200.00				S/. 100.00
Viáticos	S/. 350.00	S/. 350.00	S/. 350.00	S/. 350.00	
Alojamiento	S/. 250.00	S/. 250.00	S/. 250.00	S/. 250.00	
Alimentación	S/. 300.00	S/. 300.00	S/. 300.00	S/. 300.00	
Viáticos para monitoreo		S/. 350.00	S/. 350.00	S/. 350.00	
Ensayos de gabinete			S/. 900.00	S/. 900.00	
Análisis y Evaluación estadísticos				S/. 200.00	S/. 200.00
Informe final					S/. 400.00
Sub total	S/. 1,100.00	S/. 1,250.00	S/. 2,150.00	S/. 2,350.00	S/. 700.00
Costo Total del Proyecto	S/. 7,550.00				

MEDIDAS TOLERANTES PARA EL CAMBIO DE CIMBRA POR ZONAS DE CONVERGENCIA (cm)

ZONA	CIMBRA NUEVO	MEDIDA MINIMA PARA EL CAMBIO	DIFERENCIA
AC	300	250	50
AB	262	227	35
BC	262	227	35

VDL DE LAS CIMBRAS POR MES Y TIPO DE TERRENO - MINA CACHI CACHI

SIN INVERT		VEL.PROM.(cm/mes)		
DESCRIPCION Q	CIMBRA	AC	AB	BC
SECO	H4	8	6	5
	H6	6	5	5
HUMEDO	H4	11	7	7
	H6	12	5	6
GOTEO	H4	13	8	8
	H6	8	7	6
FLUJO LIGERO	H6	11	8	7

TIEMPO DE VIDA DE LAS CIMBRAS POR TIPO DE TERRENO Y LABOR - MINA CACHI CACHI

CUERPO	VENTANA	CIMBRA	MESES / CIMBRA											
			SIN INVERT											
			SECO			HUMEDO			GOTEO			FLUJO LIGERO		
AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC			
ANGELITA	5	H4				4	5	4	4	4	5			
		H6							6	5	5	4	4	4
	7	H4				5	5	6	4	4	4			
		H6							6	6	5	5	4	5
KARLITA	4	H4	6	6	7	4	4	5						
		H6				3	7	5						
	5	H4	6	6	8	6	5	8						
		H6	9	5	6	8	7	8						

TIEMPO DE VIDA DE LAS CIMBRAS EN ENSAYO, SIN INVERT - MINA CACHI CACHI									
CUERPO	VENTANA	TIPO	FACTOR	AC	AB	BC	VIDA MESES		
angelita	5	H4	Humedo	4	5	4	4		
		H4	Goteo	5	4	6	4		
		H4	Goteo	4	4	5	4		
		H4	Goteo	4	3	3	3		
	7	H4	Humedo	5	5	6	5		
		H4	Goteo	4	4	6	4		
		H4	Goteo	4	4	3	3		
		H4	Goteo	5	5	4	4		
karlita	4	H4	Seco	6	8	11	6		
		H4	Seco	5	5	5	5		
		H4	Humedo	4	4	5	4		
		H4	Seco	8	5	6	5		
	5	H4	Seco	6	6	8	6		
		H4	Humedo	6	5	8	5		
		angelita	5	H6	Goteo	6	4	5	4
				H6	Goteo	6	5	5	5
H6	Flujo Ligero			5	4	4	4		
H6	Flujo Ligero			4	4	4	4		
7	H6	Goteo	6	6	5	5			
	H6	Goteo	6	5	5	5			
	H6	Flujo Ligero	5	5	6	5			
	H6	Flujo Ligero	4	4	5	4			
karlita	4	H6	Humedo	4	6	5	4		
		H6	Humedo	3	7	5	3		
	5	H6	Seco	7	4	5	4		
		H6	Seco	9	5	5	5		
		H6	Humedo	8	7	8	7		
		H6	Seco	11	7	8	7		

VDL CON CIMBRAS E INVERT POR FACTOR INFLUYENTE - MINA CACHI CACHI				
CON INVERT		VEL.PROM.(cm/mes)		
DESCRIPCION Q	CIMBRA	AC	AB	BC
SECO	H4	3	3	4
	H6	3	5	4
HUMEDO	H4	3	4	5
GOTEO	H4	3	4	4
	H6	3	5	5
FLUJO LIGERO	H4	5	7	6

VDL DE LAS CIMBRAS POR TIPO DE TERRENO Y LABOR - MINA CACHI CACHI

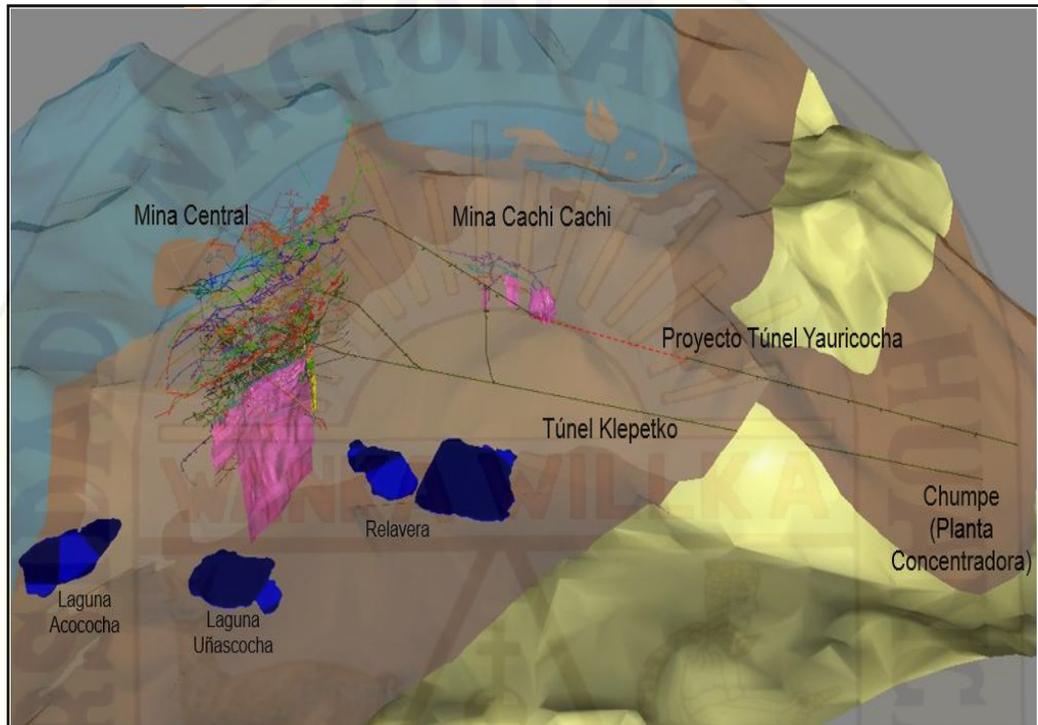
CUERPO	VENTANA	CIMBRA	cm/día											
			CON INVERT											
			SECO			HUMEDO			GOTEO			FLUJO LIGERO		
AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC	AC	AB	BC			
ANGELITA	5	H4				0.11	0.13	0.15	0.11	0.12	0.14			
		H6							0.11	0.16	0.17	0.17	0.25	0.20
KARLITA	4	H4	0.09	0.09	0.13									
		H6	0.11	0.16	0.14									

CUERPO	VENTANA	TIPO	FACTOR	TIEMPO DE VIDA DE LAS CIMBRAS EN ENSAYO			
				AC	AB	BC	VIDA MESES
angelita	5	H4	Humedo	26	8	7	7
		H4	Humedo	11	8	8	8
		H4	Goteo	15	9	8	8
karlita	4	H4	Seco	20	13	8	8
angelita	5	H6	Flujo ligero	11	4	5	4
		H6	Goteo	17	7	9	7
		H6	Goteo	20	7	5	5
karlita	4	H6	Seco	20	8	8	8
		H6	Seco	15	6	8	6

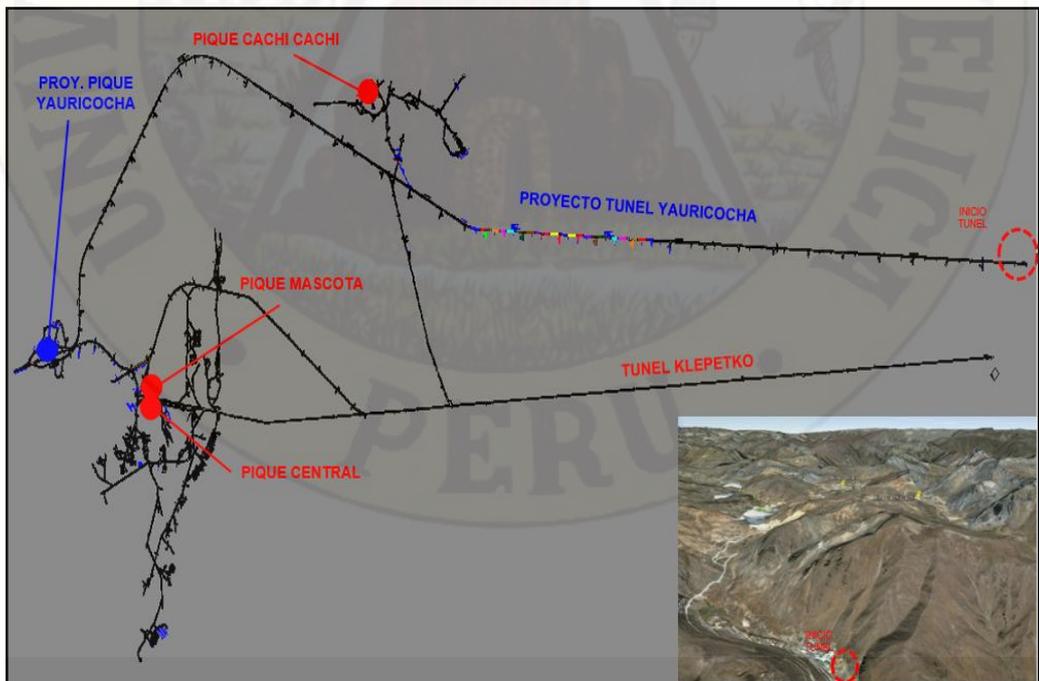
VDL CON CIMBRAS REFUERZO POR TIPO DE TERRENO - MINA CACHI CACHI

DESCRIPCION Q	CIMBRA	VEL.PROM.(cm/mes)		
		AC	AB	BC
SECO	H4	3	2	3
	H6	3	3	3
HUMEDO	H4	6	5	5
GOTEO	H4	5	4	6
	H6	6	4	4
FLUJO LIGERO	H6	6	5	5

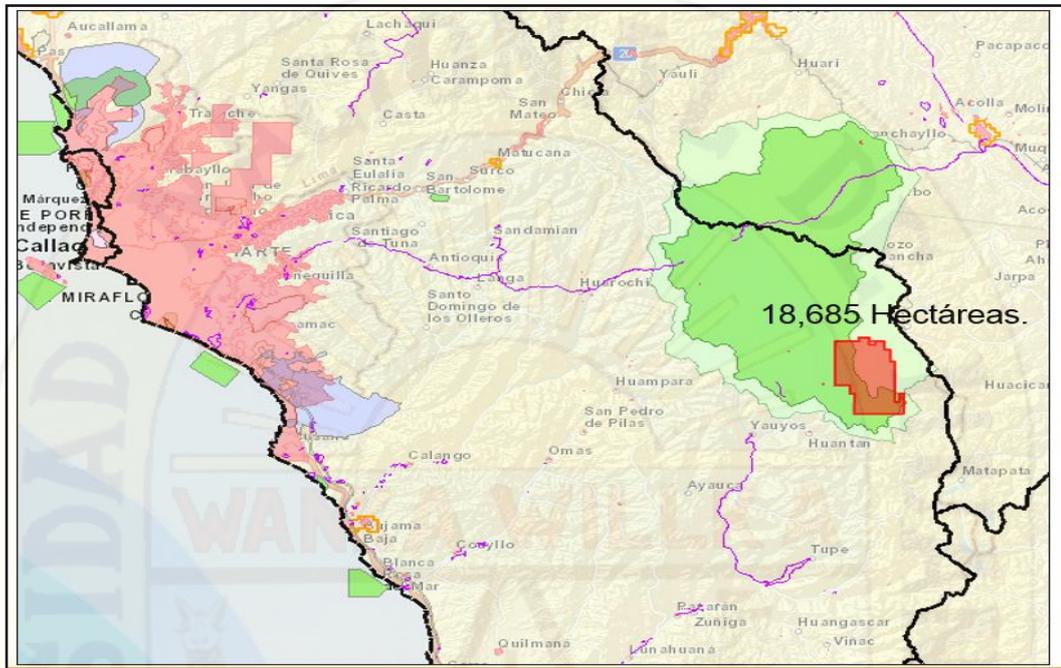
CIMBRA REFUERZO	TIPO	FACTOR	TIEMPO DE VIDA DE LAS CIMBRAS EN ENSAYO			
			AC	AB	BC	VIDA MESES
angelita	H4	Seco	12	8	5	5
	H4	Humedo	5	5	4	4
	H4	Humedo	6	4	4	4
	H4	Goteo	6	5	4	4
	H6	Goteo	7	5	5	5
	H6	Flujo ligero	4	5	4	4
	H6	Goteo	7	5	5	5
karlita	H6	Seco	7	7	6	5
	H6	Seco	10	6	5	5



Mina Yauricocha, Software Datamine, Fuente: Dpto Planeamiento Y Productividad SMCSA



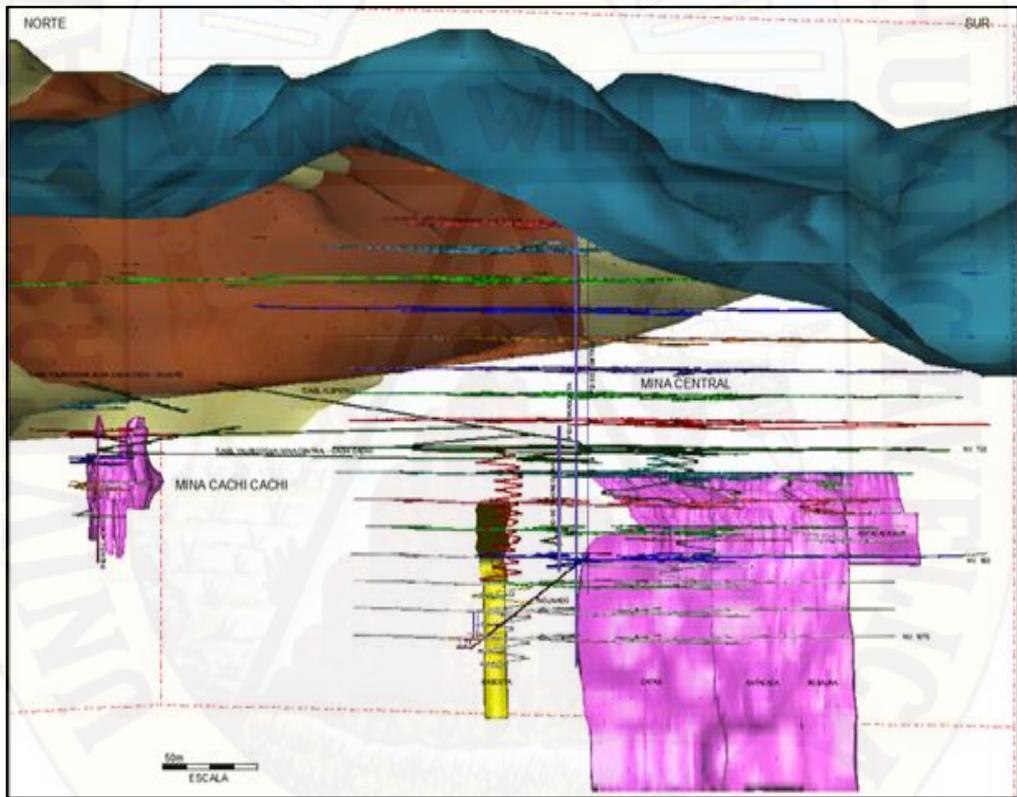
Infraestructura Principal De La Mina, Vista En Planta, Fuente: Planeamiento Y Productividad SMCSA



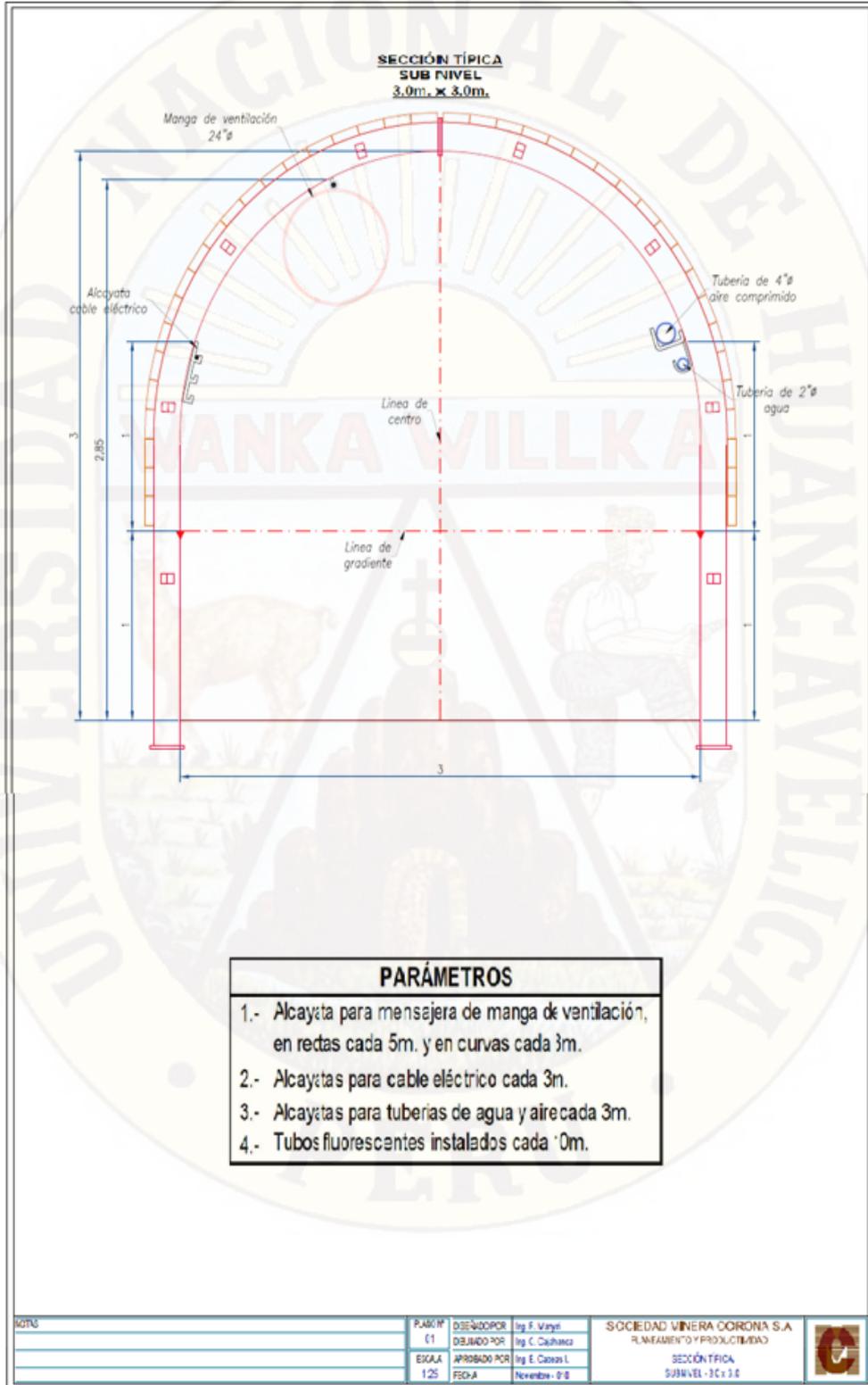
Vista De La Concesión De Acumulación Yauricocha, Fuente: Dpto. Mina SMCSA.



Ubicación De La Mina Cachi Cachi – Sociedad Minera Corona.



Vista Isométrica De La Mineralización En Mina Cachi Cachi



	ESTÁNDAR N° 001 ARMADO DE CIMBRAS		
	Código: SIGCO / EST / MIN / AC	Versión: 002	
	Fecha de elaboración: 01 de Junio del 2014	Página: 1, 2	

1. OBJETIVO

Establecer normas para minimizar los riesgos de accidentes en el armado de cimbras.

2. ALCANCE

El presente estándar tiene su aplicación a todas las áreas, colaboradores y contratistas, que realizan el armado de cimbras.

3. REFERENCIAS LEGALES Y OTRAS NORMAS.

3.1. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional DS 055-2010-EM.

3.2. Reglamento Interno de Seguridad y Salud en el trabajo.

3.3 Ley 29783 Ley de Seguridad y Salud en el Trabajo.

3.4 D.S. 005 2012 TR.

4. ESPECIFICACIONES DEL ESTÁNDAR.

4.1. Equipos a usar.-

4.1.1. 02 escaleras especiales.

4.1.2. Tablas de 4, 5, 7 pies

4.1.3. Nivel

4.1.4. Pico

4.1.5. Lampa

4.1.6. Barretilla de 6', 10', 12'

4.2. Tipos de Cimbras.-

UNIDA	TIPO	ANCHO	ALTURA	LBS
Juego	H6	2.5	2.65	25
Juego	H6	2.8	2.95	20
Juego	H6	3.0	3.10	25
Juego	H6	3.5	3.10	25
Juego	H4	3.0	3.10	13
Juego	H4	3.5	3.10	13

4.3. Distancias entre cimbras.-

MATERIAL	Dist. (mts)	ELEMENTOS			
		Arriostres (Und)	Distanciadores (Und)	Topes madera (Und)	Pernos
Mineral	1.0	6	8	6	4
Desmonte	1.2	0	8	6	4
Desmonte	1.5	0	8	6	4

➤ Las distancias entre cimbras en un terreno estéril (desmonte) será en función al mapeo geomecánico del área a sostener y en caso sea en Tajeos Sub Level Caving de acuerdo al cuadro de sostenimiento en mineral.

➤ Toda cimbra instalada debe contar con los elementos completos.

➤ Se colocara anclajes de Fierro Corrugado de 1' tipo "L" en la cimbra inicial de la labor.

4.4. Tipos de distanciadores.-

DISTANCIADORES	
Unidad.	LONG (mts)
Unidad.	1.0
Unidad.	1.2
Unidad.	1.5

Los distanciadores serán de Fe corrugados de ¾"

4.5. Armado de Cimbras de entrada y/o Triángulos

- Se realizara de acuerdo al diseño de cimbras desde el ingreso hacia las ventanas, las cuales estarán reforzadas entre cimbra y cimbra con rieles en la corona, y arriostres.

4.6. Especificaciones del estándar.

- Este elemento de sostenimiento se utilizará cuando el tipo de roca según GSI sea: IF/P, MF/MP, IF/MP; RMR: (0- 20).
- Realizar el mapeo geomecánico.
- Se usarán para el enrejado tablas de 2" x 6" x 5" en caso de ser cimbras tipo H4 y con tablas 2" x 6" x 4" en caso de ser cimbra tipo H6.
- Las patillas de las cimbras serán de 10 cm. de profundidad y/o de acuerdo a la gradiente
- Las cimbras instaladas deberán ser aseguradas y topeadas sin dejar espacios vacíos en los hastiales y en la corona.

4.7. Instalación de Marchavantes y guardacabeza.

- Para colocar los marchavantes de deberá contar con todo el personal asignado a esta labor.
- La sección de la labor deberá ser lo suficientemente más amplia para colocar los marchavantes.

Tipo de riel	Longitud (mts.)	Mineral	Desmante	Long sogá Nylon (1/2"Ø)
Marchavante 45 lbs.	3.5	6	4	5

- Los marchavantes deben tener una punta tipo lápiz en un extremo y en el otro un agujero para amarrar la sogá, podrán ser de 45 lbs. y/o de 60 lbs.
- Se colocaran equidistantemente en la corona y hastiales.
- El guarda cabeza se preparara con más de 6 marchavantes cuando la evaluación Geomecánica así lo determine.

Tipo de riel	Longitud (mts)	En Mineral	En Desmante
Marchavante 60 lbs.	4.0 a 6.0	Lo requerido	Lo requerido

- Los marchavantes de 60 Lbs. se usarán en labores con derrumbes.

5. RESPONSABLES.

- Supervisores de SMCSA.
- Residente y Jefe de Guardia ECM:
- Maestro cimbrero ayudantes.

6. REGISTROS, CONTROLES Y DOCUMENTACIÓN

- Registro de capacitación.
- Tablero de herramientas de control.
- Formatos de reportes de incidentes, actos y condiciones sub estándares.

7. FRECUENCIA DE INSPECCIONES.

- Inspecciones específicas diarias, mensuales e inopinadas.
- Inspecciones del Comité y sub comité de seguridad.

8. EQUIPO DE TRABAJO.

- El equipo de trabajo estará integrado por tres personas como mínimo: un maestro, dos ayudantes.

9. REVISIÓN y MEJORAMIENTO CONTINUO.

- El presente estándar será revisado por los supervisores responsables y estará sometido a un mejoramiento continuo.

Preparado por:  Jefe de Zona Ing. Rolando Aliaga A. REG. CIP N° 61046	Revisado por:  Spte. de Mina (e) Ing. Vidal Arce C. REG. CIP N° 60731	Revisado por:  Superintendente Gral. Ing. Arnaldo Santillán R. Superintendente Gral. REG. CIP N° 50147	Revisado por:  Gerente del Programa de Seguridad y Salud en el Trabajo Ing. Percy Gómez P. REG. CIP N° 71785	Aprobado por:  Gerente de Operaciones Ing. Bernardo Cabezas I. REG. CIP N° 60445
Fecha de Elaboración: 01 de Octubre 2014				Fecha de Aprobación: 05 de Octubre 2014

ANÁLISIS DE PRECIO UNITARIO					
(Yauricocha 2015)					
I.- Parametros de Calculo :					
Labor	Excavacion Ventanas			Tipo de Roca	: Suave
Sección	3.00	x	3.00	Longitud de Taladro	: 6.00 Pies
Equipo Perforación	Jack Leg			Eficiencia de perforacion:	: 85.00 %
Equipo Limpieza	Scoop 1.5 yd3			Avance/Disparo	: 1.55 m
Distancia Limpieza	50	m.	1T	Volumen Insitu	: 13.99 m3
Tiempo de Limpieza	0.86			Volumen Esponjado	: 20.99 m3
Tipo de Corte	" V "			TMS	: 49.81
Taladros Perforados	30				
Taladros Disparados	30				
N° Pies Perforados	180				
II.- MANO DE OBRA :					
Descripción	Unidad	Costo	Parcial	Costo / metro	
Maestro Perforista	1.00	52.50	52.50		
Ayudante Perforista	1.00	47.97	47.97		
Scoopero - Equipo Electrico	0.00	54.04	0.00		
			100.47		64.63
B. Sociales	106.56%		107.06		
III.- EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA :					
Exadit 45%		0.00	0.00		
Semexa 65% 1.1/8"x 7"		0.00	0.00		
Semexa 65% 1"x 7"		0.00	0.00		
Semexa E-65% 1"x7"		0.00	0.00		
Semexa E-80%		0.00	0.00		
Exagel E-80%		0.00	0.00		
Gelatina Especial 75 %		0.00	0.00		
Carmex 7 ft		0.00	0.00		
Pentacord		0.00	0.00		
Mecha Rápida		0.00	0.00		
Fanel, 3,2 m		0.00	0.00		
Fanel, 2,8 m		0.00	0.00		
Taco de Arcilla		0.00	0.00		
Carrizo		0.00	0.00	0.00	0.00
IV.- PERFORACION :					
Jgo de Barras de 4 y 6 pies	180	0.06	11.28		
Jgo de Brocas 36 y 38 mm	180	0.04	7.02		
Accesorios y Otros	180	0.06	11.52		
Perforadora Neumatica	180	0.36	65.20	95.03	61.13
V.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :					
Perforista/Ayudantes	2.00	3.22	6.44		
Operador Scoop	0.00	2.70	0.00		
Lampara Minera	2.00	0.35	0.71	7.15	4.60
VI.- HERRAMIENTAS :					
Herramientas	1.00	4.28	4.28	4.28	2.75
			Parcial		133.12
			Imprevistos	5%	6.66
			Utilidad	10%	13.31
			B. Sociales		68.87
			Camioneta		15.03
			Supervisión		191.44
			Gast. Genral.	12%	45.28
COSTO POR METRO DE AVANCE					408.46

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO

(Yauricocha Enero '15)

I.- Parametros de Calculo :

Labor Perforacion de Taladros Largos - Jumbo

Rendimiento 40 mis

Descripción	Unidad	Costo	Parcial	Costo / metro
-------------	--------	-------	---------	---------------

II.- MANO DE OBRA :

Maestro	1	1.00	52.50	52.50	
Ayudante	1	1.00	47.97	47.97	
					100.47
B. Sociales		106.56%		107.06	2.51

III.- Costo de Aceros

Broca Retractil R-32 de 64 mm	40	0.53	21.03		
Shank Adapter 1238 T-38	40	0.00	0.00		
Barras de Perforacion A-36	40	2.38	95.37		
Grasa	40	0.00	0.00	116.40	2.91

V.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :

Perforista/Ayudante	2.00	3.22	6.44		
Lampara Minera	2.00	0.32	0.64	7.08	0.18

VI.- HERRAMIENTAS :

Herramientas	1.00	4.28	4.28	4.28	0.11
--------------	------	------	------	------	------

Parcial		5.71
Imprevistos	5%	0.29
Utilidad	10%	0.57
B. Sociales		2.68
Supervisión		0.00
Gast. Genral.	12%	0.96

COSTO POR METRO PERFORADO S./metro 10.20

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO					
(Yauricocha Enero '15)					
I.- Parametros de Calculo :		Tipo de Roca	:	Semi Dura / Suave	
		Longitud de Taladro	:	6.41 mts	
		Avance/Disparo	:	1.00 m	
Labor	Carguio de Taladros Largos - Jumbo	Volumen Insitu	:	46.18 m3	
		Volumen Esponjado	:	69.27 m3	
Rendimiento	40 mts	Taladros Disparados	:	11.20 unid	
		Longitud de taladros perforados	:	71.84 mts	
Descripción	Unidad	Costo	longitud de taladros cargados	47.89 mts	
			longitud de 01 Taladro Cargado	6.41 mts	
II.- MANO DE OBRA :					
Maestro	1	0.44	52.50	23.10	
Ayudante	1	0.44	47.97	21.11	
Ayudante	1	0.27	47.97	12.95	57.16
B. Sociales		106.56%			60.91
III.- Costo de Aceros					
Broca Retractil R-32 de 64 mm	0	0.53	0.00		
Shank Adapter 1238 T-38	0	0.00	0.00		
Barras de Perforacion A-36	0	2.38	0.00		
Grasa	0	0.00	0.00	0.00	0.00
V.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :					
Perforista/Ayudante	1.15	3.22	3.70		
Lampara Minera	1.15	0.32	0.37	4.07	0.36
VI.- HERRAMIENTAS :					
Herramientas	1.00	4.13	4.13	4.13	0.37
		Parcial			5.84
		Imprevistos	5%		0.29
		Utilidad	10%		0.58
		B. Sociales			5.44
		Supervisión			0.00
		Gast. Genral.	11.51%		1.30
COSTO POR METRO PERFORADO S./metro					13.45

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO

(Yauricocha Enero '15)

I.- Parametros de Calculo :

Labor	SLC - ANGELITA (LIMPIEZA)		Tipo de Roca	:	Suave
Sección	:		Longitud de Taladro	:	0.00 Pies
Equipo Perforación	Jack Leg		Avance/Disparo	:	0.00 m
Equipo Limpieza	Scoop 1.5 yd3		Volumen Insitu	:	23 m3
Distancia Limpieza	100 (2T)	m.	Volumen Esponjado	:	35 m3
Tiempo de Limpieza	6.77	Scoop 2.5	TMS/Gdia	:	83
Tiempo de Limpieza	3.06	Scoop 1.5	TMS/Mes	:	5000
Taladros Perforados	:				
Taladros Disparados	:				

Descripción	Unidad	Costo	Parcial	Costo
II.- MANO DE OBRA :				
Chutero	1	1.04	52.50	54.68
Parrillero / Ayud. Chute	2	1.04	47.97	99.93
Operador de Scoop	2	1.04	54.04	112.57
Encargado de tejo	1	1.04	54.04	56.28
			323.46	13.82
B. Sociales	99.49%		321.81	
III.- EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA :				
Exadit 45%	0	0.00	0.00	
Semexa 65% 1.1/8"x 7"	0	0.00	0.00	
Semexa 65% 1"x 7"	0	0.00	0.00	
Semexa E-65% 1"x7"	0	0.00	0.00	
Semexa E-80%	0	0.00	0.00	
Exagel E-80%	0	0.00	0.00	
Gelatina Especial 75 %	0	0.00	0.00	
	0	0.00	0.00	
Pentacord	0	0.00	0.00	
Mecha Rápida	0	0.00	0.00	
Fanel, 3.2 m	0	0.00	0.00	
Fanel, 2.8 m	0	0.00	0.00	
Taco de Arcilla	0	0.00	0.00	
Carrizo	0	0.00	0.00	0.00
IV.- PERFORACION :				
Jgo de Barreno 4 y 6 pies	0	0.08	0.00	
Jgo de Brocas 36 y 38 mm	0	0.05	0.00	
Accesorios y Otros	0	0.06	0.00	
Perforadora Neumática	0	0.33	0.00	0.00
V.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :				
Perforista/Ayudante	4.68	2.63	12.31	
Operador/Minchero	2.08	2.70	5.62	
Lampara Minera	6.24	0.32	2.00	19.93
				0.85
VI.- HERRAMIENTAS :				
Herramientas	1.00	4.13	4.13	4.13
				0.18

Parcial		14.85
Imprevistos	5%	0.74
Utilidad	10%	1.48
B. Sociales		13.75
Camioneta		0.94
Supervisión		16.34
Gast. Genral.	12%	5.17
COSTO POR METRO CUBICO (m3)		53.27

Nota - Personal en Sistema de Trabajo 14x7, Explosivo Cta. COMPAÑÍA

ANÁLISIS DE PRECIO UNITARIO					
(Yauricocha Enero '15)					
I.- Parametros de Calculo :					
Labor	:	SLC - KARLITA (LIMPIEZA)	Tipo de Roca	:	Suave
Sección	:		Longitud de Taladro	:	0.00 Pies
Equipo Perforación	:	Jack Leg	Avance/Disparo	:	0.00 m
Equipo Limpieza	:	Scoop 1.5 yd3	Volumen Insitu	:	19 m3
Distancia Limpieza	:	100(2T) m.	Volumen Esponjado	:	28 m3
Tiempo de Limpieza	:	3.87	TMS/Gdia	:	67
Taladros Perforados	:		TMS/Mes	:	4000
Taladros Disparados	:				
II.- MANO DE OBRA :					
Descripción	Unidad	Costo	Parcial	Costo	
Chulero	1	0.60	52.50	31.25	
Parrillero / Ayud. Chulero	2	0.60	47.97	57.10	
Operador de Scoop 1.5 yd	1	0.60	54.04	32.16	
			54.04	0.00	
				120.51	6.44
B. Sociales	106.56%			128.41	
III.- EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA :					
Exadit 45%	0	0.00	0.00		
Semexa 65% 1.1/8"x 7"	0	0.00	0.00		
Semexa 65% 1"x 7"	0	0.00	0.00		
Semexa E-65% 1"x7"	0	0.00	0.00		
Semexa E-80%	0	0.00	0.00		
Exagel E-80%	0	0.00	0.00		
Gelatina Especial 75 %	0	0.00	0.00		
	0	0.00	0.00		
Pentacord	0	0.00	0.00		
Mecha Rápida	0	0.00	0.00		
Fanel, 3.2 m	0	0.00	0.00		
Fanel, 2.8 m	0	0.00	0.00		
Taco de Arcilla	0	0.00	0.00		
Carrizo	0	0.00	0.00		0.00
IV.- PERFORACION :					
Jgo de Barreno 4 y 6 pies	0	0.08	0.00		
Jgo de Brocas 36 y 38 mm	0	0.05	0.00		
Accesorios y Otros	0	0.06	0.00		
Perforadora Neumatica	0	0.33	0.00	0.00	0.00
V.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :					
Perforista/Ayudante	1.79	2.63	4.70		
Operador/Winchero	0.60	2.70	1.61		
Lampara Minera	2.38	0.32	0.76	7.06	0.38
VI.- HERRAMIENTAS :					
Herramientas	1.00	4.13	4.13	4.13	0.22
			Parcial		7.03
			Imprevistos 5%		0.35
			Utilidad 10%		0.70
			B. Sociales		6.86
			Camioneta		0.51
			Supervisión		8.91
			Cast. Genral. 12%	2.62431264	2.68
				COSTO POR METRO CUBICO (m3)	27.05

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO

(Yauricocha Enero '15)

I.- Parametros de Calculo :

Labor	Cimbra H4				Rendimiento:	2	Cimbras
Sección	3.00	x	3.15		Avance :		
Transporte de elementos :	Pulso/Scoop						Incluye Traslado

Descripción	Unidad	Costo	Parcial	Subtotal	Subtotal
II.- MANO DE OBRA :					
Maestro Cimbrero	1.00	52.50	52.50		
Ayudante Cimbrero	2.00	47.97	95.94		
Op. Scoop	0.25	54.04	13.51		
			161.95	161.95	80.98
B. Sociales	106.56%		172.57		
III.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :					
Maestros/Ayudantes	3.25	2.63	8.55		
Lampara Minera	3.25	0.32	1.04	9.59	4.79
VI.- HERRAMIENTAS :					
Herramientas	1.00	3.82	3.82	3.82	1.91
			Parcial	175.36	87.68
			Utilidad 10%	17.54	8.77
			B. Sociales	172.57	86.29
			Gast Genral. 12%	40.05	20.02
			S/.	405.51	202.76

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO

(Yauricocha Enero '15)

I.- Parametros de Calculo :

Labor	Cimbra H6				Rendimiento:	2	Cimbras
Sección	3.00	x	3.15		Avance :		
Transporte de elementos :	Pulso/Scoop						Incluye Traslado

Descripción	Unidad	Costo		Parcial	Subtotal	Subtotal
II.- MANO DE OBRA :						
Maestro Cimbreiro	1.50	52.50	78.75			
Ayudante Cimbreiro	2.00	47.97	95.94			
Op. Scoop	0.25	54.04	13.51			
				188.20	188.20	94.10
B. Sociales	106.56%			200.55		
III.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :						
Maestros/Ayudantes	3.75	2.63	9.86			
Lampara Minera	3.75	0.32	1.20	11.06	11.06	5.53
VI.- HERRAMIENTAS :						
Herramientas	1.00	3.82	3.82	3.82	3.82	1.91
				Parcial	203.08	101.54
				Utilidad 10%	20.31	10.15
				B. Sociales	200.55	100.27
				Gast. Genral. 12%	46.46	23.23
				S/.	470.39	235.20

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO

(Yauricocha Enero '15)

I.- Parametros de Calculo :

Labor	Enmaderado perimetral de cimbras + Empaquetado	Avance :	21.25 m2
Sección	Todas las secciones		Promedio = 118 Tablas de 5'
Transporte de elementos :	Pulso/Scoop		Incluye Traslado

Descripción	Unidad	Costo	Parcial	Subtotal
II.- MANO DE OBRA :				
Maestro Cimblero	2.00	52.50	105.00	
Ayudante Cimblero	2.00	47.97	95.94	
Op. Scoop	0.50	54.04	27.02	
			227.96	227.96
B. Sociales	106.56%		242.91	
III.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :				
Maestros/Ayudantes	4.50	2.63	11.84	
Lampara Minera	4.50	0.32	1.44	
			13.28	13.28
VI.- HERRAMIENTAS :				
Herramientas	1.00	4.92	4.92	
			4.92	4.92
			Parcial	246.16
			Utilidad 10%	24.62
			B. Sociales	242.91
			Gast. Genral. 12%	56.29
			S/.	569.98
<hr style="border-top: 1px dashed black;"/>				
Enmaderado Perimetral (S/ / m2)				26.82
Costo de Instalacion / Tabla (S/ / Tabla)				4.02

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO

(Yauricocha Enero '15)

I.- Parametros de Calculo :

Labor Encribado perimetral cimbras (Solo Realces Naturales) Avance : 75 unid.
 Sección Todas las secciones
 Transporte de elementos : Pulso/Scoop Incluye Traslado

Descripción	Unidad	Costo	Parcial	Subtotal
II.- MANO DE OBRA :				
Maestro Cibrero	1.00	52.50	52.50	
Ayudante Cibrero	1.00	47.97	47.97	
Op. Scoop	0.50	54.04	27.02	
			127.49	127.49
B. Sociales	106.56%		135.85	
III.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :				
Maestros/Ayudantes	2.50	2.63	6.58	
Lampara Minera	2.50	0.32	0.80	
			7.38	7.38
VI.- HERRAMIENTAS :				
Herramientas	1.00	4.92	4.92	
			4.92	4.92
			Parcial	139.79
			Utilidad 10%	13.98
			B. Sociales	135.85
			Gast. Genral. 12%	31.73
			S/.	321.34

Enmaderado Perimetral (S/./ Unid)				4.28

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO

(Yauricocha Enero '15)

I.- Parametros de Calculo :

Labor : Arriestre - Refuerzo con rieles o vigas el arco de las cimbras Avance : 12 Rieles de 1m / 2.00 Tareas
 Sección : Variable
 Transporte de elementos : Pulso / Scoop Incluye Traslado de Rieles o Vigas

Descripción	Unidad	Costo	Parcial	Subtotal
II.- MANO DE OBRA :				
Soldador	1.00	52.50	52.50	
Ayudante Soldador	1.00	47.97	47.97	
Operador de Scoop	0.00	54.04	0.00	
			100.47	100.47
B. Sociales	106.56%		107.06	
III.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :				
Maestros/Ayudantes	2.00	2.63	5.26	5.26
Operador	0.00	0.37	0.00	0.00
IV.- HERRAMIENTAS :				
Herramientas	1.00	0.96	0.96	0.96
V. MATERIALES				
	Unid.	Kg/ arriestre	Costo/Kg	
Soldadura Supercorte	1.00	0.2	12.83	2.23
Soldadura Supercito	1.00	0.2	11.04	2.01
VI. EQUIPOS				
	hr.	Cost/ Hr.		
Maquina de Soldar	0.33	0.22	0.07	0.07
				111.00
Parcial				111.00
Utilidad 10%				11.10
Imprevistos 5%				5.55
B. Sociales				107.06
Bonificación Operador Scoop (alimentac.)				0.00
Gast. Genral. 12%				25.10
				S/. 259.81
=====				
Costo de Instalacion / Riel Pz. 1 mt.				S/. / Unid. 21.65

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO

I.- Parametros de Calculo :

I.- Parametros de Calculo :

Labor Guardacabeza (marchavante riel) Avance : 4 unid.
 Sección Todas las secciones
 Transporte de elementos : Preparacion y traslado a labor

Descripción	Unidad	Costo	Parcial	Subtotal
II.- MANO DE OBRA :				
Maestro Cimblero	0.31	52.50	16.15	
Ayudante Cimblero	0.31	47.97	14.76	
	0.00	54.04	0.00	
			30.91	30.91
B. Sociales	106.56%		32.94	
III.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :				
Maestros/Ayudantes	0.62	2.63	1.62	
Lampara Minera	0.62	0.32	0.20	1.82
				1.82
VI.- HERRAMIENTAS :				
Equipo de Oxicorte (completo)	0.31	4.15	1.28	1.28
Herramientas	0.31	3.82	1.18	1.18
				2.45

Parcial		35.18
Utilidad	10%	3.52
B. Sociales		32.94
Gast. General.	11.51%	7.84
	S/.	79.48

 Guardacabeza - Marchavante Riel todas las dimensiones S/./Unid. 19.87

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO					
I.- Parametros de Calculo :					
I.- Parametros de Calculo :					
Labor	Guardacabeza (marchavante riel)		Avance :	4 unid.	
Sección	Todas las secciones				
Transporte de elementos :	Instalacion y Desinstalacion				
II.- MANO DE OBRA :					
Descripción	Unidad	Costo		Parcial	Subtotal
Maestro Cimbreiro	0.15	52.50	8.08		
Ayudante Cimbreiro	0.31	47.97	14.76		
	0.00	54.04	0.00		
				22.84	22.84
B. Sociales	106.56%			24.34	
III.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :					
Maestros/Ayudantes	0.46	2.63	1.21		
Lampara Minera	0.46	0.32	0.15	1.36	1.36
VI.- HERRAMIENTAS :					
Herramientas	0.15	3.82	0.59	0.59	0.59
				Parcial	24.79
				Utilidad 10%	2.48
				B. Sociales	24.34
				Gast. Genral. 12%	5.65
				SI.	57.25
INSTALACION					
Trabajo de traslado y corte de Marchavante	1.00		4	19.87	79.48
Se considera que estos materiales duran 30 instalaciones		30.00	1	57.25	1717.61
					1797.09
=====					
Guardacabeza	Todas las dimensiones			SI. / Unidad	14.98

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO

(Yauricocha Enero '15)

I.- Parametros de Calculo :

Labor	Bolsacrete - Ensacado - Transporte y cc Rendimiento	250.00 Sacos
Sección	20 kg/bolsa	
Transporte de elemen	0	Incluye Traslado de Materiales

Descripción	Unidad	Costo	Parcial	Costo / metro
II.- MANO DE OBRA :				
Maestro Enmaderador	1.00	52.50	52.50	
Ayudante Enmaderador	2.00	47.97	95.94	
Ayudante Enmaderador		47.97	0.00	
			148.44	0.59
B. Sociales	106.56%		158.18	
III.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD :				
Maestros/Ayudantes	3.00	2.63	7.89	
Lampara Minera	3.00	0.32	0.96	
			8.85	0.04
VI.- HERRAMIENTAS :				
Herramientas	1.00	3.82	3.82	0.02
			Parcial	0.64
			Imprevistos	0.03
			Utilidad 10%	0.06
			B. Sociales	0.63
			Gast. Genral. 11.51%	0.15
			S/.	1.52