

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA
BASTIDAS DE APURIMAC**



**SOSTENIMIENTO PREVENTIVO EN LOS FRENTES DE LAS
LABORES SUBTERRÁNEAS EN CONDICIONES DE
RELAJAMIENTO ROCOSO: NIVELES 1730-1830, MINA
PAPAGAYO CÍA. MINA PODEROSA S.A**

TESIS PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

AUTOR: BACH. RUIR MARTINEZ ECCOÑA

ABANCAY DICIEMBRE DEL 2013

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC	
CÓDIGO	MFN
	BIBLIOTECA CENTRAL
FECHA DE INGRESO:	02 SET. 2014
N° DE INGRESO:	0385

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS**



**SOSTENIMIENTO PREVENTIVO EN LOS FRENTES DE LAS
LABORES SUBTERRÁNEAS EN CONDICIONES DE
RELAJAMIENTO ROCOSO: NIVELES 1730-1830, MINA
PAPAGAYO CÍA. MINA PODEROSA S.A**

TESIS PRESENTADO A LA ESCUELA
ACADÉMICO PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS PARA OPTAR
EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

FACULTAD DE INGENIERIA

AUTOR: BACH. RUIR MARTINEZ ECCOÑA

ASESOR: DR. LEONCIO CARNERO CARNERO

COASESOR: ING. CESAR FRANK DAVILA PINEDA

ABANCAY DICIEMBRE DEL 2013

**SOSTENIMIENTO PREVENTIVO EN LOS FRENTES DE LAS
LABORES SUBTERRÁNEAS EN CONDICIONES DE RELAJAMIENTO
ROCOSO: NIVELES 1730-1830, MINA PAPAGAYO CÍA. MINA
PODEROSA S.A**

DEDICATORIA

A Venancio y Teófila Maximiliana, In memoriam, por su constante apoyo, su sacrificio, y su atención, que me brindaron, para ser cada día más mejores.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios, por su infinito amor, su presencia en todo tiempo y todo lugar.

A mis padres, por su sacrificio y su trabajo, dedicado a mí y a mis hermanas.

Al ingeniero Cesar Frank Dávila Pineda, gerente de operaciones de JYS CONTRATISTAS GENERALES S.R.L, que con sus enseñanzas pudieron forjar mi personalidad, para trabajar con profesionalidad y dedicación.

Al doctor Leoncio Teófilo Carnero Carnero, por su asesoría y su conocimiento que me brindo en la ejecución de mi tesis.

Al ingeniero Alfredo Calderón Farfán, residente de JYS CONTRATISTAS GENERALES S.R.L por sus consejos y la oportunidad que me brindo para realizar mi tesis en las operaciones de la contrata.

A los jefes de guardia Henry Martel y Jorge Sancarranco por compartir sus conocimientos conmigo y hacerme participe de las decisiones que se tomaron en la mina.

A mis jurados de tesis al Doctor David Huamán Rodrigo, al Ing. Edgar Huaccac Farfán y al Ing. José Cárdenas Catalán

A mis docentes de la escuela académico profesional de ingeniería de minas, y en especial al ingeniero Gustavo Vallenás Casaverde, por el interés mostrado en la formación de nuevos profesionales de nuestra región.

Finalmente a todos mis amigos, amigas y compañeros de estudio, en la Universidad Nacional Micaela Bastidas De Apurímac, por el afecto y compañerismo mostrado durante mi estancia como estudiante universitario.

RESUMEN

La Compañía Minera Poderosa, que ha alcanzado más de 1000 m de profundidad, en sus operaciones; en los niveles 1730-1830 de la mina pagayo de la unidad operativa marañón, presenta esfuerzos de relajamiento de roca; que es el desprendimiento súbito de roca en los frentes de las labores subterráneas, razón por los cuales, se ha presentado accidentes, debido a este tipo de condiciones, accionando perdidas al personal, proceso productivo, hasta se ha llegado a paralizar las operaciones en las labores que presentan relajamiento de roca, perjudicando el programa establecido a las operaciones, reduciendo el cumplimiento en los meses de enero en un 3%, febrero 14%, y marzo en un 10 %, del 2013.

Con un estudio de las condiciones del terreno, el presente trabajo de investigación, da una alternativa practica y simple, en la solución de este tipo de problema, que consiste en un sostenimiento preventivo, instalado con los mismos elementos de soporte, con las que se sostiene una labor minera, que no presenta relajamiento rocoso, pero el procedimiento y la ejecución es de manera distinta, para así lograr el cumplimiento del ciclo de minado de la guardia.

Para ello, se ha estudiado y evaluado, el comportamiento del macizo rocoso, con las clasificaciones geomecánicas echas por Barton y Bieniasky, realizando un mapeo geomecánico, con las cartillas geomecánicas de G.S.I, para los frentes de labor que presentan relajamiento rocoso, para así controlar el desprendimiento con el sostenimiento preventivo en los frentes de labor, que proporcione continuidad en los operaciones unitarias que se realiza, obteniéndose un incremento de de 5% en el mes de abril y 10% en el mes de mayo del 2013, en el cumplimiento establecido para las operaciones mineras de los niveles 1730-1830 de mina Papagayo de Compañía Minera La Poderosa S.A.

ABSTRACT

The Poderosa mining company, which has reached more than 1000 m of depth, in their operations; in the 1730-1830 levels of the mine operating unit pagayo Marañón, presents relaxation of rock efforts; is the sudden detachment of rock on the fronts of the underground workings, reason by which, has been accidents, due to such conditions, triggering losses to staff, process up to productive, has come to halt operations in the work presenting relaxation of rock, damaging the program established operations, reducing compliance in January by 3%, February 14%, and March at 10%, 2013.

A study of the conditions of the terrain, the present research work, gives an alternative practice and simple, in solving this type of problem, which consists in a sustaining preventive, installed with the same elements of support, which holds a mining work, which does not present Rocky relaxation, but the procedure and the execution is differently to achieve compliance with the mining of the guard cycle.

To do so, has been studied and evaluated, the behavior of the Rocky massif with the geomechanical classifications made by Barton and Bieniasky, making a geomechanical mapping, with primers geomechanical G.S.I for fronts work presenting relaxation Rocky, to thus control the detachment with the preventive maintenance in work fronts, that provides continuity in the unit operations performed, resulting in an increase of 5% in the month of April and 10% in the month of may of 2013, in compliance with established for the mining operations of the levels of mine Compañía Minera La Poderosa S.A. Papagayo 1730-1830.

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCION.....I

CAPITULO I.....VIII

1.	ASPECTOS GENERALES DE LA UNIDAD MINERA.....	VIII
1.1.	GENERALIDADES.....	IX
	COMPañÍA MINERA LA PODEROSA S.A.....	XI
1.2.	GEOLÓGIA.....	XI
1.2.1.	UBICACIÓN GEOLÓGICA.....	XI
1.2.2.	GEOLOGICA REGIONAL.....	XI
1.2.2.1.	LITOLOGÍA.....	XII
1.2.2.2.	ESTRUCTURAS GEOLOGICAS.....	XIII
1.2.3.	GEOLOGÍA ECONOMICA.....	XIII
1.2.3.1.	GENERALIDADES DEL YACIMIENTO.....	XIII
1.2.3.2.	LITOLOGÍA DEL YACIMIENTO.....	XV
1.2.3.3.	CARACTERÍSTICAS MINERALÓGICAS.....	XV
1.3.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	XVII
1.3.1.	LABORES MINERAS.....	XVIII
1.3.1.1.	LABORES DE PREPARACIÓN.....	XVIII
1.3.1.2.	LABORES DE DESARROLLO.....	XVIII
1.3.1.3.	TAJOS DE EXPLOTACIÓN.....	XVIII

1.3.2. CICLO DE MINADO.....	XVIII
1.3.2.1. PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	XIX
1.3.2.2. ACARREO.....	XX
1.3.2.3. SOSTENIMIENTO.....	XXII
1.3.2.4. REPORTE DE OPERACIÓN.....	XXVI
1.3.2.5. RELLENO HIDRÁULICO	XXVI

CAPITULO II.....XXX

2. GEOMECANICA APLICADA A LABORES CON RELAJAMIENTO ROCOSO, EVALUACION DE MACIZO ROCOSO, ESFUERSOS DE RELAJAMIENTO DE ROCA.....	XXX
2.1. GEOMECAÁNICA APLICADA A LABORES CON RELAJAMIENTO DE ROCA.....	XXXIII
2.1.1. COMPORTAMIENTO DE LAS ROCAS EN COMPRESIÓN.....	XXXIV
2.1.1.1. COMPORTAMIENTO FRÁGIL Y COMPORTAMIENTO DÚCTIL.....	XXXVI
2.1.2. VELOCIDAD DE CARGA.....	XL
2.1.3. ANISOTROPÍA.....	XLII
2.2. EVALUACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	XLVII
2.2.1. DESIGNACIÓN DE CALIDAD DE LA ROCA (RQD).....	XLVII
2.2.2. CALCULO DEL G.S.I.....	XLVIII
2.2.2.1. TABLAS GEOMECAÁNICAS UTILIZADAS EN LA UNIDAD.....	XLVIII
2.3. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO DE ROCA.....	LIII

2.3.1. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO EN ROCA MASIVA.....	LV
2.3.2. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO EN ROCA FRACTURADA.....	LV
2.3.3. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO EN ROCA INTENSAMENTE FRACTURADA O DÉBIL.....	LVI
2.3.4. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO EN PRESENCIA DE FALLAS Y ZONAS DE CORTE.....	LVI
2.3.5. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO EN ROCAS EXPANSIVAS.....	LVI
2.3.6. RELAJAMIENTO DE ROCA CON PROYECCIÓN o SPALLING	LVII
2.3.7. RELAJAMIENTO DE ROCA SIN PROYECCIÓN O POPPING	LVII
2.3.8. ESTALLIDOS DE ROCA O ROCK BURSTING.....	LVII
2.3.9. ZONIFICACIÓN DE EVENTOS DE RELAJAMIENTO DE ROCA.....	LVIII

CAPITULO III.....LVIX

3. SOSTENIMIENTO PREVENTIVO PARA LABORES CON ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO ROCOSO.....	LX
3.1. RAZONES POR EL CUAL SE DEBE ACTUAR CON EL SOSTENIMIENTO PREVENTIVO.....	LX
3.2. ELEMENTOS GENERALES DEL SOSTENIMIENTO PREVENTIVO.....	LX
3.3. CRITERIOS PARA ACTUAR CON EL SOSTENIMIENTO PREVENTIVO...	LXIII
3.4. INSTALACIÓN DEL SOSTENIMIENTO PREVENTIVO.....	LXIV
3.5. RELAJAMIENTOS DE ROCA PRODUCIDA EN LOS NIVELES DE ESTUDIO Y EL SOSTENIMIENTO PREVENTIVO INSTALADO.....	LXIX

CAPITULO IV.....LXXIII

4. RESULTADOS Y DISCUSION.....LXXIII

CAPITULO V.....LXXVIII

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....LXXVIII

CONCLUSIONES.....LXXIX

RECOMENDACIONES.....LXXX

6. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....LXXX

7. ANEXOS.....LXXXVI

PLANOS.....CI

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	Flujograma de procesos.....	VI
Figura 1.2	plano de ubicación de la unidad de producción LA PODEROSA.....	XX
Figura 1.3	Método de explotación longwall mining.....	XVII
Figura 1.4	distribución de cartuchos en el taladro.....	XX
Figura 1.5	herramientas empleadas para enmaderar.....	XXIII
Figura 1.6	sostenimientos con cuadros de madera	XXIII
Figura 1.7	destajes para el enmaderamiento	XXIV
Figura 1.8	sostenimientos con puntales Jak Pot	XXVI
Figura 2.1	Ejemplo de las condiciones a las que está sometida una labor poca profunda con una más profunda.....	XXIII
Figura 2.2	Curvas tensión axial-deformación transversal, axial y volumétrica...XXXV	
Figura 2.3	rotura frágil de la roca.....	XXXVII
Figura 2.4	Resistencia de un pilar.....	XXXVIII
Figura 2.5	curvas tensión- deformación de un pilar.....	XL
Figura 2.6	curva tensión deformación de acuerdo a las velocidades de carga.....	XIII
Figura 2.7	resistencia al corte de la discontinuidad de la probeta.....	XIVL
Figura 2.8	rotura por el ángulo de discontinuidad	XVL
Figura 2.9	discontinuidades y su efecto en la resistencia.....	XVL
Figura 2.10	anisotropías de la resistencia para discontinuidades.....	XVII
Figura 2.11	tabla geomecanica para labores permanentes.....	L
Figura 2.12	tabla geomecanica para labores de explotación y preparación.....	LI

Figura 2.13 tabla geomecanica para labores de temporales.....	LII
Figura 2.14 esfuerzos inducidos debido a la apertura de la labor.....	LIII
Figura 2.15 Esfuerzos que se presentan en una labor profunda.....	LIV
Figura 3.1 instalación del sostenimiento preventivo tipo escudo	LXV
.Figura 3.2 sostenimiento preventivo con guardacabeza.....	LXVI
Figura 3.3 Sostenimiento preventivo para subniveles, chimeneas y tajos.....	LXVII
Figura 3.4 sostenimiento preventivo para chimeneas de servicio.....	LXVIII

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1 acceso a la unidad de producción LA PODEROSA.....	IX
Tabla 1.2 composición mineralógica del yacimiento	XVI
Tabla 3.1 clasificación según la Sociedad De Mecánica De Rocas.....	XXXVI
Tabla 3.2 anisotropía y su coeficiente según la Sociedad De Mecánica De Rocas.....	XIVL
Tabla 4.1 cuadro de resumen de cumplimiento de programa por mes JYS s.r.l....	LXXIV
Tabla 4.2 de sostenimiento preventivo para labores bajo relajamiento de roca.....	LXXVII

NOMENCLATURAS

σ_{pt} = compresión efectiva del puntal

G_{pmax} = compresión máxima del puntal

R_c = relación de esbeltez

σ_1 y σ_2 = esfuerzos de compresión

ϵ_1 , ϵ_2 y ϵ_3 = deformaciones

σ^e_1 = esfuerzo donde empieza la deformación plástica de la roca

σ^f_1 = esfuerzo donde termina la deformación plástica de la roca

ϵ_3 = deformación transversal

σ^D_1 = este valor indica la resistencia a largo plazo de la roca

σ^M_1 = resistencia máxima

σ_c = resistencia a la compresión simple

INTRODUCCIÓN

INTRODUCCIÓN

En todo ciclo de minado de una mina subterránea, la limpieza de mineral se realiza antes del sostenimiento, quedando un área sin sostener en el frente de la labor, si no se tiene el espacio suficiente para los elementos de soporte que se realizan, pero en minas subterráneas que hayan alcanzado una profundidad considerable como la Compañía Minera Poderosa, cuyas operaciones están emplazadas en rocas intrusivas, que lo constituyen principalmente la granodiorita, cuarsomonzonita y diorita, debido a la geotectónica del lugar, se tiene la influencia de esfuerzos de relajamiento de rocas, por la presencia de diversas formas geoestructurales, especialmente en algunas labores de operación minera, correspondiente a los niveles 1730 – 1830 del yacimiento de la mina Papagayo de la Cia. Minera Poderosa; situación ésta, que viene provocado diversos accidentes leves e incapacitantes, debido al desprendimiento y estallido de rocas en los frentes de trabajo.

Se cuenta con recomendaciones para el sostenimiento, provenientes de las clasificaciones geomecánicas de Bieniaski y Barton, que son aplicadas con cierto grado de confiabilidad, para provocar el autosoporte en el macizo rocoso, que circunda a las excavaciones, hechas en las operaciones de minado y desarrollos en los frentes de labor, pero viene ocurriendo caídas de roca y cierre gradual de labores por los elevados esfuerzos que se desarrollan al interior del macizo rocoso, que superan en gran medida la resistencia mecánica de las rocas, provocando inestabilidad de labores, por lo que las cartillas geomecánicas, hechas en base a las clasificaciones geomecánicas, no proporcionan un grado de seguridad confiable, para poder continuar con el ciclo de minado de manera segura, tanto al personal, equipos y del mismo proceso productivo.

Debido a estas condiciones, el presente trabajo de investigación, denominado, **sostenimiento preventivo en los frentes de las labores subterráneas en condiciones de relajamiento rocoso**, plantea un método de sostenimiento, para este tipo de labores, con los mismos elementos de

soporte, que se utiliza para una labor que no presenta relajamiento de roca, pero distinto procedimiento.

Su desarrollo se basa en principios geomecánicos (teorías y clasificación geomecánica) y técnicas operacionales para sostener el frente de la labor, para que estas labores cumplan con los estándares de seguridad, tiempo de soporte y costos operacionales que precisan los macizos rocosos de los niveles 1730 – 1830 del yacimiento aurífero de la mina Papagayo de la Cía Minera Poderosa.

Así se podrá determinar, si la previsión establecida del sostenimiento preventivo en el tope y tajos de las labores subterráneas de minado, sometidas a esfuerzos de relajamiento de roca por estructuras geológicas, cumplen con los estándares de seguridad, tiempo de soporte, que precisan los macizos rocosos de los niveles 1730 – 1830 del yacimiento aurífero de la mina Papagayo de la Cía Minera Poderosa

A parte que el siguiente trabajo de investigación sirve para optar el título profesional tiene los siguientes objetivos específicos:

b.1).- Evaluar el conocimiento de las características geomecánicas de los macizos rocosos y geoformas estructurales en la mina Papagayo de la Cía Minera Poderosa.

b.2).- Determinar el nivel de conocimiento que se tiene de los eventos de relajamiento de rocas en los frentes de desarrollo y tajos en los niveles 1730 - 1830 de la mina Papagayo.

b.3).- Evaluar si el tipo de sostenimiento preventivo utilizado en los frentes de desarrollo en los niveles 1730 y 1830, son los necesarios para ayudar al macizo rocoso a autosoportarse, frente a los esfuerzos de relajamiento de roca.

b.4).- Evaluar si el sostenimiento preventivo utilizado en los tajos de los niveles 1730 y 1830, si son los más adecuados, para mantener abierto a los mismos, durante el proceso productivo de arranque de minerales.

b.5).- Determinar cómo se consideran los tiempos de autosoporte de los macizos rocosos bajo la presencia de estructuras desfavorables en los frentes de desarrollo en los niveles referidos en el ítem 4 de la mina Papagayo.

MATERIALES, MÉTODOS Y EQUIPOS

El trabajo de investigación es realizado en los frentes de desarrollo y tajos de producción que presenten fenómenos de estallido de rocas o relajamiento rocoso, utilizándose equipos, materiales y métodos que se detalla a continuación y siguiendo la metodología en el flujograma de proceso.

Material de estudio

Los topes de los frentes de labores subterráneas que presentan relajamiento de roca o estallido rocoso.

Características del material de estudio

No se necesita una característica cualquier labor puede presentar relajamiento rocoso.

Equipos y Accesorios

-termómetro portátil

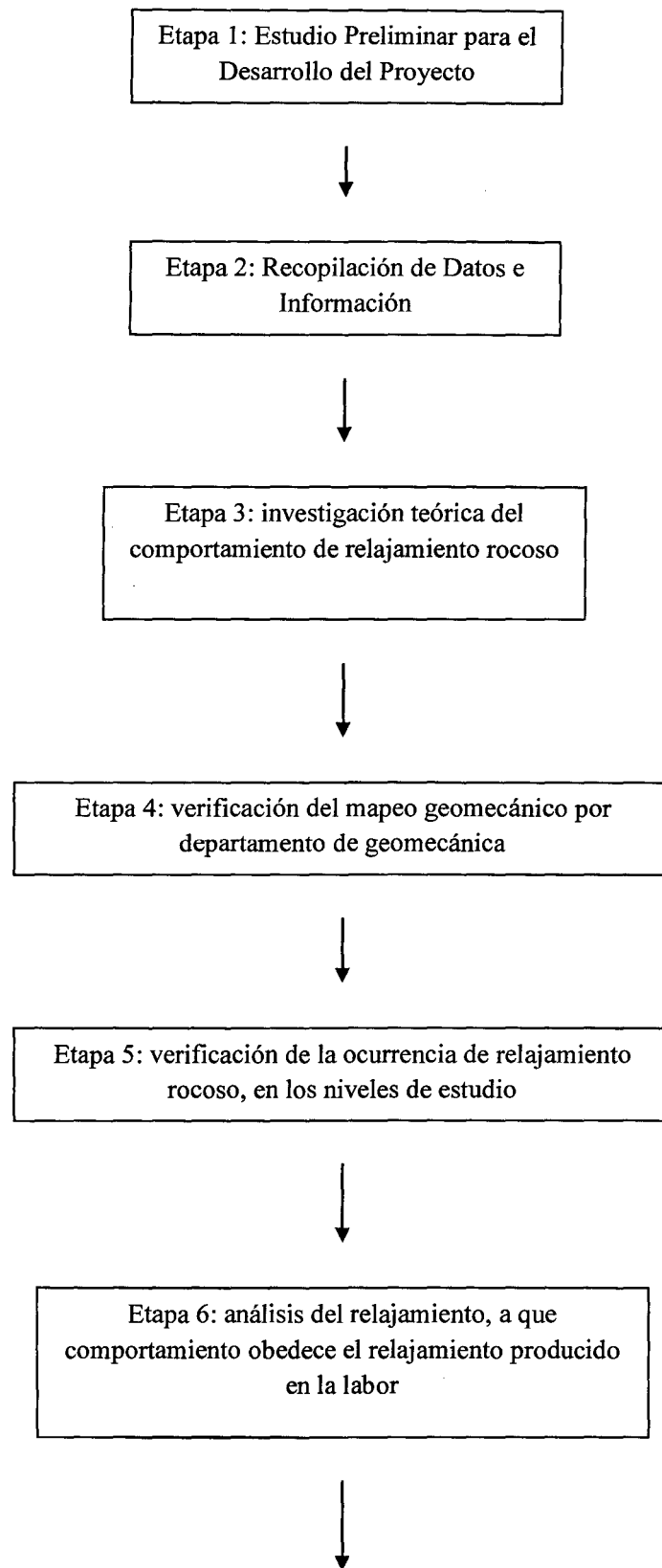
Instrumentos

- **Flexometro:** marca Stanley de metal, longitud de 5 metros para medir las secciones de la labor.
- espray.
- Tablas geomecánicas.

Equipo de procesamiento

- Computadora personal

Procedimiento



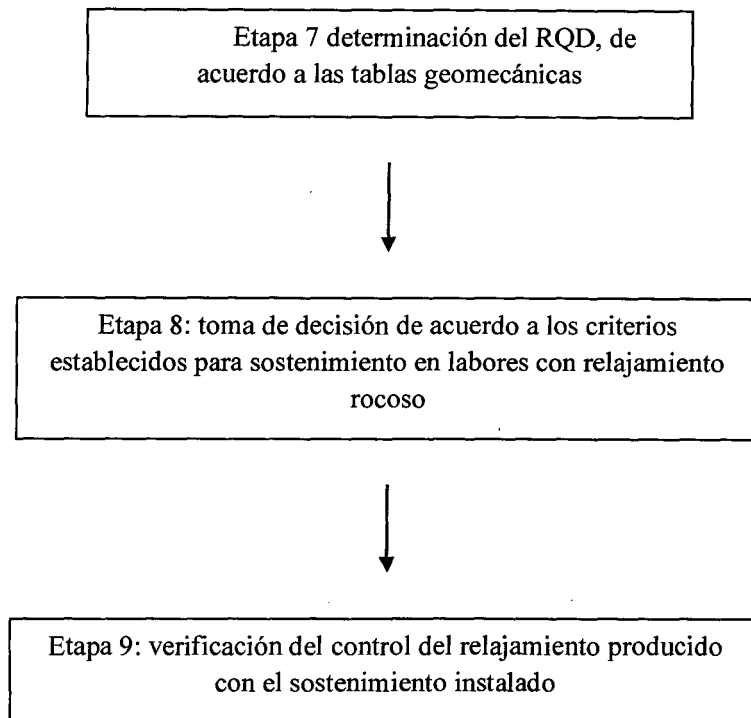


Figura 1.1 Flujograma de procesos

Fuente: propia

Se realizara las siguientes etapas:

ETAPA 1

En primer lugar, se efectuará los estudios preliminares del proyecto, para lo cual se realizará una exhaustiva investigación de datos de avance lineales en las labores de los niveles 1730-1800.

ETAPA 2

Recopilación de todos los Datos, en las zonas donde se presentaron relajamiento rocoso.

ETAPA 3

Investigación de bibliográfica de porque se presentan relajamiento rocoso, para ello nos apoyaremos en la internet, bibliotecas de las universidades en el Perú, investigaciones realizadas en la unidad anteriormente.

ETAPA 4

Verificación del mapeo geomecánico y zonamiento para el sostenimiento estipulado por el departamento de geomecánica para el cual ellos se apoyan en las tablas geomecánicas(ver tablas geomecánicas figuras n° 18,19, 20 del capítulo 3).

ETAPA 5

El personal que labora reporta el relajamiento rocoso, entonces iremos al lugar para la verificación correspondiente.

ETAPA 6

En esta etapa hay que tomar en cuenta la característica del macizo rocoso los tres conceptos determinantes, comportamiento dúctil, frágil o la anisotropía del macizo rocoso, cuyo desarrollo detallamos en el capítulo 3.

ETAPA 7

Determinación personal del RQD, de la zona donde se produce relajamiento rocoso.

Esta etapa debe ser de mucho cuidado, o se deberá medir cuando la labor este limpia y sostenida.

ETAPA 8

Se ha desarrollado criterios establecidos de acuerdo a esta investigación el cual ha servido y ha dado buenos resultados en la zona de trabajo.

ETAPA 9

Verificación si hemos controlado el relajamiento rocoso o estallido de roca, y la labor no ha sido paralizada en el avance, esto servirá para tomar futuras decisiones de sostenimiento cuando se presente similar caso en nuestras operaciones mineras.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES DE LA UNIDAD MINERA

1. ASPECTOS GENERALES DE LA UNIDAD MINERA

1.1. GENERALIDADES

Ubicación y accesibilidad

Compañía Minera Poderosa S. A., se encuentra ubicada en el Departamento de La Libertad, Provincia y Distrito de Pataz, en el Caserío de Vijus, , Cordillera Nor Oriental del Perú.

Las Coordenadas Geográficas entre las que se ubica son las siguientes:

Latitud: 7° 47'02"

Longitud : 77° 35'24"

El acceso a la mina es por vía terrestre y aérea, presentado en la tabla N°1.1 y la ubicación mediante la figura 1.2.

Tabla 1.1

Tramo	Distancia (Km)	Carretera	Tiempo (Hr)	Distancia desde Lima (Km)

Lima – Trujillo	580	Asfaltada	8	580
Trujillo –Chagual	340	Afirmada	15	920
Chagual – Mina Poderosa	22	Afirmada	2	942
Lima – Chagual	470	Vía Aérea	1.40	470

Fuente: propia

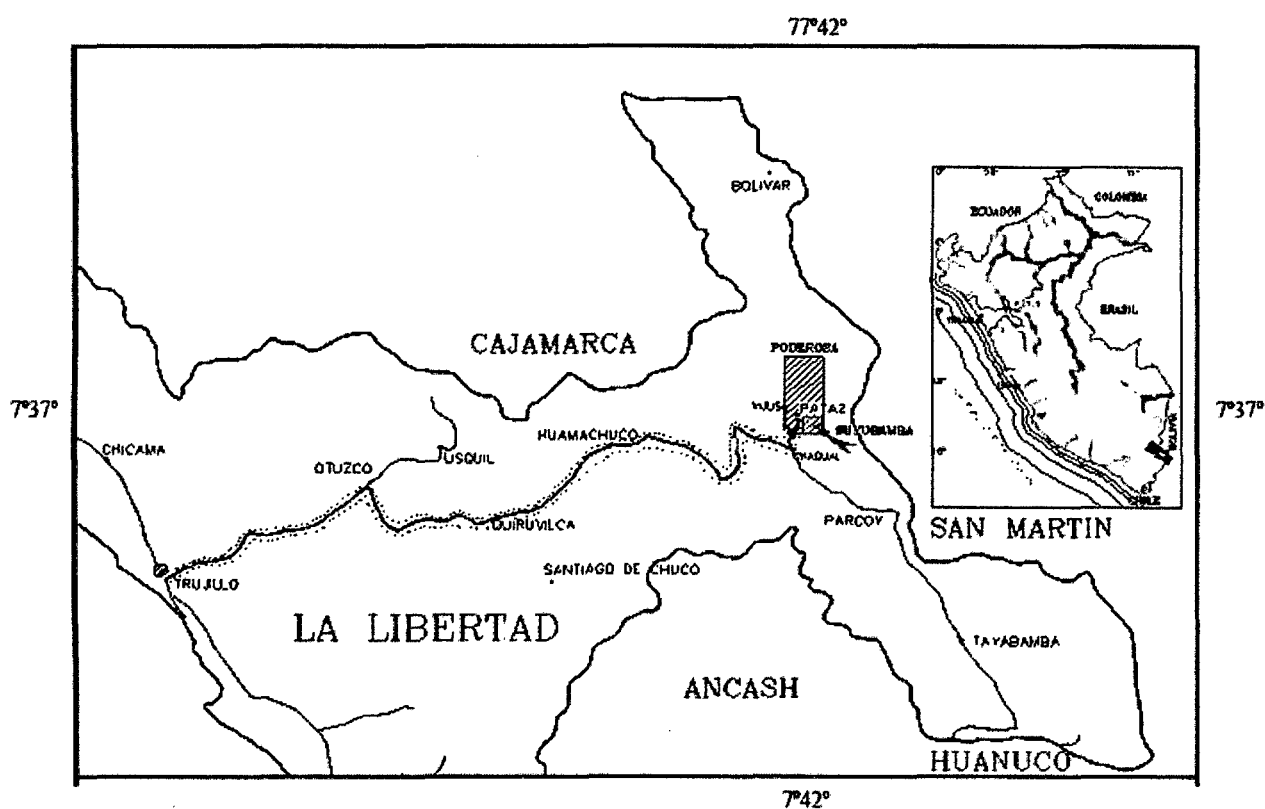


Figura1.2 plano de ubicación de la unidad de producción LA PODEROSA

Fuente: Cia. Minera PODEROSA

COMPAÑÍA MINERA LA PODEROSA S.A

Geografía Y Recursos Naturales

Infraestructura

La compañía minera La Poderosa, cuenta con campamentos mineros, llamados Paraíso, Cedro, Santa María, unidades de producción Maraño y Santa María, con plantas de procesamiento en ambas unidades, siendo la más grande la de Maraño con una capacidad de 800 tn por día.

Poblados cercanos

Comunidad de Vijus, Cedro, Pueblo Nuevo, y Pataz, que viene a ser la capital de la provincia de Pataz, departamento de la libertad.

Clima

El clima es cálido a templado, variando en el transcurso del año y por la altitud, llegando en las zonas bajas hasta 35 °C, y en las zonas altas hasta 10 °C; los meses de enero, febrero y marzo son en los que se presentan las precipitaciones pluviales, siendo en el flanco Este donde se reciben abundantes lluvias, provenientes de la cuenca amazónica, por lo que se desarrolla una abundante vegetación hasta los 2500 m.s.n.m., a partir de esta altitud y bordeando las cumbres de la Cordillera en dirección Oeste, se tiene un clima frío, por lo que la vegetación es menor.

1.2. GEOLÓGIA

1.2.1. UBICACIÓN GEOLÓGICA

Está ubicada en la cordillera oriental del norte del Perú, del batolito de pataz, del complejo del maraño, de los yacimientos cordilleranos (Schreibler 1989)

1.2.2. GEOLOGICA REGIONAL

Las formaciones rocosas aflorantes en la región están ligadas a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera oriental del sector norte del Perú (Megard 1973), conformado por la superposición de 3 Ciclos: El Precámbrico, Hercínico y Andino.

Estratigráficamente como basamento antiguo se tiene esquistos y filitas del Complejo Marañón, en la parte superior aflora una serie volcánica del Cambriano.

El Hercínico está formado por las secuencias turbidíticas de la formación Contaya.

A inicios del Carbonífero empieza una sedimentación continental conocida como grupo Ambo, luego al final del paleozoico una fase epirogénica genera un depósito de moladas conocido como grupo Mitu de edad permo-triásico (PAREDES 1972).

La sedimentación del ciclo andino comienza con las calizas Pucará del triásico-jurásico.

El mesozoico caracterizado por las areniscas Goyllarisquizga del cretáceo inferior, siguiendo hacia arriba las calizas Crisnejas del cretáceo medio y las capas rojas Chota del cretáceo superior.

En el terciario medio ocurre una acumulación volcánica a partir de un flujo de lavas andesíticas y riolitas, conocida como Volcánicos Lavasen.

En el cuaternario, la desglaciación, y los efectos de los factores erosivos han cumplido un rol importante en la modificación del terreno porque ha ocurrido erosiones y sedimentación cuaternaria.

1.2.2.1. LITOLOGÍA

El Batolito de Pataz

El batolito de Pataz tiene una longitud cercana a los 90 km (TUMIALAN 1988). Es un cuerpo ígneo de composición calco alcalino conformado por dioritas y tonalitas de composición marginal, granodioritas, adamelitas de composición central, un sistema de diques aplíticos-pegmatíticos y finalmente de sistema de diques andesíticos y lamprófidos formados después del evento mineralizante. El batolito aflora en forma lenticular alargada y se sitúa en el flanco Oeste de la cordillera oriental.

1.2.2.2. ESTRUCTURAS

En el área de interés se tiene reconocido dos sistemas de vetas rellenando fracturas y estratificaciones cuyas orientaciones son:

1. - Sistema principal (30°-55°) NE

2. - Sistema secundario N 40° W

El segundo sistema ocurre entre las vetas del primer sistema, ambos son afectados por una familia de fallas transversales W-NW con movimiento en bloques y gravitatorio al Norte.

El principal sustento de exploración en la zona son las fallas transversales mencionadas y las vetas asociadas

1.2.3. GEOLOGÍA ECONOMICA

El yacimiento aurífero del Marañon que viene explotando la Compañía Minera Poderosa, tiene las siguientes características geológicas.

1.2.3.1. GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

El Batolito de Patazintruye las rocas metamórficas del Complejo Marañon y pizarras negras del Ordovícico. El batolito está cubierto por las rocas cenozoicas de los Volcánicos Lavasen, en discordancia angular (TUMIALAN 1988).

La forma del Batolito muestra su configuración alargada y lenticular; y existe una tendencia a un alargamiento paralelo al eje regional del plegamiento andino, observándose cierto paralelismo con los batolitos de la Cordillera Occidental, como son el Batolito de la Cordillera Blanca y el gran Batolito de la Costa.

La forma y tamaño en relación con la profundidad de emplazamiento es difícil de estimar, pero se estima que el batolito se haya emplazado a gran profundidad, esto por la observación de fallas de contacto profundas y con fuertes buzamientos.

En la región de Pataz, el Complejo Metamórfico de edad probablemente Precambriana esta repartido en diversas franjas, limitadas por fallas y a veces individualizadas; es así que el Complejo Metamórfico está recubierto en discordancia, ya sea por el Paleozoico Inferior, por el Carbonífero Inferior (320 – 355 m.a.), por el pérmico superior (250 a 260 m.a.) y por series Mesozoicas (65 a 250 m.a.) (DALMAYRAC). Esta disposición se debe esencialmente a movimientos verticales, a la erosión que ha marcado el fin del Ciclo Hercínico, al curso del Pérmico Superior y a las etapas tardías de la Tectonogénesis Tardihercínica (DALMAYRAC 1973).

Los terrenos del Paleozoico inferior están representados por serie correspondientes al borde Nor-Oriental de la Cuenca Paleozoica (Eohercínica), las pizarras negras están atribuidas a una edad Ordovícica (438 a 510 m. a.) debido a que presentan un metamorfismo de menor intensidad y similitud con la formación Contaya.

El Carbonífero inferior yace discordante sobre el zócalo precámbrico y se encuentra afectado en el Pérmico Superior por la fase tectónica Tardihercínica.

Las series Mesozoicas comprenden sedimentos marinos carbonatados del Grupo Pucará del Triásico (205 a 250 m.a.), series detríticas en parte continentales del grupo Goyllarizquisga del Cretácico Inferior (95 a 137 m.a.).

Las series Cenozoicas comprenden un conjunto de facies detríticas continentales de la formación Chota del Paleoceno (60 a 65 m.a.) y un conjunto superior consistente en las series volcánicas del terciario medio y superior (Volcánicos Lavasen).

1.2.3.2. LITOLOGÍA DEL YACIMIENTO

Las vetas de cuarzo aurífero que se presentan en intrusiones granodioríticas y monzograníticas del Carbonífero en el Batolito de Pataz y que se encuentran cerca del contacto con rocas precambrianas del Complejo Maraón, pueden alcanzar potencias de más de 2 metros y longitudes de hasta 100 metros o inclusive mucho más. Su paragénesis es uniforme y consiste en una Fase 1 con cuarzo, pirita y arsenopirita, seguida por una fase 2, con galena, calcopirita, esfalerita, oro y electrum. (Schreiber, 1990), además soluciones magmáticas cloruradas lixiviaron oro de las rocas encajonantes y lo depositaron en fisuras cerca del contacto Batolito/Complejo del Maraón. Datos radiométricos de muscovitas en las vetas indican una edad de 286 m.a. para la mineralización (Vidal, 1995).

Los depósitos mas importantes de este tipo son los de Poderosa, Retamas, El Gigante, Buldibuyo, Parcoy, Suyobamba (Schreiber, 1990).

Es evidente que los yacimientos auríferos de Pataz se originaron por procesos hidrotermales post-magmáticos, es decir, cuando el proceso principal de cristalización del magma calcoalcalino ha concluido.

Franjas De Diques

Es un conjunto de diques en su mayoría pegmatíticos los que dan al conjunto una coloración rosáceo, debido a su alto contenido de ortosa, en algunos casos con tonos violáceos.

1.2.3.3. CARACTERÍSTICAS MINERALÓGICAS

El estudio geológico por sondaje de perforaciones diamantinas en 1995 afirma;

La paragénesis de las vetas auríferas es simple y repetida.

El relleno más antiguo corresponde a cuarzo lechoso acompañado de pirita gruesa y arsenopirita (Estadio I); por reactivación tectónica de las vetas se produce el fracturamiento de los minerales depositados en esta etapa.

En una segunda generación (estadio II) ocurre el ascenso de cuarzo gris de grano fino, esfalerita con ex soluciones de calcopirita y pirrotita, posteriormente galena con inclusiones de sulfosales de Sb, el electrum está hospedado principalmente en la esfalerita, el oro nativo precipita más tarde generalmente con galena y también en la pirita fracturada, hacia el final de esta etapa tiene lugar un proceso de recristalización a pequeña escala y nueva deposición de pirita y arsenopirita.

En una etapa tardía se deposita cuarzo con carbonatos, el volumen de los minerales del estadio I es mucho mayor que los depositados en el estadio II, sin embargo este estadio es la etapa aurífera. En la tabla 1.2, se presenta la composición mineralógica del yacimiento.

Tabla N°1.2 Composición Mineralógica del Yacimiento

Metal	Ley
Oro	18.0 g/TM
Plata	40 g/TM
Fe	6.5 %
Pb	1.1 %
Cu	0.1 %
MgO	6%
Al₂O₃	9.5%
S	4%
CaO	7%
SiO₂	65%
Zn	0.25%

Fuente: Cía. PODEROSA

1.3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Si bien es cierto Cía. Minera Poderosa actualmente para la explotación de su yacimiento mineral, adopta diversos métodos de explotación en sus diferentes unidades, dependiendo de varios factores y parámetros específicos del yacimiento como son: la geometría del yacimiento, distribución de leyes, propiedades geomecánicas del mineral y de la roca encajonante, aspectos económicos, entre otros., y bajo esas condiciones y factores técnicos de productividad y seguridad se elige un método denominado LongwallMinig con sostenimiento de madera, específicamente en la Mina Papagayo.

Descripcion Del MetodoLongwallMining

Llamado también método de la franjas Horizontales y Verticales; es un método que se aplica específicamente en la mina papagayo, cuyo buzamiento varía entre 10° a 30°, cajas relativamente competentes. El minado se realiza mediante cortes horizontales con dirección del buzamiento o paralelo a él, a partir de una de las chimeneas realizadas para delimitar el bloque o a partir del subnivel base o intermedio según sea el caso, como en la figura 1.3.

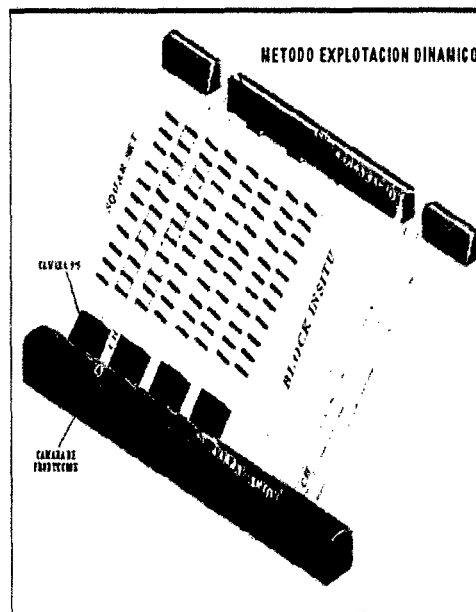


Figura 1.3 Método de explotación longwall mining

Fuente: propia

1.3.1. LABORES MINERAS

En la compañía minera La Poderosa se desarrolla las siguientes labores subterráneas:

1.3.1.1. LABORES DE PREPARACIÓN

En cuanto a las labores de preparación podemos mencionar a los subniveles y las chimeneas que delimitan el cada block de mineral, los subniveles son preparados a partir de la chimenea de transporte, dejando un puente de 5m del nivel de la galería con secciones de 1.5x1.8 o 1.5x1.5.

1.3.1.2. LABORES DE DESARROLLO

Por el tipo de yacimiento, buzamiento que fluctúan entre 10-30°, las labores de desarrollo y preparación consisten en la ejecución de galerías tienen una sección 2.5x2.5 desarrollados a partir de un crucero que viene de la rampa y paralelas a la veta y vías para el transporte de mineral como Rampas de sección 2.5x2.5 o de 3.5x3 que servirán para la exploración e ingreso a mayor profundidad, se desarrollan también inclinados como chimeneas de servicios para las tuberías de aire y agua, también para llevar aire limpio desde la superficie por medio de mangas de ventilación, la sección de estas chimeneas son de 2.4x1.5.

1.3.1.3. TAJOS DE EXPLOTACIÓN

Las dimensiones del block de explotación son de aproximadamente 50 metros entre las dos chimeneas laterales de 8'x5' (2.40 m x 1.50 m) de sección que delimitan el block. Las longitudes de chimeneas que unen ambos niveles en el plano de buzamiento varían de 60 a 90m.

1.3.2. CICLO DE MINADO

Una vez seleccionado y descrito el método de explotación, se procederá a evaluar el sistema minado u operaciones unitarias para que en el método exista eficiencia de los procesos.

Las operaciones unitarias seleccionadas del método de explotación son:

- Perforación y Voladura
- Limpieza y Acarreo
- Sostenimiento
- Relleno

1.3.2.1. PERFORACIÓN Y VOLADURA

En la perforación y voladura se utilizan equipos y herramientas que son detalladas a continuación.

EQUIPOS:

- Máquina perforadora JACK LEG, marca RNP, peso de 32Kg de fabricación mexicana.
- Juego de barrenos de 4; 6 y 8 pies.
- Broca de 36 mm.
- Broca escariadora de 45 mm.

HERRAMIENTAS:

- Barretillas para el desatado de rocas de 4, 6 pies.
- Saca brocas.
- Palas
- Atacador de madera de 4, 6, 8 pies de longitud
- Guiadores de madera de 4 pies
- Cuchillo, fosforo y cordel.
- Plataforma de perforación.
- Alambre N° 16.

ESPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA:

EXPLOSIVO:

Dinamita SEMEXA E 65%

ACCESORIOS:

- Fulminante, mecha lenta, conectores.
- Mecha de seguridad.
- Mecha rápida

DISTRIBUCION DE LOS EXLOSIVOS EN EL TALADRO

Para cargar los explosivos en los taladros hay que tener en cuenta la relación de acople, la dirección del fulminante, atacado de la dinamita y el uso de taco de detrito, tal como se ve en la figura 1.4.

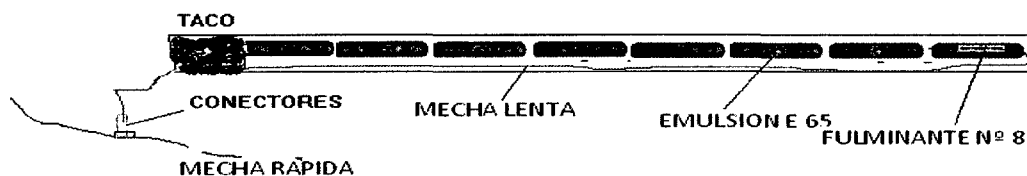


Figura 1.4 Distribución de cartuchos en el taladro

Fuente: propia

1.3.2.2. ACARREO

La Limpieza del mineral roto es una actividad muy importante en las operaciones unitarias, que requiere un estudio de tiempos y distancias económicas.

Es importante mencionar que en los tiempos y movimientos, están consideradas todas las operaciones que realiza el equipo durante las ocho horas de guardia, estas pueden ser favorables y no favorables, pero necesarios para la producción.

Por eso es necesaria la recopilación de tiempos y el control de movimientos que son base primordial para determinar el rendimiento del equipo, a continuación presentaremos los equipos de acarreo que se utiliza en la producción de la unidad minera.

WINCHE ELECTRICO

La limpieza del mineral roto de los tejeos de producción hacia los ore pass se realiza mediante Winches eléctricos de capacidades y potencias variables, tenemos el de 30hp, 20hp y 15 hp.

El Winche eléctrico cuenta con dos tambores en una o dos fases de un canal de rastrillaje, y compuesta de cables de acero de ½" y 5/8" de alma de fibra, rastrillos tipo azadón que varían de 36 a 42" de ancho con capacidades variables entre 9 y 13 ft³. De acuerdo a la potencia del motor, diámetros y anchos de tambores, estos equipos pueden trabajar hasta una distancia de 90 metros, su performance está supeditada a un conjunto de factores tales como:

- ✓ Uniformidad o irregularidad del piso
- ✓ Disposición adecuada y ubicación de las poleas
- ✓ Habilidad y destreza del operador
- ✓ Angulo de inclinación del piso
- ✓ Granulometría y fragmentación del material a extraer
- ✓ Potencia del motor y tamaño de la rastra adecuada
- ✓ Número de tramos o etapas en que se hace la limpieza

El Trabajo de los Winches es siempre con gradiente a favor, salvo casos excepcionales como en recuperación de puentes y pilares al final de la vida del tajo.

SCOOPTRAM:

Son considerados todas las operaciones que realiza el equipo durante las ocho horas de guardia, éstas pueden ser favorables y no favorables, pero necesarios para la producción. La recopilación de tiempos y el control de movimientos son la base para determinar el rendimiento del equipo.

Estos equipos operan en las galerías y en la estocada cámaras (Escam's), para la limpieza y transporte de mineral así a los echaderos op9, op10, op11, proveniente de los tajos de explotación de los niveles 1730-1830 y también operan en las rampas como la rampa Milagros y Mónica para depositar el mineral o esteril de las galerías o rampas en las cámaras de acumulación o directamente a los dumper de 15 tn.

PALA NEUMATICA:

La pala neumática es un equipo de acarreo que opera con aire comprimido, en el nivel 1800 contamos con 3 palas neumáticas para la limpieza tanto para las cortadas o galería de avance, estas palas cargan mineral o el estéril de las cortadas así a los vagones U-35 para que sean transportados a los echaderos op-9, op-9 y op-11.

CARROS U-35

Estos carros son de 0.5 m3 de capacidad que operan en el nivel 1800, son transportados por una locomotora a trolley de 30 toneladas.

DUMPER

La extracción de mineral desde el nivel 1800 del OP 10, OP9, OP11, es por medio de dumpers de 15 tn, estos equipos transportan el mineral o estéril a los echaderos de acumulación RB-24 O RB-20 ubicados el nivel 1840, a partir del los echaderos de acumulación serán transportados por volquetes de 30 tn así a la planta de proceso.

1.3.2.3. SOSTENIMIENTO

CUADROS DE MADERA:

La madera utilizada son los troncos de eucalipto (redondos), con diámetros entre 5 a 12 pulgadas. Generalmente para la instalación de los cuadros de madera se utiliza madera de 10 pulgadas y para el encribado maderas de 4 y 6 pulgadas con el cuales llega hasta el techo de la labor.

En el proceso de sostenimiento, para la preparación se los cuadros y otros se utiliza un conjunto de herramientas conocidos como herramientas de enmaderador, presentados en las figura 1.5

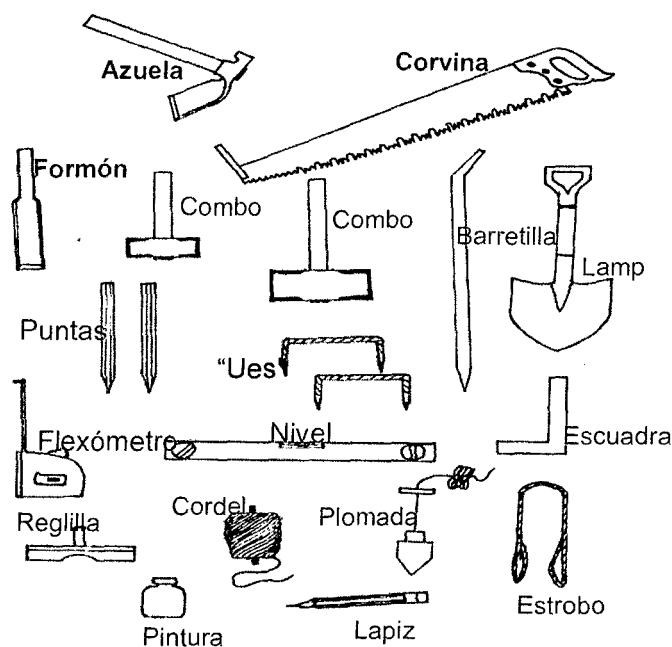


Figura 1.5 Herramientas empleadas para enmaderar

Fuente: propia

Los cuadros de madera que se colocan en los tajos son cuadros completos que constan de un sombrero y dos postes (ver figura 1.6); la luz que queda de poste a poste está en función al ancho del scraper más 40 a 50cm a cada lado del rastrillo.

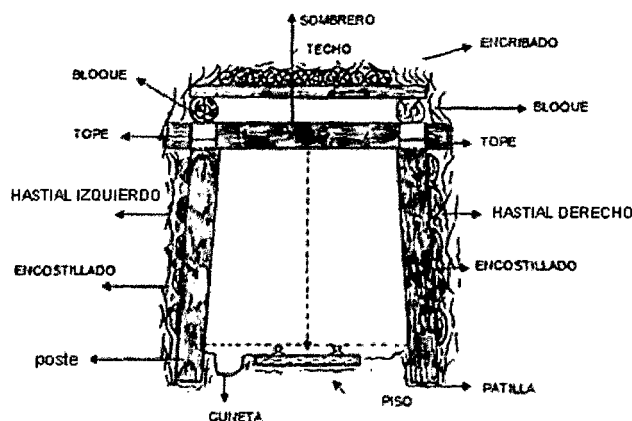


Figura1.6 Elementos del sostenimiento con cuadros de madera

Fuente: propia

ENSAMBLES O DESTAJES

Los ensambles o destajes son de penetración, bastante segura y eficiente por la forma de su uso. Las dimensiones de los destajes son variadas dependiendo de los diámetros de la madera. Es usado principalmente en cuadros de piques e inclinado, en armado de tolvas y en tajos. Su característica es importante para el empalme, que al mayor esfuerzo que carga sobre él, su ajuste aumenta formándose una sólida estructura, tal como la muestra la figura 1.7.

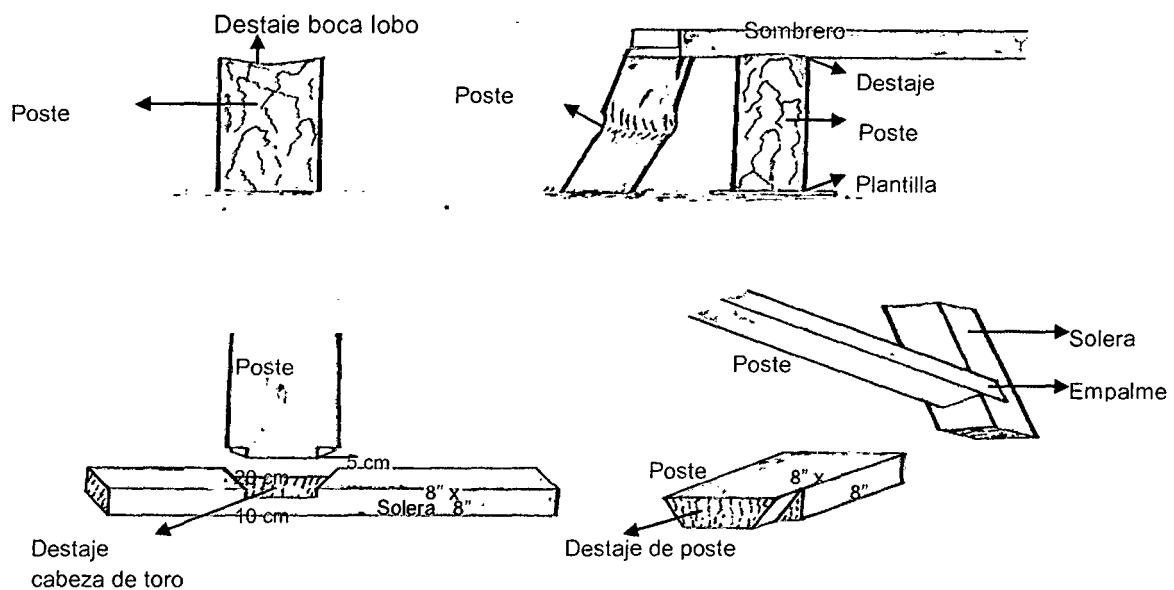


Figura 1.7 Destajes para el enmaderamiento

Fuente: propia

PUNTALES:

El sostenimiento con puntales lleva su respectivo JACK POT y patillado en la caja piso, y algunas veces se hacen con plantillas de madera a la caja techo, que se colocan en forma perpendicular a la potencia de la veta (ver figura 6), solo en donde los puntales de seguridad trabaja como miembro principal a la compresión, por lo tanto se considera la tercera parte de la compresión legítima.

La particularidad que tiene en esta mina es que los puntales tienen una separación de 1.50m a 1.50 metro, y se utiliza en los tajos de explotación sistemáticamente, pero solo para labores macizas y no fracturadas.

Se utiliza redondo de eucalipto de 12pulgadas de diámetro y 5pies de largo, conciderandose la relación de esbeltez como sigue:

$$\text{Relación de esbeltez} = \text{longa/diam} = 152.4\text{cm}/30.48\text{cm} = 5$$

Se realizo ensayos de laboratorio y se determino la máxima carga que resiste es de 305kg/cm². Para el efecto se empleo el equipo de carga puntual del laboratorio de geomecánica y se empleo la siguiente relación.

$$\sigma_{pt} = \sigma_{pmax} - R_c$$

Donde:

σ_{pt} = compresión efectiva del puntal

σ_{pmax} = compresión máxima del puntal

R_c = relación de esbeltez

Para el caso nuestro se tiene la compresión efectiva de:

$$\sigma_{pt} = (305 - 5)/3 = 100\text{kg/cm}^2$$

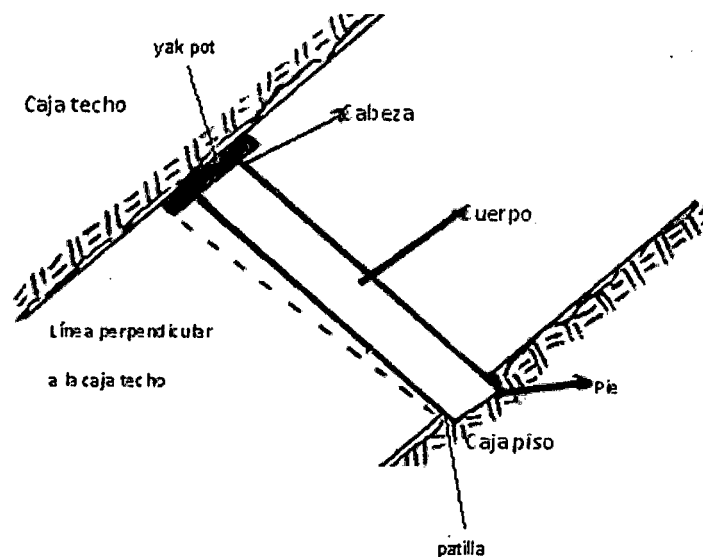


Figura 1.8 Sostenimientos con puntales Jak Pot

Fuente: propia

1.3.2.4. REPORTE DE OPERACIÓN

Existen 3 reportes, uno se elabora en interior mina, en un cuaderno, se usa para reportar a la guardia entrante todo lo realizado en la guardia saliente; otro reporte que llena el jefe de guardia, que será presentado a la compañía y a la gerencia de la contrata, el ultimo es el cuaderno de reportes que llenan los trabajadores en interior mina, que es leído por la guardia de relevo.

1.3.2.5. RELLENO HIDRÁULICO

Siendo el relleno hidráulico una operación unitaria, se da a conocer las etapas que debe seguir.

A. PREPARACIÓN DE BARRERAS PARA EL RELLENO

1. Madera aserrada de 8"x8"x10' o redondo de 8"Øx10' para postes
2. Redondos de 6"Øx 10' para poste de apoyo (pata de gallo).
3. Tablas de 2"x6" x10' para el enrejado.
4. Tablas de 1"x6"x10' para las canaletas.
5. Tela polipropileno.

6. Patillas para sostenimiento a una profundidad de 1 pie como mínimo.
7. Las canales de drenaje serán de 40 cm por 30 cm.
8. El enrejado debe tener una luz entre tabla y tabla de 2" a 3".
9. Los topes inclinados (patas de gallo) deben tener una inclinación $\pm 45^\circ$ respecto al puntal

B. PREPARACIÓN DEL TAJEO.

Luego de concluir con la extracción total de mineral de un tajeo, este debe ser preparado convenientemente para el relleno. Esta operación consiste en el enmaderado, forrado, instalación de tuberías mangueras y tubos de drenaje.

C. TAJEO EN FRANJAS HORIZONTALES (SHORT WALL).

1. Preparación de patillas para el colocado de puntales 30 cm.
2. Colocado de puntales de 8"x8"x10 ó 15' de madera de eucalipto en el acceso de tajeo, estas dimensiones no son absolutas en la longitud.
3. Enrejado con tablas de dimensión 8"x2"x10' ó 6"x2"x5', no son absolutas esto va a depender estrictamente del tajeo, además según la disponibilidad. Estas deben colocarse perpendicularmente a los puntales.
4. Eliminar cualquier superficie aguda o filos cortante del tajeo esto en el piso y hastiales para no dañar el forrado y así evitar la fuga de relleno.
5. Forrado el enrejado y del interior del tajeo con rafia o polipropileno, este forrado se realiza de acuerdo a la resistencia del terreno, abarcando en forma total los hastiales y todo el tajeo de relleno.
6. En caso de que las cajas sean sumamente fracturados se efectúan un segundo forrado para que quede herméticamente cerrado.
7. Las torres de drenaje se prepara con madera de eucalipto y tiene una altura de 2.5 a 3.00 metros. Posee en la parte inferior un canal colocado perpendicularmente que es forrado herméticamente con rafia o plástico. Para los tajeos de mayor longitud se coloca hasta dos torres

de drenaje con una separación entre ellas de 2.50 metros a 3.00 metros en los tajos chicos o medianos generalmente va una torre y casi pegada al enrejado.

8. Se realiza las instalaciones correcta de tuberías y mangueras de relleno asegurándose los acoplamientos para evitar fugas.

9. Finalmente se instala la línea de comunicación de teléfono y proceder a rellenar.

D. TAJEOS DE CORTE Y RELLENOS ASCENDENTE.

1. Se coloca los puntales separados entre sí a 0.60 metros.

2. Se arma los enrejados con dimensión de 6"x2"x7' generalmente para una altura de 1.50 metros estos son colocados perpendicularmente a los puntales.

3. Se forra con tela de polipropileno, a veces se emplean clavos para templar la rafia empleando clavos para templar la misma del tajeo.

4. Se coloca la torre de drenaje junto al enrejado, esta de un altura de 2.50 metros.

5. Se efectúa el contenido de tuberías y líneas de comunicación previamente dejando en orden y limpieza el tajeo a ser rellenado.

6. Se procede el relleno previa comunicación constante y verificación de la densidad del relave que es bombeada desde el silo.

E. OPERACIÓN DE RELLENO.

Antes de comenzar con el relleno, la preparación del tajeo será supervisado por el ingeniero jefe de relleno hidráulico, quien dará la orden de iniciar el relleno de dicha labor, cuando el tajeo tenga toda sus instalaciones en perfectas condiciones incluyendo a la línea telefónica.

Dada la orden de rellenado el operador del tajeo comunica por teléfono al operador de la zanja de relleno para el inicio, para lo cual se lavara inicialmente la tubería por un tiempo de 10 a 15 minutos, para verificar el caudal de llegada al tajeo.

Al empezar el relleno con la pulpa, debe efectuarse a un altura de 0.80metros desde el piso del tajeo y en etapas sucesivas para facilitar la clarificación del agua para su drenaje respectivo.

Cuando se observa pulsaciones en la salida de la manguera, esto indicara que la alimentación en la zanja no es a embudo lleno, debiendo comunicarse al personal de relleno en superficie para que normalice el envío de relleno para evitar el atoro de la tubería.

Al final el relleno se deberá cortar el envío de relleno y mandar agua por un lapso de 10 a 15 minutos para el lavado respectivo de la tubería y así que se sedimenten en la paredes internas de la tubería y evitar atoramientos posteriores.

F. OPERATIVIDAD.

La sección de relleno hidráulico para una operación normal con una producción de 12935 ton/mes cuenta con un personal especializado de 22 hombres, supervisado por un ingeniero jefe de turno de 11 hombres por guardia los cuales son organizados de la siguiente manera:

G. DRENAJE.

Antes de iniciar el relleno se procede a la limpieza de cunetas y se preparan pequeños pozos al pie del tajeo a rellenar donde se acumule el material fino que escapa del relleno y así evitar que se acumule a lo largo de la galería y durante el proceso de rellenado es muy importante eliminar rápidamente el agua excedente del tajeo y esto se logra instalando adecuadamente drenajes a lo largo del tajeo, el drenaje instalado en el interior de tajo, es una tubería corrugada y perforada de diámetro de 4 pulgadas.

Un sistema efectivo consiste en tuberías o canaletas a lo largo del tajeo, desde estas torres de tuberías o maderas agujereadas se drenara al agua. También es posible drenar a través de uno de los caminos destinados a drenaje auxiliar. El primer camino se envolverá con tela porosa instalando una tabla agujereada cuyos huecos se taparan a medida que el relleno ascienda al igual que las torres de drenaje.

CAPITULO II

**GEOMECANICA APLICADA A LABORES CON RELAJAMIENTO ROCOSO,
EVALUACION DE MACIZO ROCOSO, ESFUERSOS DE RELAJAMIENTO ROCA.**

2. GEOMECANICA APLICADA A LABORES CON RELAJAMIENTO ROCOSO, EVALUACION DE MACIZO ROCOSO, ESFUERSOS DE RELAJAMIENTO ROCA.

Antecedentes

Las minas subterráneas como las de poderosa en la cordillera oriental de la unidad minera Marañon , deben explorar y realizar sus operaciones a mas profundidad , con la finalidad de encontrar nuevas reservas que permitan la continuidad de vida útil de la unidad minera.

En una mina que se encuentra a superficie se podrá lidiar con el comportamiento rocoso de lo alterado que se encuentra, debido a los factores geológicos del macizo rocoso, pero a partir de los 1000 m de profundidad se encuentra con nuevas condiciones como la presencia de relajamiento de roca y estallidos del macizo rocoso.

La siguiente figura2.1 que muestra el corte transversal de la cordillera de los andes nos da un ejemplo a las que puede estar sometida una labor minera a poca profundidad, pero a más profunda las condiciones son indeterminadas.

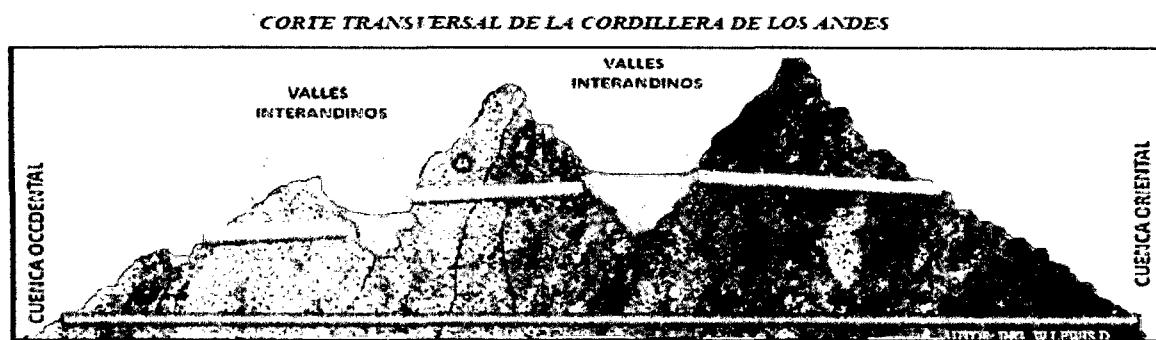


Figura 2.1 Ejemplo de las condiciona a las que está sometida una labor poca profunda con una más profunda
Fuente: Lewis 2013

El primer reporte acerca del fenómeno de estallido de rocas parece haber emergido del campo Kolar Gold Field en la India a finales siglo 19 (Blake, 1972). Pocos años después, este fenómeno comenzó a notarse en las minas de Witwatersrand en Sudáfrica (Cook et al., 1966). Algunos países del este europeo como Rusia también enfrentaron el problema (Perukhov, 1990). China también reporto el fenómeno de estallido de rocas en 1933 en la mina de carbón SL y más de 2000 estallidos de roca han ocurrido desde 1949 (Tan, 1986; Mei y Lu, 1987). En los Estados Unidos, el primer estallido de roca parece haber ocurrido en 1904 en la Mina Atlantic en el distrito cuprífero en Michigan (Bolstad, 1990). En Canadá, registros detallados de incidentes asociados a este fenómeno en minas canadienses reportan, entre 1928 y 1990, cerca 4000 estallidos de rocas y 57 fatalidades (Hedley, 1992).

En el Perú se presentó por primera vez en la mina **Mina Casapalca**, esta mina tiene actualmente 1300 m de profundidad y la roca es competente. Las primeras noticias sobre la ocurrencia de estallidos se remontan a la segunda mitad de la década de los 70'. Entre finales de la década de los 80' y principios de la década de los 90' hubo aumento en la frecuencia y severidad de la ocurrencia de estallidos. Las áreas críticas fueron las ubicada entre los Nvs. 1200 y 1500 y entre los Nvs. 2300 y 3000, principalmente en las excavaciones asociadas a las Vetas M, N, O, P y 256P, en las cuales se utilizó mayormente el método de minado shrinkage.

En la construcción del túnel tras-andino **Olmos** en el 2010 y estudiado por Hoek y Lewis(2013),

en donde se detalla la presencia del fenómeno a partir de las progresivas 7+750 a 9+950 a profundidad mayor de 800 m hacia la superficie, en total se registraron 16 100 estallidos de roca.

Para la mecánica de rocas el entender el comportamiento de este fenómeno es un reto actual, asimismo poder medir, cuantificar los esfuerzos y definir sus parámetros, todavía quedan en la incertidumbre, para ello nos ayudaremos en el conocimiento científico de macizo rocoso que a continuación desarrollaremos.

2.1. GEOMECÁNICA APLICADA A LABORES CON RELAJAMIENTO ROCOSO

El instituto geológico minero de España (1995) afirma lo siguiente; Construir el modelo geomecánico de una mina, se parte de las propiedades mecánicas de las rocas y de las discontinuidades, de las que es esencial conocer su resistencia al corte para estimar la estabilidad de la mina. Estas propiedades mecánicas se estiman y cuantifican mediante una serie de ensayos llevados a cabo en laboratorio.

El modelo geomecánico incluye también un estudio de las tensiones naturales existentes en el yacimiento no alterado por la explotación; los métodos que están dando mejores resultados en la determinación de tensiones son los de pequeños gatos planos y los de sobreperforación; en estos últimos se obtienen las tensiones existentes "in situ", a través de las deformaciones producidas en un taladro cuando éste se reperfora con un taladro de mayor diámetro.

Asimismo, es necesario conocer las propiedades mecánicas del macizo rocoso, en cuanto a su resistencia y a su deformabilidad. Las propiedades del macizo rocoso, cuyo conocimiento presenta más interés son, el módulo de elasticidad, el coeficiente de Poisson, la cohesión y la fricción. Sin embargo, estos parámetros sólo pueden ser estimados aproximadamente, a partir de ensayos de laboratorio.

Se establece un modelo geomecánico del macizo a partir de las clasificaciones geomecánicas de macizo rocoso propuestas por Barton y Bieniawski

2.1.1. COMPORTAMIENTO DELAS ROCAS EN COMPRESIÓN.

Según exista confinamiento lateral o no, las rocas pueden ensayarse a compresión triaxial o simple respectivamente.

A continuación se va a estudiar la curva tensión-deformación de una probeta de roca sometida a una tensión vertical σ_1 y de confinamiento $\sigma_2 = \sigma_3$; las deformaciones respectivas son e_1 , e_2 y e_3 , siendo $e_2 = e_3$.

Si las deformaciones son pequeñas, la variación volumétrica es la siguiente:

$$\frac{\Delta V}{V} = 2\epsilon_3 + \epsilon_1$$

Cuando el confinamiento lateral es menor que la tensión de cierre de las fisuras de la roca, al aplicar la carga vertical, se cierran las grietas que son más o menos perpendiculares a la tensión axial σ_1 . El cierre de las fisuras se produce cuando $\sigma_1 = \sigma_1^c$.

Por consiguiente; al principio de este tramo de la curva $\sigma_1 = \psi(e_1)$, la variación de la deformación con respecto a la tensión es mayor que en la zona próxima a σ_1^c y la curva es cóncava respecto al semieje σ_1 positivo. (Ver *Figura 2.2*).

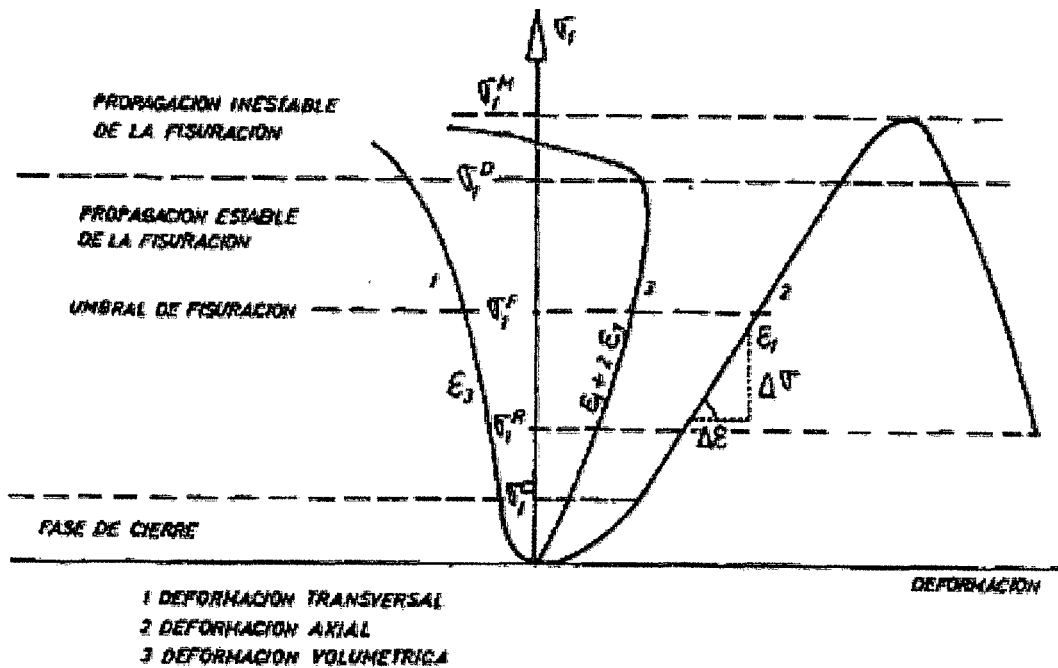


Figura.2.2 Curvas tensión axial-deformación transversal, axial y volumétrica
Fuente: Hock Y Brown (1980)

Hasta alcanzar el valor de σ^c la deformación de la probeta es mayor que la deformación elástica.

A continuación, $\sigma_1 > \sigma^c$ y $\sigma_1 = \sigma^f$ es una recta, que representa el comportamiento elástico de la probeta, aunque al realizar una descarga al final de este tramo, se comprueba que no es perfectamente elástico, quedando una pequeña deformación, denominándose este fenómeno histéresis.

Dentro de la zona elástica, se alcanza un valor de $\sigma_1 = \sigma^f$ a partir del cual la deformación transversal ϵ_3 y la volumétrica dejan de ser lineales, ya que entonces empieza a fisurarse la roca en dirección paralela al eje de la probeta.

El coeficiente de Poisson deja de ser constante a partir de σ^f (ver Figura 2.2).

La propagación de la fisuración al principio es estable, y la función $\sigma_1 = \psi(\epsilon_1)$ sigue siendo lineal. A continuación se propagan rápidamente las fisuras, produciéndose posteriormente la rotura. El límite entre la propagación estable e inestable de la fisuración viene definido

por $\sigma^D 1$; este valor indica la resistencia a largo plazo de la roca. La resistencia máxima viene definida por $\sigma^M 1$, que es cuando el desarrollo de la fisuración alcanza su velocidad límite. Cuando la tensión de confinamiento es nula, la resistencia máxima $\sigma^M 1$ es la resistencia a compresión simple de la roca, llamada σ_c . Basándose en este parámetro, se desarrollan la mayor parte de las clasificaciones geotécnicas de las rocas.

La clasificación propuesta por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas basada en la resistencia de las rocas es la siguiente:

Tabla 3.1 clasificación según la Sociedad internacional de Mecánica de Rocas de 1995

<u>σ_c MPa</u>	<u>RESISTENCIA</u>
$\sigma_c > 200$	Muy alta
$60 < \sigma_c < 200$	alta
$20 < \sigma_c < 60$	media
$6 < \sigma_c < 20$	baja
$\sigma_c < 6$	muy baja

Si se utiliza una máquina de ensayo de tipo rígido, en compresión simple la resistencia residual de la probeta es nula y la $\sigma^R 1$ es cero, y en el ensayo triaxial la resistencia residual corresponde al rozamiento de las partículas. (Ver *Figura 2.2*).

2.1.1.1. COMPORTAMIENTO FRÁGIL Y COMPORTAMIENTO DÚCTIL

Una roca presenta comportamiento frágil cuando su capacidad para resistir cargas disminuye al aumentar la deformación.

La rotura frágil se asocia con una deformación permanente muy pequeña o casi nula de la roca antes de la rotura, que según las condiciones de ensayo, puede producirse repentinamente. El fenómeno de rotura explosiva frágil se pone de manifiesto especialmente en minas profundas excavadas en roca resistente.

El comportamiento dúctil aparece cuando la roca conserva su resistencia a pesar de estar sujeta a deformaciones permanentes.

La mayoría de las rocas presentan un comportamiento frágil, más que dúctil, en las condiciones de presión y temperatura que normalmente aparecen en minería. La ductilidad puede ser mayor en rocas meteorizadas, macizos rocosos diaclasados y rocas poco persistentes, tales como evaporitas.

Al ir aumentando la presión de confinamiento, se pasa de un comportamiento frágil de la probeta a un comportamiento dúctil.

La rotura frágil que se produce en rocas sometidas a tensiones en ensayos de laboratorio o en mina, es de naturaleza violenta e incontrolada cuando la rigidez de la prensa es menor que la de la probeta, caso normal, o cuando los estratos que cargan sobre los pilares son menos rígidos que éstos; la rotura frágil se produce al alcanzar la resistencia máxima. En otras situaciones, se puede controlar la rotura de los pilares de tal forma que sigan trabajando aún después de haber alcanzado su resistencia máxima. (Ver *Figura 2.3*).

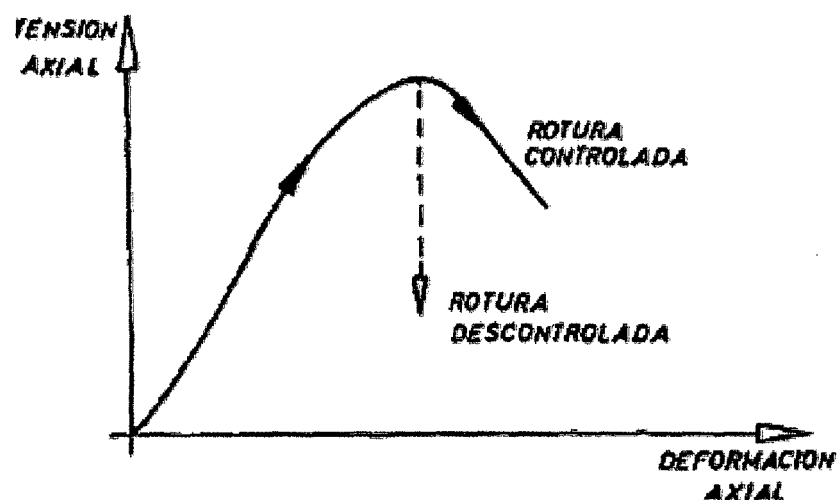


Figura 2.3 rotura frágil de la roca

Fuente: Hoek y Brown 1980

Al alcanzar la resistencia máxima se presentan dos comportamientos distintos del pilar según el tipo de techo. (ver *Figura 2.4 a y b*).

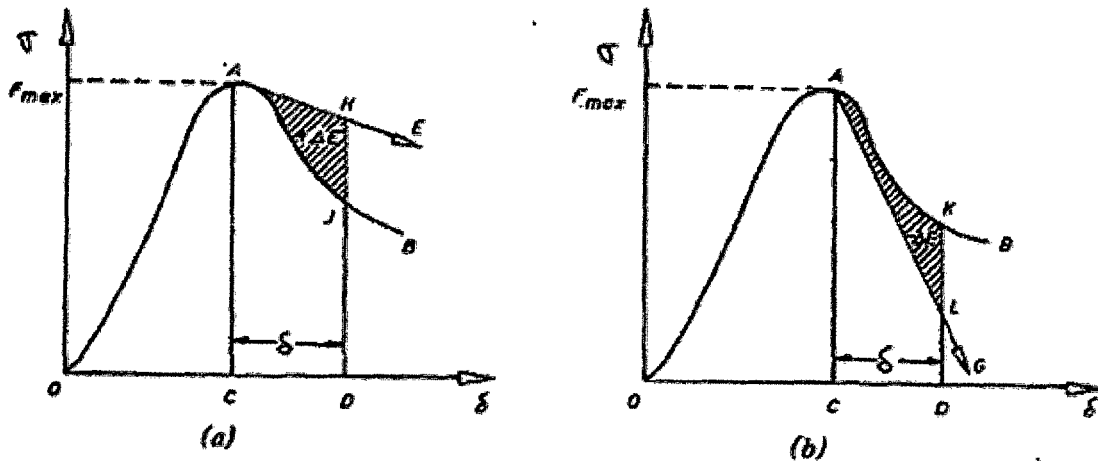


Figura 2.4 Resistencia de un pilar
Fuente: Hoek Brown 1980

Bajo las condiciones a y b de la figura 2.4 las rectas AE y AG representan la rigidez del techo o muro para un determinado pilar.

En la *Figura 2.4 a*, al aumentar la deformación desde el punto C , correspondiente a la resistencia máxima del pilar, al punto D , los esfuerzos de la mina libera una energía dada por el área $ACDH$ y el pilar sólo puede absorber la energía equivalente al área $ACDJ$. Por consiguiente queda un exceso de energía equivalente al área AJH . Esta energía provocará una rotura explosiva del pilar.

En la *Figura 2.4b* el techo libera menos energía de la que puede absorber el pilar y la situación es estable. De esta forma, la resistencia del pilar va disminuyendo, pero controladamente, produciéndose, en todo caso, algunos desprendimientos.

La rigidez local del techo es variable con el tiempo, por lo cual un pilar que en un determinado momento está en una situación estable, puede alcanzar un estado inestable después de cierto tiempo.

El hecho de que el comportamiento sea frágil o dúctil depende de la rigidez relativa de la roca que soporta la carga y del sistema de aplicación de la carga; así, en los ensayos de laboratorio, la probabilidad de rotura frágil se reduce utilizando prensas rígidas.

El conocimiento de las curvas completas tensión – deformación de las rocas y macizos rocosos frágiles, es fundamental para analizar el comportamiento de los pilares de roca sometidos a altas tensiones en las excavaciones subterráneas.

En los ensayos a compresión simple y en los triaxiales con presiones de confinamiento σ_3 pequeñas, se podrá observar una caída muy rápida de la resistencia de la roca en el momento de sobrepasar la resistencia máxima, si la prensa es suficientemente rígida.

La fragilidad de la roca viene definida por la pendiente de la curva tensión-deformación a partir del punto de resistencia máxima. Por consiguiente, la fragilidad viene dada por:

$$\frac{\sigma_1^M - \sigma_1^R}{\epsilon_1^R - \epsilon_1^M} \quad , \text{ donde:}$$

σ_1^M = resistencia máxima

σ_1^R = resistencia residual

ϵ_1^R y ϵ_1^M son las respectivas deformaciones.

En los ensayos efectuados en laboratorio, se ha encontrado que la fragilidad disminuye al aumentar la presión de confinamiento σ_3 . Asimismo, la fragilidad disminuye al aumentar la temperatura. A continuación se presenta en la *Figura 2.5*, las curvas de tensión-deformación de una serie de ensayos triaxiales realizados por Yon Karman sobre granito de westerley.

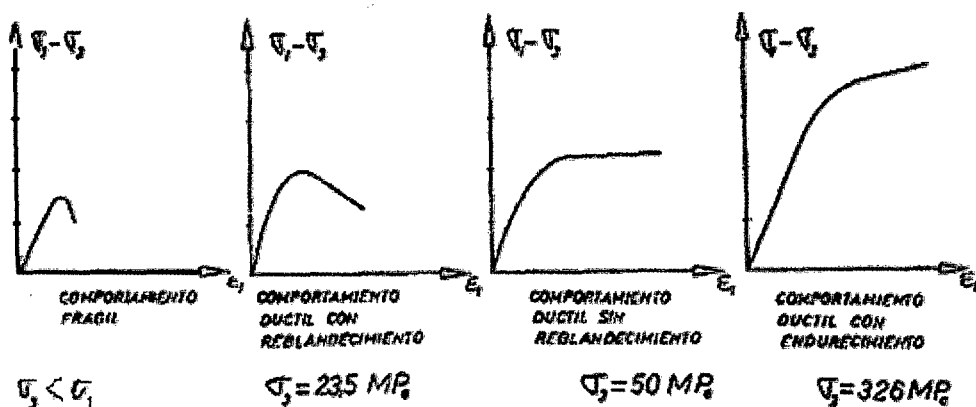


Figura 2.5 curvas tensión- deformación de un pilar
Fuente: Yon Karman 1992

2.1.2. VELOCIDAD DE CARGA

La resistencia de las rocas es una propiedad que depende del tiempo. Considerando este factor, por una parte se tiene que la magnitud de la tensión que ocasiona la rotura, desciende exponencialmente a un valor límite cuando el tiempo tiende a infinito. Por otra parte está la capacidad de la roca de soportar una tensión mayor pero durante un corto espacio de tiempo, siendo éste, por ejemplo, el tiempo de paso de la onda de tensión producida por una voladura. Al realizar en el laboratorio el ensayo de compresión simple, normalmente no se está en ninguna de estas dos situaciones límite, sino en una intermedia.

El ensayo se realiza aplicando la carga sobre la muestra de una forma progresiva, partiendo de cero; estudiando una serie de ensayos llevados a cabo con distintas velocidades de aplicación de la carga, se observan distintos valores para la resistencia de la roca. De esto se desprende que es necesario normalizar el proceso, lo cual se puede conseguir normalizando o bien la velocidad de carga o la velocidad de deformación. En un material elástico, ambas velocidades son iguales, pero para la mayoría de las rocas esta propiedad no se cumple.

En una serie de ensayos llevados a cabo en granito de Westerley, se ha recogido la información referente a la influencia de la velocidad de carga sobre la resistencia a la compresión triaxial de la roca y se ha llegado a la conclusión de que la resistencia puede descender hasta un 50 por ciento disminuyendo la velocidad de carga en 4 órdenes de magnitud. En general, al ser más rápida la aplicación de la carga, la muestra de roca ensayada será más resistente. Normalmente las velocidades de aplicación de las cargas que aparecen en minas subterráneas no alcanzan el límite a partir del cual habría que tener en cuenta los efectos producidos por dichas velocidades.

El hecho de que se produzca una disminución de la resistencia de la roca al disminuir la velocidad de aplicación de la carga, se explica según Manrique (1996) mediante la teoría de la microfisuración de Me Clintock y Walsh. (1982).

Al disminuir la velocidad de aplicación de la carga, también disminuye la velocidad de deslizamiento de las superficies de las microfisuras ya cerradas, con lo cual aumenta su resistencia a la fricción y como consecuencia de ello, aumenta la concentración de tensiones en los extremos de las microfisuras. De este modo la propagación de las microfisuras es más rápida, haciendo que la resistencia de la roca sea menor.

También puede observarse que la variación de la resistencia a la fricción se hace más acusada cuando aumentan las tensiones normales o laterales.

A continuación se presentan, en la *Figura 2.6*, las curvas tensión-deformación obtenidas por Bieniawski (1974) sobre granodiorita para distintas velocidades de aplicación de la carga.

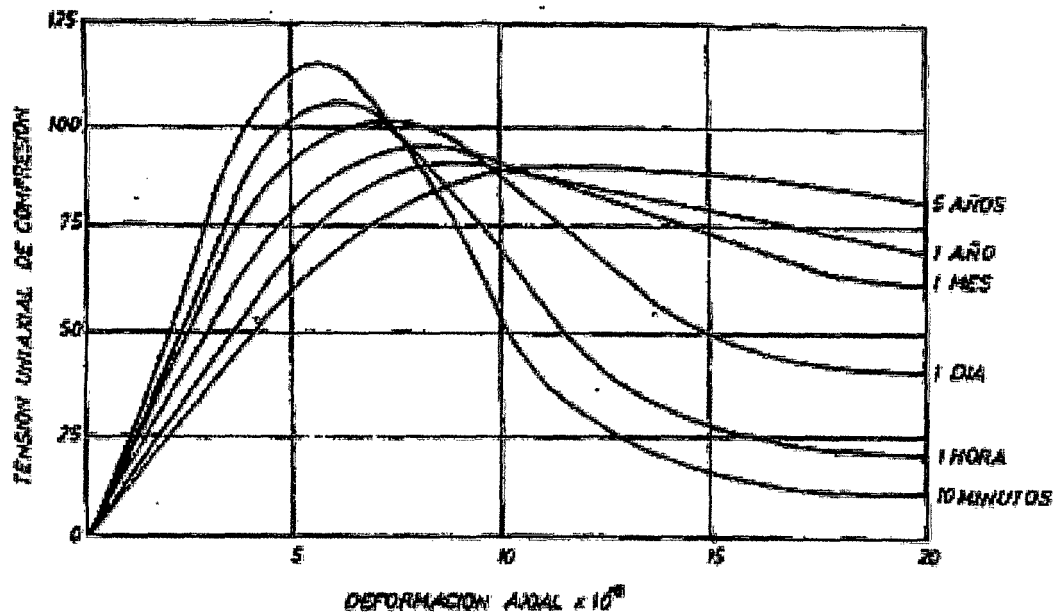


Figura 2.6 Curva tensión deformación de acuerdo a las velocidades de carga
Fuente: Bieniawski 1974

2.1.3. ANISOTROPÍA

Los materiales isotrópicos son aquellos cuyas propiedades físicas no varían respecto a la dirección considerada para su medida.

La anisotropía de las rocas puede considerarse tanto desde el punto de vista de la textura como de la deformación y la resistencia.

Anisotropía textural

En cuanto a la textura, la isotropía perfecta de la roca aparece en muy raras ocasiones, ya que para que esto suceda, los cristales y las fisuras de la roca deben estar distribuidos de una forma aleatoria.

Las anisotropías texturales pueden tener un origen en el proceso de sedimentación, consistente en la deposición de capas sucesivas. Otra causa de anisotropía textural son las deformaciones que producen una orientación de los granos minerales según los planos de esquistosidad.

Desde el punto de vista mecánico, la anisotropía más importante es la producida por la fisuración. Al aumentar la tensión de confinamiento, el cierre de las fisuras hace que este tipo de anisotropía sea menos importante.

Anisotropía de resistencia

La anisotropía de resistencia se determina mediante ensayos a tracción, ya que la resistencia a la tracción es máxima cuando ésta se ejerce paralelamente a los planos de fisuración y mínima cuando se ejerce perpendicularmente a dichos planos.

La variación de la resistencia a compresión simple puede estudiarse por medio de ensayos realizados con probetas talladas con orientaciones diferentes respecto de los ejes de anisotropía.

En los esquistos que sólo tienen una dirección de esquistosidad, la orientación de la probeta viene determinada por el ángulo β que forma la normal con la dirección de la tensión de compresión máxima con el plano de esquistosidad. Cuando el ángulo β es menor de 30° se produce una rotura frágil; cuando β es mayor de 30° , hasta 90° , se produce una rotura por cizallamiento según los planos de esquistosidad.

La resistencia a compresión simple es muy distinta dependiendo del tipo de rotura que se produce.

En los ensayos triaxiales, al aumentar la presión de confinamiento, aumenta la resistencia al cizallamiento según los planos de esquistosidad y aumenta la resistencia a rotura frágil, aunque siguen apareciendo ambos tipos de rotura.

Jeger (1969) ha determinado las condiciones bajo las cuales se produce el deslizamiento a lo largo de la discontinuidad AB , para la situación que se presenta en la *Figura 2.7*.

Si la discontinuidad tiene una resistencia al corte está dada por:

$$\tau = C + \sigma \operatorname{tg} \phi \quad (1)$$

donde:

C es la cohesión de la superficie

ϕ es el ángulo de fricción;

el deslizamiento tendrá lugar cuando:

$$\sigma_1 > \sigma_3 + \frac{2(C + \sigma_3 \operatorname{tg} \phi)}{(1 - \operatorname{tg} \phi \operatorname{tg} \beta) \operatorname{sen} 2\beta} \quad (2)$$

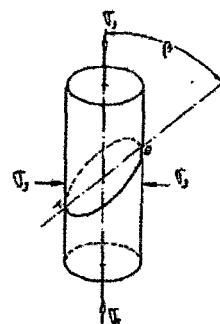


Figura 2.7 resistencia al corte de la discontinuidad de la probeta

Fuente: Jeger 1969

Cuando la desigualdad (2) no se cumple para determinados valores de C, ϕ, σ_3 y β , en estos casos no puede existir deslizamiento a lo largo de la discontinuidad y la única alternativa es la rotura de la roca, independientemente de la discontinuidad.

En la Figura 2.8 se puede ver gráficamente los márgenes del ángulo β para los que se produce la rotura por deslizamiento sobre la discontinuidad.

Se ha comprobado experimentalmente que la relación (2) sólo es válida para los casos en que la discontinuidad está bien definida en una muestra de rocas; sin embargo, dicha relación no es válida para rocas cuya anisotropía es característica propia del material, tal como en el caso de las pizarras.

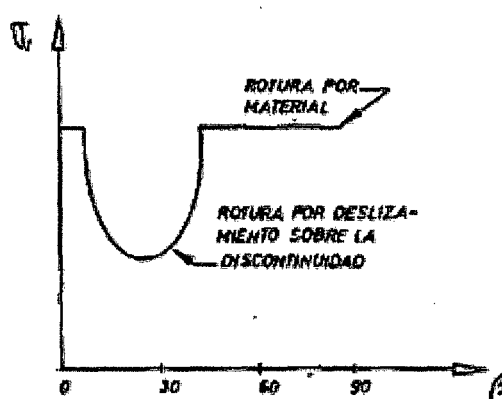


Figura 2.8 rotura por el ángulo de discontinuidad

Fuente: Jeger 1969

A continuación se va a estudiar el caso de dos discontinuidades y su efecto sobre la resistencia de la roca (ver *Figura 2.9*).

En la *Figura 2.9* se representa, en coordenadas polares, la variación de la resistencia σ_1 de la probeta en función del ángulo β de la discontinuidad AB con la vertical.

La variación de la resistencia σ_1 debida a la discontinuidad CD viene representada por la línea discontinua en el diagrama $\sigma_1 + \beta$, en la misma figura.

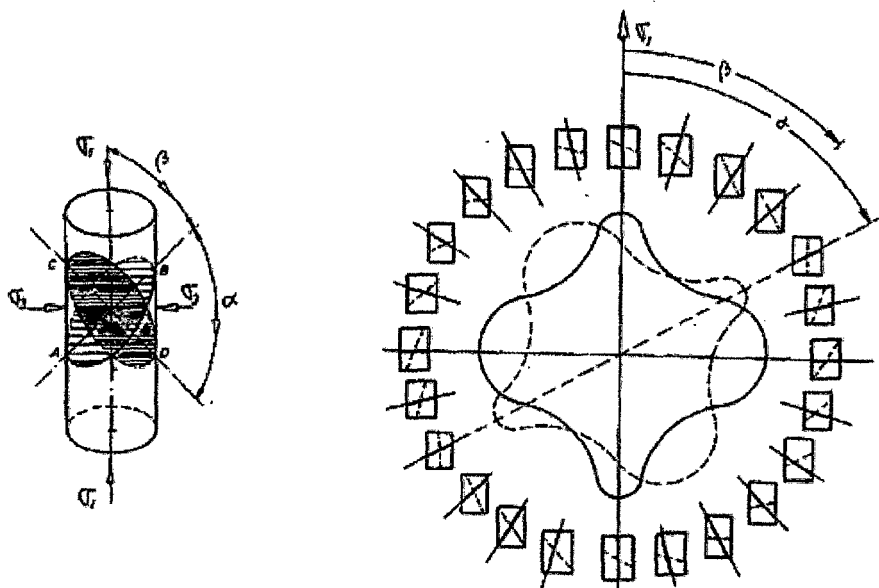


Figura 2.9 2 discontinuidades y su efecto en la resistencia
Fuente: Jeger 1969

Esta curva es idéntica a la representada para la discontinuidad AB , pero girada un ángulo que es el ángulo que forman las dos discontinuidades, medido en el mismo sentido que el ángulo σ .

La resistencia de una probeta que contiene varias familias de discontinuidades viene definida, según Bray (1967), por la envolvente de menor resistencia a las curvas de resistencia individuales.

Para ilustrar la influencia de varias familias de discontinuidades idénticas sobre la resistencia de la probeta, en la *Figura 2.10*, se presentan las curvas de resistencia obtenidas sobre ensayos en pizarra.

De esta figura se deduce que al ir aumentando el número de discontinuidades en un macizo rocoso, la resistencia del macizo rocoso tiende a ser cada vez más isotrópica.

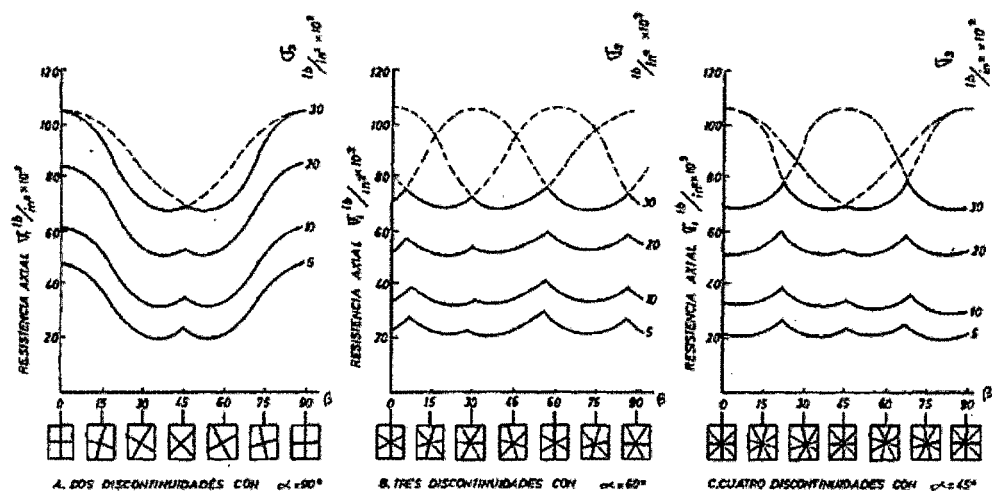


Figura 2.10 Anisotropías de la resistencia para discontinuidades

Fuente: Bray 1967

La anisotropía de resistencia también puede estudiarse mediante ensayos en los que las cargas de compresión se aplican en diversas direcciones, normalmente a 0° , 15° , 30° , 45° , 60° , 75° y 90° , respecto a los planos de discontinuidad. Los resultados de estos estudios se pueden concretar en los siguientes puntos:

1. Las rocas muestran la máxima resistencia a la compresión en dirección perpendicular a la discontinuidad.
2. Los valores mínimos de la resistencia a la compresión suelen producirse para las cargas cuyos ángulos β varían entre 30° y 45° respecto a los planos de discontinuidad.

La anisotropía de las rocas estratificadas sometidas a cargas de compresión, se puede clasificar según la relación $\sigma_c \text{ max} / \sigma_c \text{ min}$ que es el llamado coeficiente de anisotropía, siendo σ_c la resistencia a compresión simple de la muestra.

Tabla 3.2 Anisotropía y su coeficiente según la Sociedad de Mecánica de Rocas.

COEFICIENTE DE ANISOTROPIA	CLASE DE ANISOTROPIA
$k = 1,2$	Casi isotrópica
$1,2 < k \leq 2$	Anisotropía pequeña
$2 < k \leq 4$	Anisotropía moderada
$4 < k \leq 6$	Anisotropía alta
$k > 6$	Anisotropía muy alta

2.2. EVALUACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Se ha desarrollado la evaluación de los macizos rocosos, con los trabajos desarrollados como el RQD de Deer(1967) , para elaborar las tablas de clasificación de G.S.I

2.2.1. DESIGNACIÓN DE CALIDAD DE LA ROCA (RQD)

El RQD fue desarrollado por DEERE para proveer una estimación cuantitativa de calidad de la masa de la roca a partir de un taladro. RQD es el porcentaje de sumar la piezas mayores de 100mm (4 pulgadas) y dividir entre la corrida total entre 100. El taladro debe tener como mínimo 54.7mm o 2.15 pulgadas de diámetro y ser taladrado con un barril de tubo doble.

El RQD fue el primer sistema que hizo un intento de describir lo quebrado del macizo rocoso. Es un parámetro importante para los dos sistemas más útiles de clasificación.

Las siguientes reglas pueden usarse en el campo como una aproximación de RQD cuando las trazas de las discontinuidades están expuestas en el terreno.

2.2.2. CALCULO DEL G.S.I

La resistencia es una propiedad muy importante, disponer de un índice de resistencia es de gran valor.

Para el caso de calcular la resistencia de la roca se procederá por medio de un mapeo geomecanico en la labor, el supervisor deberá realizar un mapeo sistemático de las discontinuidades, denominado “Registro Lineal” para lo cual deberá extender una cinta métrica sobre la pared rocosa e ir registrando todos los datos referido a las propiedades de las discontinuidades, teniendo cuidado de no incluir en ellos las fracturas producidas por la voladura. Los datos se irán registrando en formatos elaborados para este fin, luego serán procesados y presentados en los planos de las labores mineras.

Para el cálculo del índice GSI se debe seguir los siguientes pasos:

- 1) Medir 1 m² en una zona representativa del macizo rocoso.
- 2) Contabilizar el número de fracturas dentro del m² escogido.
- 3) Golpear con la picota para determinar la resistencia de la roca.
- 4) Identificar los posibles castigos como:
 - Presencia de agua
 - Material fino como (panizos)
 - Presencia de fallas

5) Utilizando los datos mencionados anteriormente se procede a calcular los índices GSI, mediante las siguientes tablas.

2.2.2.1. TABLAS GEOMECÁNICAS UTILIZADAS EN LA UNIDAD

A continuación presentamos las figuras que muestran las tablas geomecánicas, utilizadas en la unidad, con el cual caracterizaremos al macizo rocoso, y calculamos el índice de calidad de roca o GSI.

PODEROSA DPTO DE GEOMECANICA SOSTENIMIENTO SEGÚN G.S.I.(modificado) LABORES PERMANENTES SECCION: 2.5-4.0 m (Rampas, cortadas, ESCM's, ventanas, galerías)					METODOLOGIA DE APLICACIÓN LABORES PERMANENTES SECCION: 2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)			
CONDICIONES					ÍNDICE G.S.I	CALIDAD DE ROCA	ABERTURA MÁXIMA LINEAL	TIEMPO DE AUTOSOPORTE
ESTRUCTURA	A sin soporte o perno ocasional de 7 pies	BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS (CERRADAS, Rc 100 A 250 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 50 a 100 MPa) SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA	POBRE (MODER.RESIST, LEVE A MODER.ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA LIGERAMENTE ABIERTAS, (Rc 25 A 50 Mpa) (SE IDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIAS, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 Mpa) (SE IDENTA MAS DE 5 mm.)	LEVEMENTE FRACTURADA/BUENA (LF/B)	—	>10 años
	B Pernos helicoidales sistemáticos de 7 pies espaciados a 1.5x1.5m					LEVEMENTE FRACTURADA/REGULAR (LF/R)		
	C pernos helicoidales sistemáticos de 7 pies espaciados a 1,2x1,2 m mas mallao shotcrete c/fibra espesor 2"					MODERADAMENTE FRACTURADA/BUENA (F/B)		
	D Perno H. 1,0 X1,0 m + malla y shotcrete 4" o cuadros de madera espaciados a 1,5m o cimbras metálicas espaciados a 1,5m.					LEVEMENTE FRACTURADA/POBRE (LF/P)		
	E cimbra metálicas espaciados a 1,2m ocuadros de madera espaciados a 1,0 m					MODERADAMENTE FRACTURADA/REGULAR (F/R)	25m	8 días
ESTRUCTURA	LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90) (2 A 5 FRACTURAS POR METRO)	(A)	(A)	—	—	MODERADAMENTE FRACTURADA/POBRE (F/P)	15 m	5 días
	MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50-75) (6 A 11 FRACTURAS POR METRO)	(B)	(B)	(C)	—	MUY FRACTURADA/REGULAR (MF/R)		
	MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50) (12 A 19 FRACTURAS POR METRO)	—	(C)	(D)	(D)	MUY FRACTURADA/POBRE (MF/P)		
	INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	—	—	(D)	(E)	MUY FRACTURADA/MUY POBRE (MF/MP)		
				IF/P	IF/MP	INTENSAMENTE FRACTURADA/POBRE (IF/P)	1.5m	inmediato
						INTENSAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (IF/MP)	1.0m	inmediato
METODOLOGÍA DE APLICACIÓN								
1.-para la aplicación de esta tabla de sostenimiento, se basa en la aplicación del índice de resistencia geológica G.S.I. modificado, definiéndose dos parámetros: condiciones estructurales y superficiales de la masa rocosa. 2.-la forma de aplicación de esta tabla se determina in situ. Primero se define la condición estructural midiendo la cantidad de estructuras por metro cuadrado, previamente lavadas las paredes y techo de la labor. Seguidamente se define la condición superficial con golpes e identando con la picota en el área a evaluar y representativa como macizo rocoso, además observar la presencia de alteraciones en las paredes de estructuras o tipo de relleno, forma de las estructuras o espaciamiento de las fallas. Procediendo finalmente a determinar el soporte de acuerdo a la sección de la labor. 3.-en zonas con factores influyentes en el comportamiento del macizo rocoso como: la presencia de agua goteo o flujo, los esfuerzos, orientación de las discontinuidades (desfavorables y muy desfavorables) y las excavaciones (aberturas voladura no controlada, relajamiento progresivo, cercanía de labores, sostenimiento inoportuno y colocación de soporte inadecuado. El G.S.I. debe sufrir una modificación y se selecciona el sostenimiento recomendado a la condición inmediata inferior (menor calidad). Por ejemplo: si el macizo rocoso con sostenimiento tipo A (amarillo) tiene factor influyente sus sostenimiento tendrá que ser con el tipo B (azul) igual de tipo B cambia a tipo C, etc. 4.- en casos de eventos de relajamientos, el sostenimiento se debe mantener al tope de la labor. 5.-los espaciamientos entre cuadros serán considerados como luz interna. 6.-para cámaras diamantinas usar pernos Split set de 7 pies con malla como sostenimiento. 7.-para la instalación de cuadros de madera: Usar madera de diámetro de 8" en sombreros y postes. 8.-para instalación de puntales: Usar madera de diámetro de 7-8"								

Figura 2.11 tabla 1 Geomecánica labores permanentes

Fuente: CIA PODEROSA

PODEROSA		DPTO DE GEOMECHANICA		SOSTENIMIENTO SEGÚN G.S.I.(modificado)		LABORES TEMPORALES SECCION:1.5-2.5m		METODOLOGIA DE APLICACIÓN	
TAJOS								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)	
								LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m (rampas, cort	

Figura 2.12 tabla 2 Geomecánica para tajos de explotación

Fuente: Cia. PODEROSA

PODEROSA DPTO DE GEOMECHANICA					METODOLOGIA DE APLICACIÓN									
SOSTENIMIENTO SEGÚN G.S.I.(modificado)					LABORES PERMANENTES SECCION:2.5X4.0 m									
LABORES TEMPORALES SECCION: 1.5-2.5 m					(rampas, cortadas, ESCM's, ventanas y galerías)									
galerías temporales : 2.5x3.0														
					ÍNDICE G.S.I		CALIDAD DE ROCA		ABERTURA MÁXIMA LINEAL		TIEMPO DE AUTOSOORTE			
									Tajos		galerías			
					LEVEMENTE FRACTURADA/BUENA (LF/B)		MUY BUENA		1canal (1.5m)					
					LEVEMENTE FRACTURADA/REGULAR (LF/R)		BUENA							
					MODERADAMENTE FRACTURADA/BUENA (F/B)		BUENA							
					MODERADAMENTE FRACTURADA/REGULAR (F/R)		BUENA							
					MODERADAMENTE FRACTURADA/POBRE(F/P)		REGULAR		2.4 m		20 m		7 días	
					MUY FRACTURADA/REGULAR (MF/R)		REGULAR							
					MUY FRACTURADA/POBRE (MF/P)		REGULAR		1.5m		1.5m		inmediato	
					MUY FRACTURADA/MUY POBRE (MF/MP)		MALA							
					INTENSAMENTE FRACTURADA/POBRE(IF/P)		MALA							
					INTENSAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (IF/MP)		MUY MALA							
METODOLOGÍA DE APLICACIÓN														
1.-para la aplicación de esta tabla de sostenimiento, se basa en la aplicación del índice de resistencia geológica G.S.I. modificado, definiéndose dos parámetros: condiciones estructurales y superficiales de la masa rocosa.														
2.-la forma de aplicación de esta tabla se determina in situ. Primero se define la condición estructural midiendo la cantidad de estructuras por metro cuadrado, previamente lavadas las paredes y techo de la labor. Seguidamente se define la condición superficial con golpes e indentando con la picota en el área a evaluar y representativa como macizo rocoso, además observar la presencia de alteraciones en las paredes de estructuras o tipo de relleno, forma de las estructuras o espaciamiento de las fallas. Procediendo finalmente a determinar el soporte de acuerdo a la sección de la labor.														
3.-en zonas con factores influyentes en el comportamiento del macizo rocoso como: la presencia de agua goteo o flujo, los esfuerzos, orientación de las discontinuidades (desfavorables y muy desfavorables) y las excavaciones (aberturas voladura no controlada, relajamiento progresivo, cercanía de labores, sostenimiento inoportuno y colocación de soporte inadecuado. El G.S.I. debe sufrir una modificación y se selecciona el sostenimiento recomendado a la condición inmediata inferior (menor calidad).														
Por ejemplo: si el macizo rocoso con sostenimiento tipo A(amarillo) tiene factor influyente sus sostenimiento tendrá que ser con el tipo B(azul) igual de tipo B cambia a tipo C, etc.														
4.- en casos de eventos de relajamientos, el sostenimiento se debe mantener al tope de la labor.														
5.-los espaciamientos entre cuadros serán considerados como luz interna.														
6.-para cámaras diamantinas usar pernos Split set de 7 pies con malla como sostenimiento.														
7.-para la instalación de cuadros de madera:														
Usar madera de diámetro de 8" en sombreros y postes.														
8.-para instalación de puntales:														
Usar madera de diámetro de 7-8"														

Figura 2.13 tabla 3 Geomecánica para labores temporales

Fuente: Cia. PODEROSA

2.3. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO DE ROCA

Para el estudio del fenómeno de relajamiento de roca se ha tomado las hipótesis de Bray en 1977 y el de Hoek y Winston Lewis en la construcción del túnel transandino de Olmos en el Perú.

SEGÚN BRAY

El profesor e ingeniero Jesús Blanco Torrens ha referido lo dado por Bray y afirma lo siguiente:

A medida que la profundidad del minado aumenta, en general los esfuerzos naturales en toda la masa rocosa también van incrementándose, debido principalmente al peso de la roca subadyacente o denominada también carga litostática(ver figura 2.14). Cuando se apertura una labor minera en esta masa rocosa, se rompe el campo de esfuerzos naturales y se induce un nuevo estado de esfuerzos en la roca circundante a la excavación. Conforme avanza el minado, los esfuerzos inducidos pueden concentrarse en ciertos lugares de las excavaciones, en otros pueden disiparse. Particularmente en las áreas de concentración de esfuerzos, éstos pueden exceder la resistencia de la roca, generando problemas de inestabilidad en la masa rocosa de las excavaciones, significando problemas potenciales de caída de rocas (**Blanco 2001**).



Figura 2.14 Esfuerzos inducidos debido a la apertura de la labor

Fuente: propia

Por lo tanto la tensión inducida en un puto será:

$$\sigma_v = \gamma z$$

donde:

σ_v : esfuerzo tensional inducido por carga litostática

γ : peso específico de la roca

z : profundidad

SEGÚN HOEK Y LEWIS

El macizo rocoso concentra energía cinética producto de la formación geológica. Así como la energía remanente de los movimientos telúricos.

- Los estallidos básicamente son producto de la distensión de esfuerzos (σ) del macizo que en el proceso de excavación se manifiestan en liberación de energía a la cara libre que le ofrece la excavación.
- Esfuerzos tangenciales que actúan sobre el perfil de la excavación (σ_H)
- El efecto inmediato es la deformación de la sección excavada (σ_v)

La siguiente figura 2.15 ilustra los esfuerzos a los que está sometida la excavación minera a profundidad.

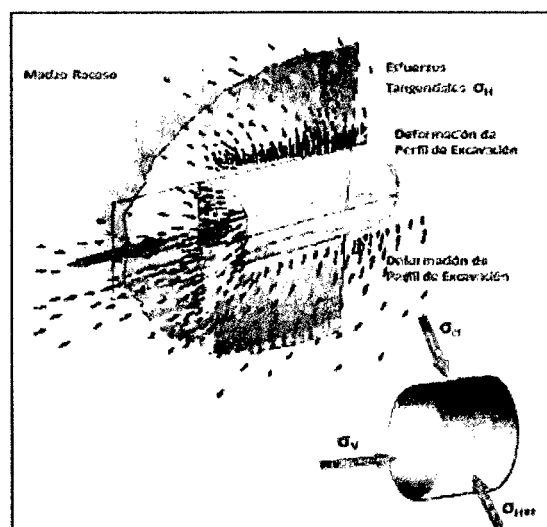


Figura 2.15 Esfuerzos que se presentan en una labor profunda

Fuente: Lewis 2013

En términos de la estabilidad de las labores mineras, la influencia de los esfuerzos en la masa rocosa puede ser simplificada considerando a los siguientes tipos generales de terrenos:

- Esfuerzos en roca masiva o levemente fracturada
- Esfuerzos en roca fracturada
- Esfuerzos en roca intensamente fracturada y débil
- Esfuerzos en presencia de fallas y zonas de corte

2.3.1. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO EN ROCA MASIVA

Dependiendo de la intensidad de los esfuerzos, en este caso pueden ocurrir descostramientos, astillamientos, lajamientos, reventazones y hasta estallido de rocas. Estos tipos de falla son típicos particularmente en rocas duras pero frágiles. En la unidad se observan estos fenómenos en rocas ígneas (granodiorita en la mina poderosa), en el RC 26 ocurrió un accidente lamentable sufrido por un trabajador al cual se le desprendió ½ kilo de roca el cual le ocasionó 24 cm de fractura.

Cuando una roca está fallando, genera ruidos (chasquidos, golpes y craquelamientos), principalmente en el frente de avance. Cuando se escuchan ruidos de la roca en un área de la mina que normalmente es silenciosa, el área debe ser rastreada. Algunas excavaciones son muy ruidosas porque la roca está continuamente relajándose. También es importante considerar cuando estas áreas se convierten en áreas silenciosas, porque esto implicaría un potencial fallamiento de la roca, debido a que se encontraría relajada y aflojada, constituyendo riesgo inminente de caída de rocas.

2.3.2. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO EN ROCA FRACTURADA

En condiciones de altos esfuerzos, la falla de la roca ocurre de manera similar a lo indicado para rocas masivas o levemente fracturadas, como resultado de deslizamientos sobre las superficies de discontinuidades y también por trituración de los bloques rocosos.

Además, se debe señalar también que los esfuerzos acentúan las formas de fallamiento de la masa rocosa formando cuñas, bloques tabulares o lajas, bloques irregulares, etc. Una masa rocosa fracturada sujeta a esfuerzos tensionales, sufrirá un relajamiento de esfuerzos, siendo más propensa al colapso. Para mantener estable este tipo de masas rocosas, se deberá buscar mediante la instalación del sostenimiento, un estado de esfuerzo compresional en la periferia de la excavación.

2.3.3. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO EN ROCA INTENSAMENTE FRACTURADA O DÉBIL

En este caso, en condiciones de altos esfuerzos, ocurren fallas de tipo dúctil o plástica, en donde la masa rocosa circundante a una labor minera falla por deslizamiento a través de las superficies de las discontinuidades y por trituración de las piezas rocosas. En rocas débiles, los esfuerzos producen altas deformaciones en los contornos de la excavación, con levantamiento del piso.

2.3.4. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO EN PRESENCIA DE FALLAS Y ZONAS DE CORTE

En zonas de fallas geológicas o zonas de corte presentes en la excavación, los esfuerzos hacen que la roca sea más propensa a soltarse o aflojarse.

Como estos rasgos estructurales generalmente son continuos, persisten sobredimensiones que exceden a la excavación, siendo necesario examinar también la posibilidad y consecuencias del deslizamiento bajo la acción de los esfuerzos.

2.3.5. ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO EN ROCAS EXPANSIVAS

Este tipo de rocas en presencia de agua presentan características de hinchamiento por la actividad de expansión química. El hinchamiento de la roca genera presiones que pueden llevarla al colapso o dañar los sistemas de sostenimiento. El problema de hinchamiento de la roca, puede ocurrir a cualquier profundidad del minado.

2.3.6. RELAJAMIENTO DE ROCA CON PROYECCIÓN o SPALLING (Astillado)

Cuando la roca lanza súbitamente, o desprende esquirlas en el frente de avance de la labor, a expulsando energía acumulada debido a la compresión, por el comportamiento frágil de la roca.

2.3.7. RELAJAMIENTO DE ROCA SIN PROYECCIÓN O POPPING

Los chasquidos, o llamados craquelamientos en la unidad, se produce por la acumulación de energía compresiva pero el comportamiento ductil de la roca evita el desprendimiento o reventazón del macizo rocoso.

2.3.8. ESTALLIDOS DE ROCA O ROCK BURSTING

Es una ruptura repentina y violenta que causa daño en cualquier punto del perfil de una excavación específicamente en los puntos donde se generan esfuerzos a compresión mayores estos a la resistencia a la compresión del macizo y está íntimamente ligado con un “evento sísmico”.

El fenómeno de “estallido de rocas” en sus diferentes manifestaciones en resumen tiene un factor común que son inducidos por los esfuerzos producidos por el stress in situ a que está sometido el macizo (concentración de energía cinética). Los estallidos que se producen en la bóveda y/o en el piso, indica que los esfuerzos (stress) horizontales son más altos que los esfuerzos verticales (stress), esta es una manifestación común en los niveles 1730-1830 de la mina papagayo, la explosión en el frontón que ha sido uno de los tipos de estallido de mayor intensidad y de mayor impacto en las excavaciones ocurren cuando el esfuerzo horizontal paralelo al eje del túnel es más alto que la tensión (stress) vertical, este tipo de manifestación se ha podido detectar desde los 1000 m de profundidad, desde cobertura de masa rocosa sobre la bóveda de la labor minera. A partir de este dato es impredecible la magnitud del fenómeno, por lo tanto es difícil predecir el efecto y el daño que producirá.

2.3.9. ZONIFICACIÓN DE EVENTOS DE RELAJAMIENTO DE ROCA

Después de la revisión y análisis se procede a zonificar las zonas de trabajo con presencia de eventos de relajamiento de roca, esto servirá para poder tomar los controles de seguridad pertinentes para el caso.

En (anexos plano 1) se puede ver el plano de zonificación de la zona Jimena que ha sido el sitio de investigación de la tesis.

CAPITULO III

SOSTENIMIENTO PREVENTIVO PARA LABORES CON ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO ROCOSO

3. SOSTENIMIENTO PREVENTIVO PARA LABORES CON ESFUERZOS DE RELAJAMIENTO ROCOSO

3.1. RAZONES POR EL CUAL SE DEBE ACTUAR CON EL SOSTENIMIENTO PREVENTIVO

Debido a este tipo de problema se debe actuar de manera rápida, teniendo en cuenta que la productividad de las labores no deben ser perjudicadas, así como el costo de producción no debe incrementarse, la pérdida de disparo en las labores mineras puede ocasionar pérdidas fuertes de dinero a la contrata minera, como también no se debe exponer al peligro del desprendimientos de roca a las personas que laboran en la labor minera.

Para la seguridad es importante el sostenimiento preventivo para evitar que sucedan los accidentes como el que presento en los niveles de estudio debido a este fenómeno (ver anexos 1,2 ,3).

3.2. ELEMENTOS DEL SOSTENIMIENTO PREVENTIVO

El objetivo principal del sostenimiento preventivo es instalar un sistema de sostenimiento que permita conservar la resistencia inherente de la masa rocosa antes de la limpieza del mineral o roca, porque podría conllevar a accidentes lamentables que puedan ocurrir, se pueden utilizar para

el sostenimiento de las labores mineras, estructuras naturales y estructuras artificiales, tal como se describe a continuación.

Pernos Split set

Los Split Sets representan el más reciente desarrollo de técnicas de reforzamiento de roca, ambos trabajan por fricción (resistencia al deslizamiento) a lo largo de toda la longitud del taladro.

El Split set consiste de un tubo rasurado a lo largo de toda su longitud, uno de los extremos ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo rasurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.

Resistencia a la Tensión del perno Split set

La resistencia de los pernos split set, está dada por el grado de fricciónamiento, que posee al contacto con la roca en el taladro, debe de tener la cualidad de soportar máximo de 7 toneladas.

En los siguientes cuadros se detalla la prueba a la tensión de 7 pernos Split set.(Ver anexo 5), la gráfica representa la tensión a la que es sometida el perno con su respectiva de formación.

Malla electrosolada 4x4 pulg

Consiste en una cuadrícula de alambres, soldados en sus intersecciones, generalmente de #10/08, con cocadas de 4" X 4", construidas en material de acero negro que pueden ser galvanizada

La malla es muy propensa a dañarse fácilmente con la voladura, siendo recomendable remplazarla, recortando los pedazos dañados y colocando una nueva.

Instalación del sostenimiento perno Split + malla

Para la instalación de sostenimiento preventivo perno mas malla se debe utilizar el equipos, materiales y la secuencia que a continuación presentamos.

Equipos para instalar mallas

- Todos los materiales y equipos que se usan en la instalación de pernos
- Puntales de madera
- Escalera
- Cizalla

Secuencia de trabajo para instalar perno Split set más malla electrosoldada

- Señalización e indicación por parte de la mina áreas que deberán sostenerse, utilizando la malla y el perno.
- Desatado de todo bloque suelto en el área de la malla a colocar, de acuerdo a las dimensiones de esta.
- Presentación y aseguramiento inicial de la malla mediante gatas de expansión (neumáticas) o cualquiera de los equipos anteriormente mencionados.
- Anclaje definitivo con pernos sistemáticos espaciados según indique el Supervisor.
- Para asegurar la malla se utiliza la misma placa del perno, Acomodamiento o moldeamiento a la forma de la superficie.
- Debe evitarse en lo posible superficies con la malla muy suelta.
- Los traslapes entre mallas son mínimo de 20.0 cm., y deben estar asegurados con los pernos de anclaje, con el uso o no de cintas metálicas, con un amarre inicial con alambre N° 8.
- Deben eliminarse los empalmes horizontales de la malla metálica, en el tercio inferior de los hastiales de la excavación; en cualquier caso estos traslapes deberán efectuarse a una altura mínima de 1.0 mt. Respecto al nivel del piso.

CIMBRAS METÁLICAS

En operaciones mineras se emplea el sostenimiento con vigas de acero de sección Ω , cuando el macizo rocoso presenta condiciones de intenso fracturamiento o desintegración y su resistencia sea pobre o muy pobre (debajo de los 25 Mpa). Asimismo cuando este sea sometido a fuertes presiones que superen la resistencia de la roca, estas presiones pueden deberse a tensiones existentes por tectonismo, presiones litostáticas o presiones inducidas por redistribución de esfuerzos debido a las cavidades efectuadas en el laboreo minero

En cada uno de los casos se requiere de un sostenimiento con alta resistencia al cierre y que a la vez tenga una capacidad de deformación muy alta y evite la ruptura prematura del soporte, para lograr un control efectivo y seguro de tales condiciones en el terreno, se utiliza el acero debido a su excelente resistencia mecánica y propiedades de deformación y en particular, a su capacidad para admitir la deformación plástica.

SOSTENIMIENTO CON MADERA.

Ya hemos definido el sostenimiento con madera anteriormente en el capítulo 3, el cual para el sostenimiento preventivo son los mismos elementos utilizados.

3.3. CRITERIOS PARA ACTUAR CON EL SOSTENIMIENTO PREVENTIVO

Primero: Saber si la labor es temporal o permanente o es de preparación, de servicio o de explotación.

Segundo: Determinación de la calidad del macizo rocoso según el RQD obtenidas incito con las tablas geomecánicas o por datos obtenidos a partir de las perforaciones diamantinas.

Tercero: Qué tipo de sostenimiento ha recomendado departamento de geomecánica para esta labor que presenta eventos de relajamiento de roca.

Cuarto: Determinar si el evento de relajamiento de roca es dúctil o frágil

Quinto: Determinar qué tipo de anisotropía presenta el macizo rocoso.

Sexto: Donde se produce el relajamiento del macizo rocoso.

Sétimo: Tomar la decisión del sostenimiento preventivo para cada caso según lo requiera.

3.4. INSTALACIÓN DEL SOSTENIMIENTO PREVENTIVO

De acuerdo a los problemas descritos en las labores subterráneas y el criterio tomado en cuenta, se sostendrá la labor con los elementos de sostenimiento según sea el caso.

Caso 1 sostenimiento a tope de labor tipo escudo

El sostenimiento al tope de labor tipo escudo consiste, la perforación de las labores se realiza con barrenos de 6 pies, pero solo se tiene 1.40-1.50 m de eficiencia, pero para la instalación completa del sostenimiento la labor debe tener 1.80 m de espacio considerando que el traslape es de 20 cm, entonces se instala la malla igualmente con los pernos sola a mitad para luego doblarlo, la malla debe ser bien doblada para evitar que se malogre como producto de la voladura (**ver figura3.1**).

SOSTENIMIENTO PREVENTIVO TIPO ESCUDO PARA LABORES TEMPORALES DE 2.5 X 2.5

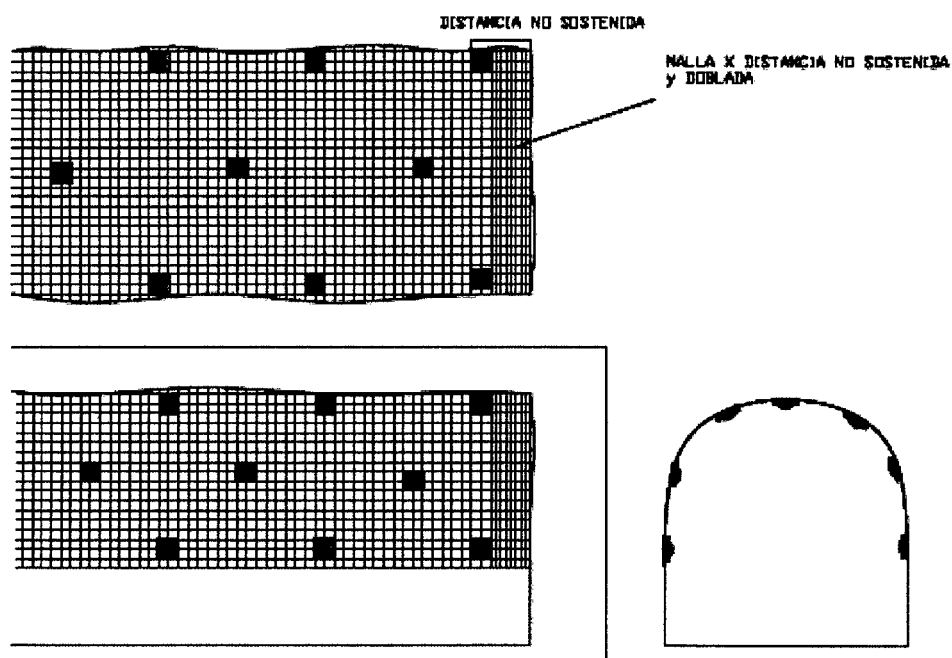


Figura 3.1 Instalación del sostenimiento preventivo tipo escudo

Fuente: propia)

Caso2 sostenimiento al tope de labor con guardacabeza en labores de avance

En casos cuando la sección es amplia como la rampa milagros que es de 3.5x3y se sostenga con pernos helicoidales, se utiliza malla cortada lo suficiente como para proteger el techo de la labor anclada con 5 pernos Split set, este sostenimiento queda en la labor ya no se recupera, para ser sostenido después cuando haya espacio suficiente para la instalación de los pernos helicoidales sistemáticos más malla (ver figura 3.2).

SOSTENIMIENTO PREVENTIVO CON GUARDACABEZA PARA LABORES PERMANENTES DE 3.5 X 3

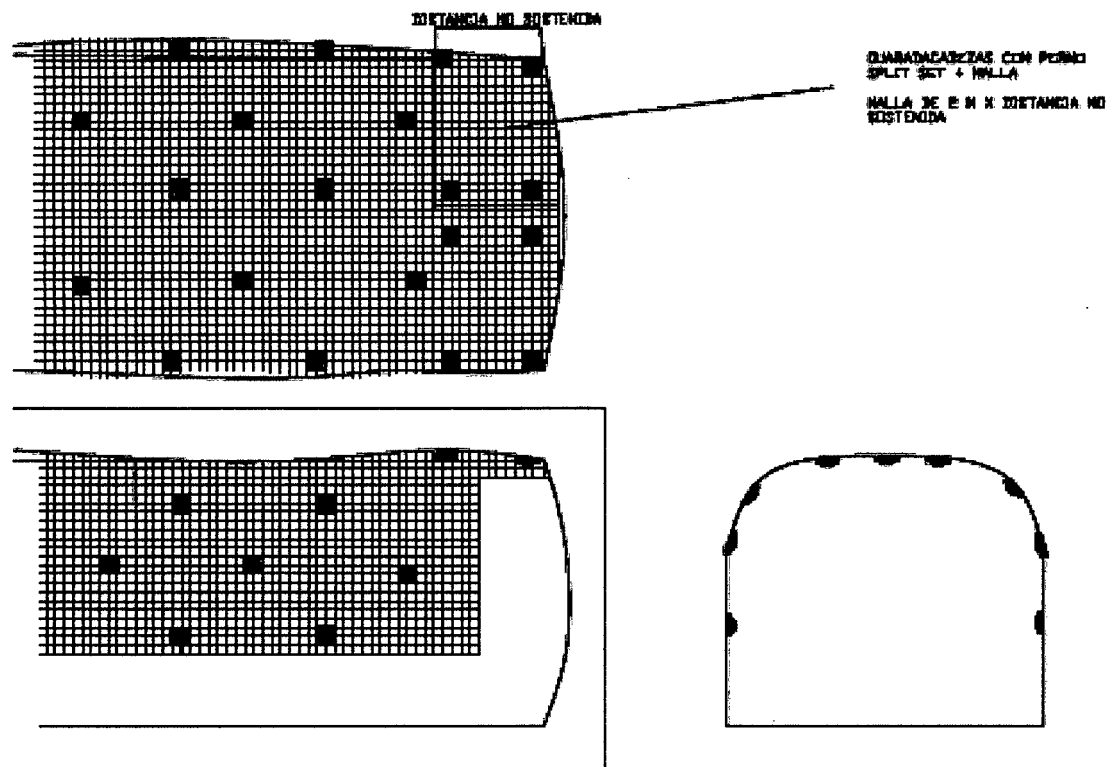


Figura 3.2 Sostenimiento preventivo con guardacabeza

Fuente: propia

Cas3 sostenimiento al tope de labor en subniveles, chimeneas de transporte y tajos de explotación.

Los subniveles, chimeneas y tajos se sostienen con cuadros de madera definitivamente si la labor presenta relajamiento de roca, pero el sostenimiento debe ser antes de la limpieza, ha visto muchos casos en el que el personal realiza el sostenimiento después de la limpieza el cual no es conveniente en labores que presentan relajamiento continuo.

El encribado debe ser instalado tal como muestra el croquis siguiente para por ultimo poner los postes con sus respectivos topes (ver figura 3.3).

SOSTENIMIENTO PREVENTIVO CON PRESOSTENIMIENTO PARA SUBNIVELES O CHIMENEAS DE TRANSPORTE

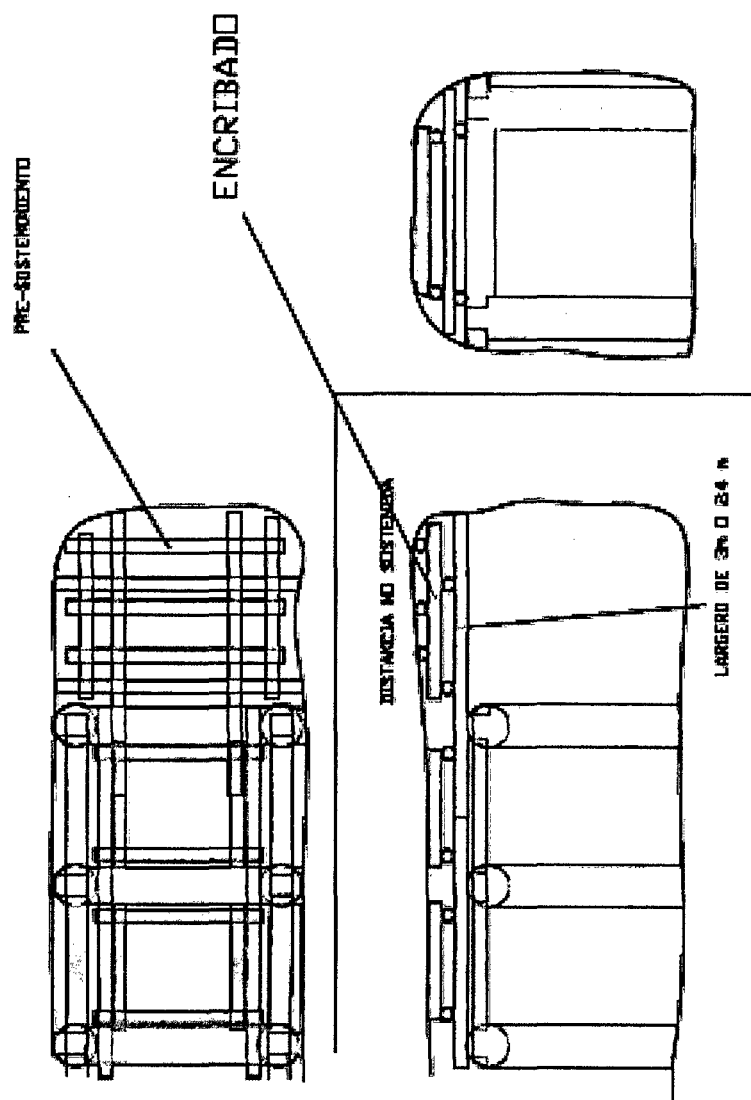


Figura 3.3 Sostenimiento preventivo para subniveles, chimeneas y tajos

Fuente: propia)

Caso4 sostenimiento de chimeneas de servicios

Para este tipo de labor se recorta malla electrosoldada lo suficientemente para proteger el techo de la labor, se corta pernos Split set de 6 pies a 3 pies, la voladura romperá la malla como a los pernos Split set (ver figura 3.4).

SOSTENIMIENTO PREVENTIVO PARA CHIMENEAS DE SERVICIOS 2.4 X 1.5

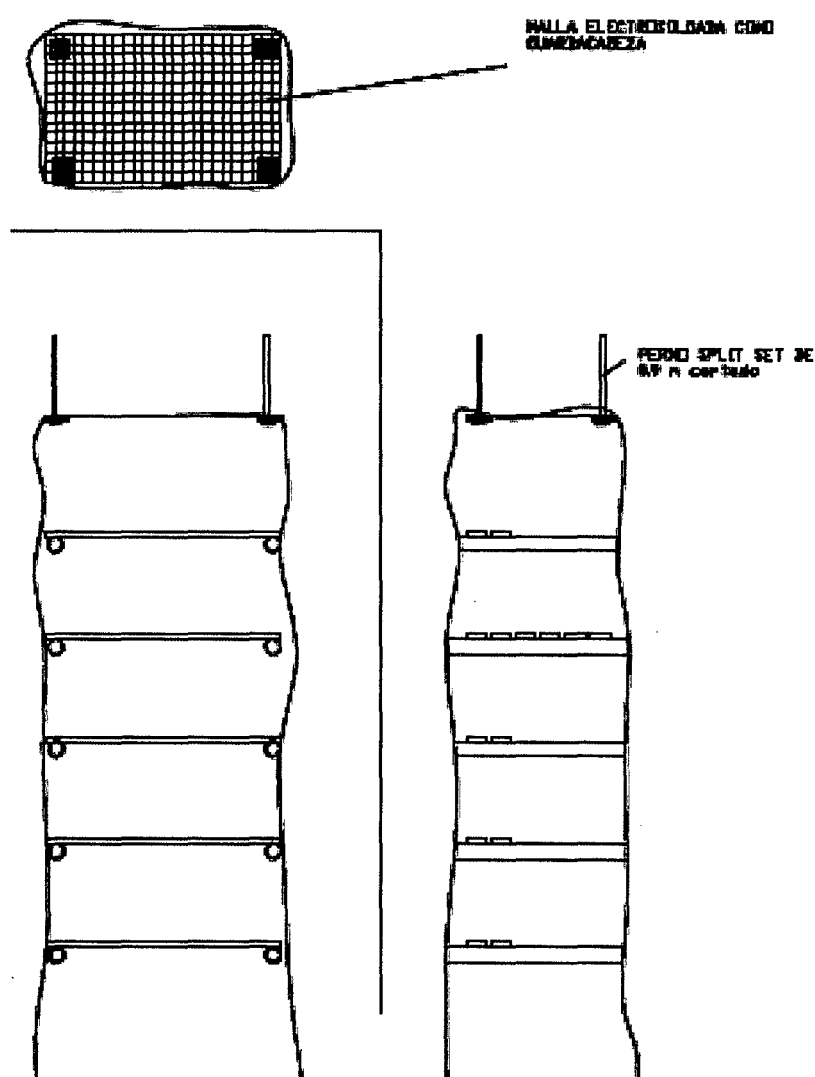


Figura 3.4 Sostenimiento preventivo para chimeneas de servicio

Fuente: propia)

Caso 5 sostenimientos con cimbras metálicas

En labores muy desfavorables como la rampa Mónica, se viene sosteniendo con cimbras tipo omega Ω , en labores con eventos se avanza con marchavantes o pre- sostenimiento como en tajos con el encribado primero para luego ser topeado con los topes.

3.5. RELAJAMIENTOS DE ROCA PRODUCIDA EN LOS NIVELES DE ESTUDIO Y EL SOSTENIMIENTO INSTALADO.

NIVEL 1800

Nv 1800 CORTADA ESTE

Se tiene la cortada este que es una labor permanente

La cortada este es una labor aperturada a partir de la cortada Nor Este tal como se ve en (anexos plano 2), esta labor fue iniciada el 2 de diciembre del 2012.

Según departamento de geomecánica se obtuvo como resultado de la medición usada de acuerdo a la tabla geomecánica de la unidad, que el RQD, era de 50-70 Mpa de resistencia del macizo rocoso, por el cual, quedo definida que el sostenimiento tenía que ser de clase B (**ver tabla geomecánica n° 1 ó figura 2.11 del capítulo 2**), en el cual se detalla que el sostenimiento debe ser pernos helicoidales sistemáticos de 7 pies espaciados a 1.5x1.5 m, pero ocurre un evento de relajamiento en el turno noche del 17 de diciembre del 2012 tal como consta en el reporte de operación y reporte diario de la labor(ver anexo5 figura 1), por el cual el sostenimiento tenía que cambiar a clase C(**ver tabla geomecánica n°1 ó figura 2.11 del capítulo 2**), debido a ello la labor debía ser sostenida con pernos helicoidales sistemáticos más malla espaciados a 1.2x1.2 m, pero el costo de los pernos resultaba ser más costoso y el tiempo de ejecución aumentaba, por el cual se hizo una inspeccion, tomándose en cuenta que la labor tenía un RQD entre 50-70, los eventos de

relajamiento producidos solo se presentaban debido al comportamiento dúctil de la roca, entonces planteamos que el problema podía ser controlado con pernos Split set más malla sistemáticos espaciados a 1.2x1.2 m, también se debía actuar con el sostenimiento preventivo que según corresponda, el cual reducía el costo y tiempo de ejecución de las operaciones, la labor seguía presentado eventos de relajamiento con proyección en la zona ya sostenida, pero como se actuó preventivamente nadie sufrió algún accidente y además las esquirlas del relajamiento quedaban atrapadas en la malla por el cual el personal podía trabajar de manera segura.

Nv 1800 GL NW-2

En este tipo de labores el cual presenta la veta en la parte central, se produce un esfuerzo de relajamiento de roca con proyección (ver anexos 5 figura 2). El sostenimiento dado para esta labor temporal según el departamento de geomecánica debía ser de clase C (**ver tabla geomecánica n°3 o figura 2.13 del capítulo 2**), pero debido a la presencia de eventos de relajamientos de roca tenía que cambiar a clase B, esto complicaría en el avance de la labor porque tenía que utilizarse perno Split set más malla reforzada con sotcrete, dado esto acumularía mayor costo de inversión y tiempo en las ejecuciones del trabajo, se hizo el respectivo análisis del macizo rocoso, tenía inicialmente un RQD de 50-70 Mpa, se observó que el comportamiento de la roca, como los eventos producidos eran debido a la presencia de la veta y a un reacomodo de los esfuerzos por el comportamiento frágil de la roca y la anisotropía del macizo rocoso que se podía controlar, con un sostenimiento hasta el tope de labor utilizando guardacabeza o tipo escudo tanto en el frente como en el techo de la labor.

NIVEL 1780

Nv RAMPA 8890

Esta labor presentó relajamiento durante cinco días continuos, desde lo registrado primeramente el 15-12-12 (ver anexo 5 figura 3), el macizo rocoso al igual que la cortada este tenía un RQD de entre 75-90 Mpa, por lo que el sostenimiento era de clase A (**ver tabla geomecánica n°1 o figura LXX**

2.11 del capítulo 2), pero debido a la presencia de eventos de relajamiento de roca el sostenimiento tenía que cambiar a clase B, era una labor que no contaba con un circuito de ventilación con la que se debe la temperatura de la rampa era de aproximadamente 38 °C, el cual aumentada la presión ala que estaba sometida la roca influía en el comportamiento dúctil de la roca produciendo reventazones, el cual produjo un accidente a un personal de la labor en el cual se desprendió súbitamente una esquirla de roca produciéndole un corte en el brazo, cabe destacar que cuando se produce un relajamiento de roca en este tipo de macizo rocoso se libera energía acumulada debido al confinamiento del macizo rocoso, se hizo la inspección pertinente por el cual se decidió que la labor tenía que contar con una ventilación adecuada de tal manera que reduzca la temperatura de la labor a 30°C, esto produciría una refrigeración de la roca.

Nv 1780 SN 8830 NE Y SN 8830NW

En este tipo de labores se caracteriza con la tabla n2 , los eventos de relajamiento se presentaron en el nivel 1780 en la preparación de los tajos (ver anexo 5 figura 4), los subniveles pueden ser sostenidos de acuerdo a la tabla con puntales Jak pot o cuadros de madera según el caso, pero ocurre que cuando no se produce relajamiento de roca se avanza una distancia considera que varía de 20-30 de distancia sin sostener, para luego ser sostenida desquinchando y ampliando la labor, esto conlleva a exponer al personal al peligro, de un desprendimiento debido al relajamiento rocoso.

Los subniveles 8830 NE Y 8830 NW, presentaron relajamientos de roca el 18/12/12 y el 19/12/12(ver anexos 5 figura 7), para este tipo de labores se utiliza el pre-sostenimiento con cuadros de madera donde los postes se instalan último.

Nv 1780 CHIMENEA DE TRANSPORTE DE MINERAL 8830

Esta chimenea presento relajamiento de roca el 9/12/12 y 10/12/12(ver anexo 5 figura 5), cuando se inicia este tipo de chimeneas se realiza a partir de un Escam's que presento eventos de relajamiento el 5/12/12, cabe destacar que el escam's tiene por sostenimiento siempre perno Split

set más malla, la chimenea de transporte se realiza de un nivel inferior hasta el superior, que puede ser sostenido después que se haya hecho la conexión de nivel inferior a nivel superior, puede ser sostenido por puntales o cuadros de madera ya sean el caso, en este tipo de labores se realiza el pre-sostenimiento con cuadros de madera descrito anteriormente.

NIVEL 1760

Nv 1760 CHIMENEA DE VENTILACIÓN 8785

Esta chimenea es casi vertical con inclinación de 80 °, esta labor presento relajamiento de roca el 6/12/12 (ver anexo 5 figura 6), para esta labor según las 3 tablas no existe un sostenimiento recomendado a menos que se refieran a puntales de avance y cuadros de madera, pero el techo de la labor queda libre puesto que se perforan los taladros en allí, el cual producto de un relajamiento de roca podría ocasionar hechos muy lamentables, una solución rápida y confiable para trabajar en chimeneas de este tipo es cortar el perno Split set de 6 pies a 90 cm y colocarlos de manera aleatoria de acuerdo al perforista.

Nv 1760 RAMPA MILAGROS

Esta rampa presenta relajamiento de rocas(ver anexo 5 figura 7) de manera continua, ya que es una labor ciega que no tiene conexión, en este tipo de labores, debido a que el sostenimiento es pernos helicoidales + malla electrosoldada, el tope de la labor queda expuesta ya que en el avance se tiene una eficiencia de 1.40 m, no se puede usar el sostenimiento tipo escudo, porque doblar la malla de mucha dimensión es muy complicada y también que el cemento para los pernos se inyectan con bomba inyectora, para este tipo de labores el más factible es utilizar perno más malla como guardacabeza, el cual consiste en 2 retazos de malla cada uno de 4 m.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

CAPITULO IV

4. RESULTADOS Y DISCUSION

El resultado ha sido satisfactorio, según los avances establecidos y de acuerdo al cumplimiento del mes programado para cada labor, el cual ha mejorado con la aplicación del sostenimiento preventivo en las labores que presentan relajamiento, con una reducción del costo y la operación no ha tenido restricciones, tal como muestra el siguiente cuadro resumen(ver tabla 4.1) de control en los avances de los meses de, enero (ver anexo6), febrero (ver anexo7), marzo (ver anexo8).

Tabla 4.1 Cuadro de resumen de cumplimiento de programa por mes (JYS s.r.l)

MES	CUMPLIMIENTO
ENERO	97%
FEBRERO	86%
MARZO	90%
ABRIL	105%
MAYO	110%

Fuente: Reporte de cumplimientos de jys s.r.l

A diferencia de los meses de abril y mayo meses en el que se pone a prueba la tabla de control (ver anexo9y10) para sostenimiento preventivo en las diferentes labores donde se presenta relajamiento rocoso.

La siguiente tabla de instalación (ver tabla 4.2), del sostenimiento preventivo de labores que presenta relajamiento de roca, según el tipo de labores que puede ser permanente o temporal, detallaremos a continuación:

Para labores de avance temporales, se debe determinar el RQD, que nos proporcionara a que parámetro se debe el relajamiento, si el RQD, esta entre 50-90 entonces, el relajamiento será por ductividad de la roca, pero se debe tener en cuenta la temperatura, ya que también influye en el relajamiento, se presentara craquetamientos o reventazones, pero no desprendimiento o estallido porque no se ha registrado aun, el sostenimiento es de tipo escudo, porque permite mejor maniobrabilidad y la malla instalada, será doblada cuando se tenga el espacio suficiente que es de 1.80 m, hasta el tope de la labor, de la malla anteriormente instalada.

Si en este tipo de labores se evalúa y se determina que el RQD, está entre 0-50 entonces, el factor del relajamiento es por fragilidad y/o anisotropía del macizo rocoso. Si la labor es una galería, entonces es probable que el relajamiento, se deba a la presencia de la veta, porque existe un reacomodo a las formas geoestructurales que se presenta, pero si la labor es una cortada, se debe a la fragilidad de la roca y las anisotropías que se presenta, en este tipo de labores se presenta desprendimientos y hasta se puede presentar estallido de roca, con liberación fuerte de energía acumulada en el confinamiento, se deberá instalar cuadros de madera rectos o cónicos, pero en el tope de labor se debe avanzar con el pre-sostenimiento, como si se tratara de un subnivel, en algunos casos si el relajamiento es de manera continua, se instalara una malla más perno Split set en el frente, para así perforar sin correr el riesgo de estallido, en el frente de labor.

Para labores permanentes , se debe evaluar el macizo rocoso con la tabla correspondiente, se determina el RQD, si está entre valores de 50- 90 entonces el relajamiento obedece a la ductividad de la roca, porque presentara craquetamientos y/o reventazones de esquirlas, también se tomara en cuenta la temperatura de la labor ya que influye en el relajamiento de roca, el factor para que ocurra el relajamiento será la ductibilidad de la roca y temperatura, entonces se instalara

sostenimiento preventivo con perno Split set y malla como guardacabeza, pero si la labor es de sección 2.5x2.5, entonces si fuere el caso se puede instalar el sostenimiento tipo escudo pero la distribución de los pernos Split set, será de manera estratégica ya que los pernos helicoidales se instalaran después, si no se cuenta con ventilación suficiente se instalara un circuito de ventilación permanente, para el caso se ha probado con ventiladores axiales de 30000 cfm, y a resultado bien en el control del relajamiento.

Si en las labores subterráneas permanentes se determina el RQD, es de entre 0-50 entonces el relajamiento se debe a la anisotropía y fragilidad de roca, esto conlleva a que se presenten desprendimientos y estallidos, se ha probado de manera satisfactoria el sostenimiento tipo escudo, y el sostenimiento con guardacabeza, tanto en el techo como en el frente de la labor para labores con RQD de entre 25-50, pero si el RQD es de 0-25 entonces es indispensable avanzar con cimbras metálicas.

Para labores de explotación, tajos y/o chimeneas, que presentan relajamiento de roca, el RQD es indistinto, ya que siempre la explotación para este método, utilizado por la mina Poderosa, siempre será con cuadros de madera, el factor del relajamiento se deberá a ductibilidad, fragilidad y/o anisotropía, entonces el sostenimiento será con el pre-sostenimiento.

Para labores de servicios como las chimeneas, que presentan relajamiento de roca se determina el RQD, si está entre 50-90 entonces se deberá a la ductibilidad de la roca y solo presentara craquetamientos como reventazones, se debe controlar con el sostenimiento preventivo, para chimeneas de servicios, que serán pernos split set cortados a 90 cm más malla distribuidos estratégicamente, este tipo de sostenimiento es fácil y requiere menos tiempo que colocar guardacabeza, y se ha obtenido resultados satisfactorios. Si la labor que presenta relajamiento de roca tiene RQD de 0-25 entonces el factor es por anisotropía, presentara estallido y desprendimientos, el sostenimiento será el guardagabeza que normalmente se realiza para chimeneas con cuadros de madera.

TIPO DE LABORES	RQD	TEMPERATURA	RELAJAMIENTO POR	observación	sostenimiento preventivo
PARA LABORES DE AVANCE TEMPORALES	75-90	>35º	temperatura alta y presiones altas	craquetamientos reventazones	tipo escudo o con barra chica
	75-90	<35º	ductibilidad de macizo rocoso	craquetamientos desprendimientos de esquirlas	malla + perno split set sistemáticos
	50-75		ductilidad		
	25-50		anisotropía y Fragilidad		
	0-25		Anisotropía	desprendimiento	marchavantes y cuadros de madera cónicos
PARA LABORES DE AVANCE PERMANENTES	75-90	>35º	temperatura alta y presiones altas	craquetamientos reventazones	malla + perno split set como guardacabeza malla + perno split set como guardacabeza
	75-90	<35º	ductibilidad de macizo rocoso	craquetamientos desprendimientos de esquirlas	
	50-75		ductilidad		
	25-50		anisotropía y Fragilidad	desprendimientos de esquirlas	malla + perno split set como guardacabeza
	0-25		Anisotropía	desprendimiento	marchavantes y cimbra
PARA LABORES SUBNIVELES PARA CHIMENEAS DE TRANSPORTE PARA TAJOS DE EXPLOTACION	indistinto		Ductibilidad o anisotropía	craquetamientos desprendimientos de esquirlas	pre-sostenimiento
PARA CHIMENEAS DE SERVICIOS	50-90		Ductibilidad	craquetamientos desprendimientos de esquirlas	perno split set cortados + malla
	0-50		Anisotropía	desprendimiento	guardacabeza

Tabla 4.2 cuadro de sostenimiento preventivo en los frentes de labores bajo relajamiento rocoso

CAPITULO VI
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CAPITULO VI

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

- Los relajamientos de roca son producidos por el confinamiento de esfuerzos en el macizo rocoso, debido al comportamiento dúctil, frágil o la propiedad de la anisotropía del macizo rocoso.
- En los frentes de avance de los niveles de relajamiento de roca podemos ver 2 tipos de eventos de relajamiento, evento de relajamiento rocoso con proyección, el cual es debido a la descarga de energía acumulada en el confinamiento, y el evento de relajamiento de roca sin proyección el cual es debido a la propiedad dúctil de la roca y la anisotropía.
- El sostenimiento preventivo es perno Split set tipo escudo para labores de 2.5x2.5 de sección y guardacabeza para labores de mayor sección y labores verticales de servicios,
- En los tajos de explotación, chimeneas de transporte y subniveles el pre-sostenimiento, realizado antes de la limpieza proporciona seguridad y continuidad en el desarrollo de las operaciones mineras.
- Con el estudio desarrollado se ha podido incrementar a un 5% de cumplimiento, en el mes de abril del 2013, y el 10% de cumplimiento en el mes de mayo, de los avances programados para los meses correspondientes.

RECOMENDACIONES

- La instalación de sostenimiento preventivo en las labores mineras incrementa el tiempo de ciclo de minado por ello solo se recomienda para labores que presentan eventos de relajamiento rocoso.
- Capacitar al personal entrante y personal antiguo en la aplicación del sostenimiento preventivo, para evitar temores y miedos en los trabajadores que laboren en las excavaciones subterráneas que presentan relajamiento rocoso.
- Para la aplicación de esta investigación en otra mina hay que medir el RQD de las labores con las tablas geomecánicas del GSI.
- Algunas tablas geomecánicas han sido modificadas en diferentes unidades mineras, hay que determinarlas el RQD, de acuerdo a sus propias tablas.

6. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Llanque Maquera, (2001) "Explotación subterránea". PERU, OFFSET Editores. UNA
- Tumialan P.H. (1988) Compendio de yacimiento de minerales: Lima, INGEMMET.
- López Gimeno.C. (1997) Proyectos de Ingeniería. España. POLITECNICA.
- Gonzales, V, L (2002) Ingeniería geológica y geotécnica. Perú.UNMSM
- Winston Lewis (2013) Tuneles Profundos Y El Fenómeno De Estallido De Rocas, Peru, Convención Peru Min
- BARTON,N. R; CHOUBEY,V.,(1977). «TheShearStrength of RockJoints in Theory and Practique»,*Rock Mech.* 10, pp. 1-54.
- BIENIAWSKI, Z. T., (1974). «Geomechanics classification ofrock masses. and its application in tunnelling». *Proc. 3rd Int. Congr. Soco Rock Mech*, Denver, 2, Part A, pp. 27-32.
- HOEK, E.; BROWN, E. T. (1980). «*Underground Excavations in Rock*». The Institution of Mining and Metallurgy. London. Ed. McGraw-Hill, pp. 155-384.
- Carnero C.L.T (1999) Modelo de estudios geomecánicos aplicado a excavaciones subterráneas. Ayacucho, UNSCH.
- INSTITUTO GEOLOGICO MINERO DE ESPAÑA (1988) Mecánica De Rocas Aplicada A La Minería Metálica Subterránea, POLITECNICA.
- Cueva C. "Manual de Mecanica de Rocas" UNDAC. 1998 Pág. 1 al 22.
- Hoek E. (2002), Hoek Brown FailureCriterion, edición disponible en el internet Vía:
<http://www.rockscience.com>
- P.STASSEN, 1981, Methodes D'Explo itation, V.2. Ed. Universite de Liege
- S. BORISOV y otros, 1976, Labores Mineras, Ed. MI R. Moscú
- THOMAS y otros, 1979, Fill Tecnology, Ed.Int. Academic Services

- ISRM, 1978, Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests. Suggested Method for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masses. Int. J. Rock Mech. Min. Scie. & Geomech. Abstr. Vol.15
- BROWN E.T., 1981, "Rock Characterization, Testing and Monitoring" ISRM. Imperial College of Science and Technology, Londres
- RAMIREZ P. Y LANCHA E., 1979, Propiedades Mecánicas de las Rocas y de los Macizos Rocosos. Fundación Gómez-Pardo. E.T.S. Ingenieros de Minas. Madrid
- SZECHY K. 1967, The Art of Tunnelling. Akademiai Kiado. Budapest .
- CANMET, 1977, Groundwater. Pit Slope Manual. Minister of Supply and Services. Canadá
- RAMIREZ OYANGUREN, P. 1980, Diseño de Taludes en Rocas Competentes. Fundación Gómez-Pardo, E.T.s. Ingenieros de Minas. Madrid
- McCLINTOCK F.A. Y WALSH J.B., 1982, Friction on Griffith Cracks Under Pressure. Fourth U.S. National Congress of Appl. Mech. Proc.
- JAEGER J.C., 1969, Fundamentals of Rock Mechanics, Methuen and Co. Ltd. London
- BRAY J.W., 1967, A Study of jointed and Fractured Rock, Rock Mech. and Engr. Geol. Vol. 5, nums. 2 y 3
- PANEK J.A., 1979, Estimating Mine Pillar Strength from Compression Tests. Society of Mining Engineers of AIME. Transactions vol. 268, 1749. New Orleans, LA. U.S.A.
- LANGHAAR, H.L., 1951. Dimensional Analysis and Theory of Models. John Wiley, New York
- FISHER, R.A., 1951, The Design of Experiments. 6th ed. Oliver and Boyd, Edinburgh and London
- GRIFFITH, W. 1924, Theory of Rupture. Proc. First International Congress Applied Mechanics. Oct. 55-63
- HOEK E. and BROWN E.T., 1980, Underground Excavations in Rock. Institution of Mining and Metallurgy, London

- DRUKER D.C. and PRAGER W. 1952 Soil Mechanics and Plastic Analysis or Limit Desing. Brown Univer- sity.
- GOODMAN R.E.and OHNISHI Y.1973 Undrained Shear Testing of Jointed Rock. Rock Mechanics. vol. 5.
- BARTON Y CHOUBEY, 1974, A review of the Shear Strength of Filled Discontinuities in Rock, Ed. E. Broch
- LADANYI Y ARCHAMBAULT, 1972, Evaluation de la Résistance au Cisaillement d'un Massif Rocheux Fregmenté. Int. Geol. Cong. Montreal
- GOODMAN, R.E., 1976, Methods of Geological Engineering. West Publishing Company U.S.A.
- HAST, N., 1958, The Measurement of Rock Pressure in Mines, Sver. Geol. Unders. Arsb 52, 3,183.
- OBERT, L. and DUVALL, W., 1967, Rock Mechanics and the Design of Structures in Rock. John Wiley and Sons Inc., New York, London, Sydney
- ROCHA M. and SILVERIO A. 1969, A New Method for the Complete Determination of the State of Stress in Rock Masses. Geotechnique 19. núm.1. Revista
- RAMIREZ OYANGUREN, P. 1980, Dimensionado del Sostenimiento en Galerías y Túneles. Fundación Gómez.Pardo. E.T.S.Ingenieros de Minas. Madrid
- MORENO TALLON E., 1981, Las Clasificaciones Geomecánicas de las Rocas, aplicadas a las Obras Subterráneas.EPTISA, Estudios y Proyectos Técnicos Industriales. Madrid
- TERZAGHI K., 1946, Rock Defects and Loads on Tunnel Supports. Commercial Shearing and Stamping Co,Ohio, U.S.A.
- MERRIT, AH., 1968, Geological Predictions for Underground Excavations. North American rapid excavations and tunnelling conference. Chicago .
- SJOGREN, B., 1979, Seismic Classification of Rock Mass Qualities. Geophysical prospecting. núm. 27.

- BARTON, LIEN AND LUNDE, 1974, Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Rock Mechanics. 6
- BARTON N., 1976, Recent Experiences with the Q-System of Tunnel Support Design. Proceedings with the Symposium of Exploration for Rock Engineering. Johannesburg
- BIENIAWSKI Z.T., 1976, Rock Mass Classifications in Rock Engineering. Proceedings of the Symposium of Exploration for Rock Engineering. Johannesburg
- BIENIAWSKI Z.T., 1979, The Geomechanics Classification in Rock Engineering Applications. 4° Congreso Internacional de Mecánica de Rocas. Montreux. Tomo 2
- ST. JOHN, C.M. Y HARDY, M.P. 1982, Geotechnical Models and their Application in Mine Design. Underground Mining Methods Handbook, Págs. 1479-1488
- HOCKING G., 1978, Analysis of Toppling-Sliding Mechanisms for Rock Slopes, 19th U.S. Symposium on Rock Mechanics. Stateline. NV.
- VOEGELE M., FAIRHURST C., Y CUNDALL P.A., 1977, Analysis of Tunnel Support Loads Using a Large Displacement. Distinct Block Model, Rockstore 77, Suecia
- ZIENKIEWICZ, O.C., 1980, El Método de los Elementos Finitos, Reverte, Barcelona
- NAYLOR D.J. Y PANDE G.N., 1981, Finite Elements in Geotechnical Engineering, Pineridge Press, Swansea, U.K.
- USER'S HANDBOOK for Program SAGE, 1980, Geognosis Ltd., Londres
- HOCKING G., 1978, Stresses Around Tunnel Intersections, Computer Methods in Tunnel Design. Institution of Civil Engineers, Londres
- MEECK J.L. Y KIRBY, R.W., Finite Element Analysis of Cemented Fill Exposures, 2nd International Conference on Numerical Methods in Geomechanics, Blacksburg, VA.
- MARTIN SUAZ J., 1981, Estudio de la Estabilidad de los Pilares de una Exploración Metálica Subterránea por Subniveles Mediante Análisis Elástico. Tesis Doctoral. E.T.S.I.M. Madrid
- CUNDALL, 1978, Computer Modeling of jointed Rock Masses, Dames and Moore, Los Angeles, California

- VOEGELE M.O., 1978, An Interactive Graphics Based Analysis of the Support Requirements of Excavations in jointed Rock Masses, Tesis, Universidad de Minnesota
- ALDER L., 1968, Ground Control in Bedded Formations. Bull, 28, Virginia Polytechnic Ins.and State Univ., Blacksburg. VA.
- WRIGHT F.O. , RATTI G. ANO FUN DEN WANG. Stresses in Mine Roof Slabs over Rectangular, Elastic Pillars. Illinois. U.S.A.
- CRONEY P., LEGGE T.F. Y DHALLA A, 1978, Location of Block Release Mechanism in Tunnels from Geological Data and the Design of Associated Support. London
- DONNELL L.H., 1941, Stress Concentrations dueto Elliptical Discontinuities in Plates Under Edge Forces. Theo von Karman/Anniversary Volume, California. Institute of Technology
- MERRIL R.H. ANO JOHNSON G., 1964, Changes in Strain and Displacementi Created by Undercutting in Block Caving.International Strata Control Congress. Columbia University, New York
- MARTINEZ ECCOÑA R.(2012) Resistencia A La Compresión Simple De La Roca Pizarra en La Unidad Operativa Ana Maria(puno), UNAMBA

7.ANEXOS

Anexo 1

INVESTIGACION DEL ACCIDENTE LEVE DEL SR. REYES MAGUIÑA SANTOS HUMBERTO EN EL NV. 1730RP-MILAGROS OCURRIDO EL 27/03/13 A HORAS 04:15 PM

MANIFESTACIÓN DEL SR CASTILLO DELGADO HERNAN

En la oficina de la contrata J&S, siendo las 8:10am. Del día 27/03/13, el Ing. Edson Laquita Sandoval tomo la manifestación del Sr. CASTILLO DELGADO HERNAN con DNI N°: 33590016 de 39 años de edad; la cual es como sigue:

1.- Diga Ud. ¿Cuál es su ocupación, en que empresa trabaja, desde cuándo?

DIJO: Me desempeño como Maestro Perforista en la contrata J & S desde el 17/03/2012 a la fecha.

2.- Diga Ud. ¿Cómo ocurrió el accidente?

DIJO: La labor estaba con carga producto del disparo del turno anterior, por lo que la orden que recibía las 8.15pm era regar la carga, desate de roca y limpieza. Después se procedió al sostenimiento con Split-set y malla terminando a las 11.10pm, luego se inicia la perforación del frente terminando a las 4.00am por que la presión de aire estaba bajo, cargando primero los taladros de arrastre conjuntamente con Santos Reyes luego yo empiezo a cargar el cuadrador de lado izquierdo y Reyes Maguiña Santos carga la contra ayuda del arranque, por el sonido que hacia la bomba escucho un sonido moderado y volteo haber que sucedió observando a mi compañero que no podía pisar y queriéndose sacar la bota entonces yo le dije que nos retiremos del frente porque pensábamos que se iba a producir más desprendimiento, luego de haber caminado aprox. 3 metros entonces mi compañero procede a sacarse la bota observando que el dedo mayor del pie izquierdo tenía un corte de donde estaba saliendo sangre haciéndole que se sentara; inmediatamente el ayudante Castillo Chacón Alejandro fue hasta la bodega del Nv-1810 después de unos minutos llega el Ing. Fortunato Gómez en la camioneta procediéndole a evacuar hacia posta medica paraíso.

3.- Diga Ud. Realizaron el desate de rocas con qué frecuencia?

Le frecuencia con la que desatamos era constante al inicio, durante y después de haber terminado con la perforación.

4. Diga Ud. El sostenimiento con malla a que distancia se encontraba del frente?

Estaba hasta el tope y no había espacio sin sostenimiento.

5. Diga Ud. Durante la perforación se produjo algún relajamiento?

Si se produjo a las 12.15am y se reportó en el cuaderno de labor.

6. Diga Ud. Después de este relajamiento qué medidas se tomó?

Inmediatamente se hizo el desate de roca logrando hacer caer pequeños fragmentos, continuando después con la perforación; siempre desatando constantemente.

7. Diga Ud. Tienes alguna sugerencia?

Si, se debería instalar un teléfono en el último refugio por que la distancia hasta el comedor del Nv-1810 es demasiado lejos para una comunicación de emergencia.

8. Diga Ud. Tiene algo más que decir?

Si, se debió hacer pozas de sedimentación en el ESC-8750-1, porque el agua que evacua estos trabajos es demasiado y todo se deposita en la rampa por lo que la bomba está en constante funcionamiento no permitiendo escuchar algún sonido de relajamiento de roca.



CASTILLO DELGADO HERNAN

DNI: 33590016

**INVESTIGACIÓN DEL ACCIDENTE INCAPASITANTE POR EVENTO (ESTALLIDO DE
ROCA CON PROYECCION) GL. S.E DEL NV 1810 DEL SEÑOR JOSE SALDAÑA
SANTIAGO VILLANUEVA DEL DIA 6/11/2012 A HORAS 4.55 P.M.**

MANIFESTACIÓN DEL Sr. JOSE SALDAÑA SANTIAGO VILLANUEVA.

En la Oficina de J&S Contratistas Generales S.R.L., siendo las 7:20 a.m. del día 06/11/2012, el **Ing. Marcial Cerrón Quinto**, toma la manifestación al Sr. **José Saldaña Santiago** de 36 años edad, con DNI N° 18180007, que a continuación se detalla:

1. Diga Ud. sus generales de ley.

Mi nombre es José Saldaña Santiago de 36 años de edad de estado civil conviviente, grado de instrucción primaria completa con DNI 18180007, Natural del Distrito de Buldivuyo, Provincia de Patos del Departamento La Libertad.

1.- Diga Ud. ¿Cuál es su ocupación, en que empresa trabaja y desde cuándo?

Dijo: Mi ocupación es Perforista trabajo en la empresa Flor de María, 6 meses en J&S 1 año y 5 días.

2.- Diga Ud. ¿Cómo ocurrió el Accidente?

Dijo: cuando eran las 4.55 p.m., después de dejar el explosivo que transporte del polvorín a la labor, Tj 8660 1 Nv. 1800 deje el explosivo luego baje a la galería, y me estuve bañando con el agua de la manguera, cuando ya me cambie , estuve arreglando mi ropa mojada llenando en una bolsa en ese momento se presenta el estallido y yo resulte tirado en el piso a 2 mts del estallido, no me acuerdo cuanto tiempo estaba inconsciente, luego reaccione y sentí la sangre que bajaba por mi cara , luego me levante y llame a mi compañero Chacon Custodio Walter no bajo el ayudante Caypo Reyes Santos bajo y me auxilio, saco mi ropa que estaba tapado con la carga del evento , salgo a la RP 8570, de allí llamaron a la camioneta, no bajo espere una hora y no llego salí en la jaula y lo encuentro a la camioneta de J&S en el Nv. 2080 y me traslado a la posta del Paraíso.

3.- Diga Ud. ¿En que lugar del evento se encontraba Ud.

Saliendo del tajo a la mano derecha junto al cuadro al lado de la cámara de madera

4. Porque tu saliste primero de d tu labor

Porque mis compañeros se habían bañado primero cuando yo traía el explosivo del polvorín, yo salí primero para bañarme y salir juntos con mis compañeros.

5. Porque Ud. no tiene más cortes en el cuerpo

Porque me encontraba con camisa y pantalón.

5.' Como se encuentra de salud.

Un poco sordo de los 2 oídos, latidos en la cabeza, por momento no tengo apetito para comer ayer me dio mareo.

6.'Tienes algo más que agregar.

No.



.....
JOSE SALDAÑA SANTIAGO
DNI N° 18180007

Anexo 3

INVESTIGACION DEL INCIDENTE DEL SR. CASTILLO DELGADO HERNAN EN EL NV.1760 RP MILAGROS OCURRIDO EL 08/01/13 A HORAS 11.50 PM MANIFESTACIÓN DEL SR CASTILLO DELGADO HERNAN

En la oficina de la contrata J&S, siendo las 8:05 P.m. Del día 09/01/13, el Ing. **FORTUNATO GOMEZ NARRE** Atomo la manifestación del Sr. **CASTILLO DELGADO HERNAN** con DNI N° **33590016** de 39 años de edad; la cual es como sigue:

1.- Diga Ud. ¿Cuál es su ocupación, en que empresa trabaja, desde cuándo?

DIJO: Me desempeño como Perforista de mina en la contrata **J & S** desde el 17/03/12 a la fecha.

2.- Diga Ud. ¿Cómo ocurrió el incidente?

DIJO: Como es una labor muy importante y estaba con disparo de la guardia anterior, la orden era de ir directo a la labor, llegamos inspeccionamos la ventilación, regamos la carga y nos pusimos a desatar las rocas sueltas luego llego el equipo a limpiar el frente que lo concluyo 11:30 Am, colocamos como sostenimiento malla + Pernos Helicoidales, luego armamos la plataforma de perforación, la supervisión iba llegando y dando las recomendaciones el único inconveniente era que el aire de perforación estaba muy baja y el frente presentaba eventos de relajamiento de roca sin proyección, motivo por el cual terminamos eso de las 4 pm, nos traen la carga y empezamos con el carguío del frente, en el momento de chispeo se produjo relajamiento con proyección cayendo los fragmentos de roca sobre las mechas y por la presencia del humo que se esparcía por toda el frente ya no podemos verificar y por la seguridad de mis compañeros ya no dio tiempo de verificar y nos retiramos del frente.

3.- Diga Ud. ¿Cómo estaba el terreno de la labor notaron alguna alteración? Bueno solo que en el piso aparecía una estructura cuarzosa y en la corona la presencia de una estructura fallada, la mayor parte del frente era normal por eso utilizamos la misma malla de perforación y pedimos la misma cantidad de carga que los días anteriores e hicimos el mismo amarre de los taladros solo que el frente presentaba relajamiento de roca y a la ultima hora con proyección.

4.- Diga Ud. ¿hicieron el correcto amarre de la secuencia de los taladros? Claro los tres de la labor amarramos de manera correcta, pues en esa labor trabajamos gente de mucha experiencia y conocemos nuestro trabajo, además el personal de esa labor se mantiene constante.

6. Diga Ud. Tiene algo más que agregar

Claro el a veces por más experiencia que tengamos, no podemos controlar totalmente la naturaleza y por la integridad de mis compañeros y para evitar consecuencias funestas, pues con el explosivo no se puede uno tener exceso de confianza. El único error es que no comunicamos a la supervisión de turno del incidente.

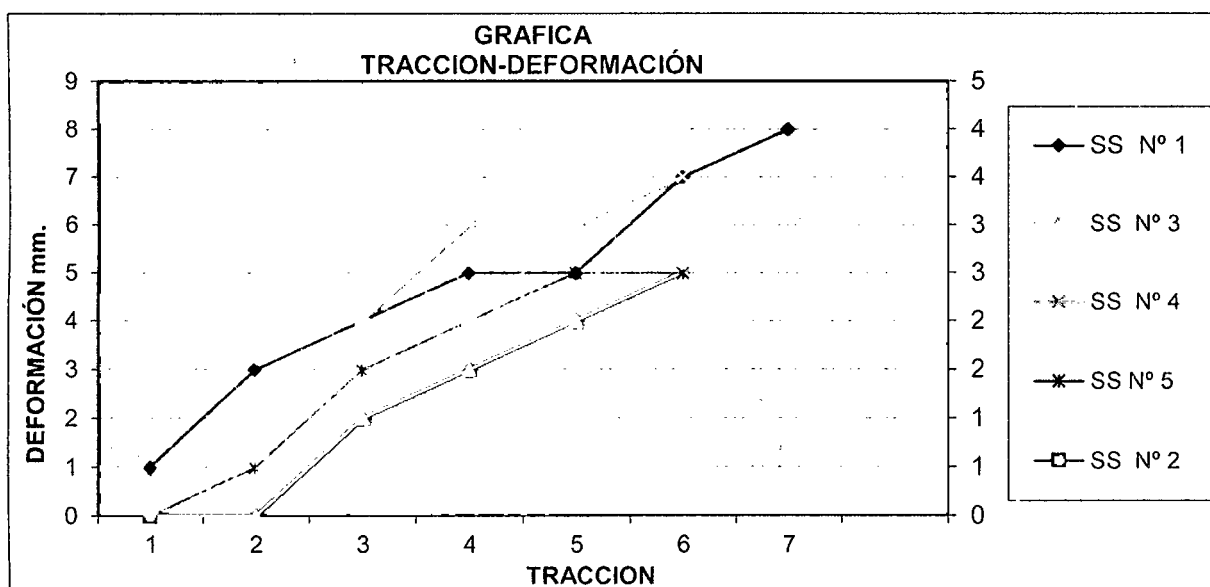


CASTILLO DELGADO HERNAN
DNI: 33590016

Anexo 4

PRUEBA DE ARRANQUE - SPLIT SET				
SPLIT SET de 39 mm de diametro				
FECHA:	131/04/2013		LONG. :	05 PIES
REALIZADO POR:	LAVADO/ROJAS			
LABOR:	NV 1927 GL NW		OBSERVACIONES	
MINA:	PAPAGAYO			
TIPO DE ROCA:	GRANODIORTA / APLITA			
LOS SPLIT SET SE ENCUENTRAN REMARACADOS EN LA GL NW SE ADJUNATA PLANO REMARCADO PARA SU REFERENCIA.				

CARGA (TN)	DEFORMACION (mm)				
	SS N° 1	SS N° 2	SS N° 3	SS N° 4	SS N° 5
1	1	0	0	0	0
2	3	1	0	2	1
3	4	2	2	4	3
4	5	2	3	6	4
5	5	3	4	6	5
6	7	4	5	7	5
7	8				



Anexo 5



Figura 1 relajamiento de roca en la cortada este del nivel 1800

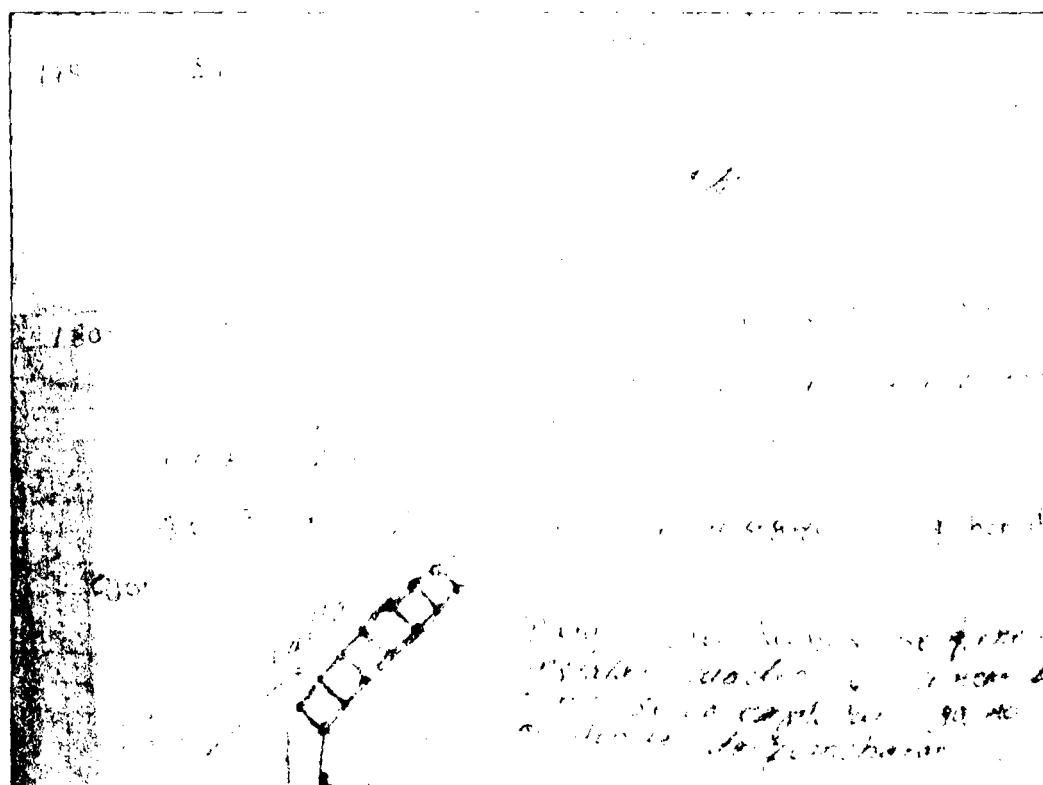
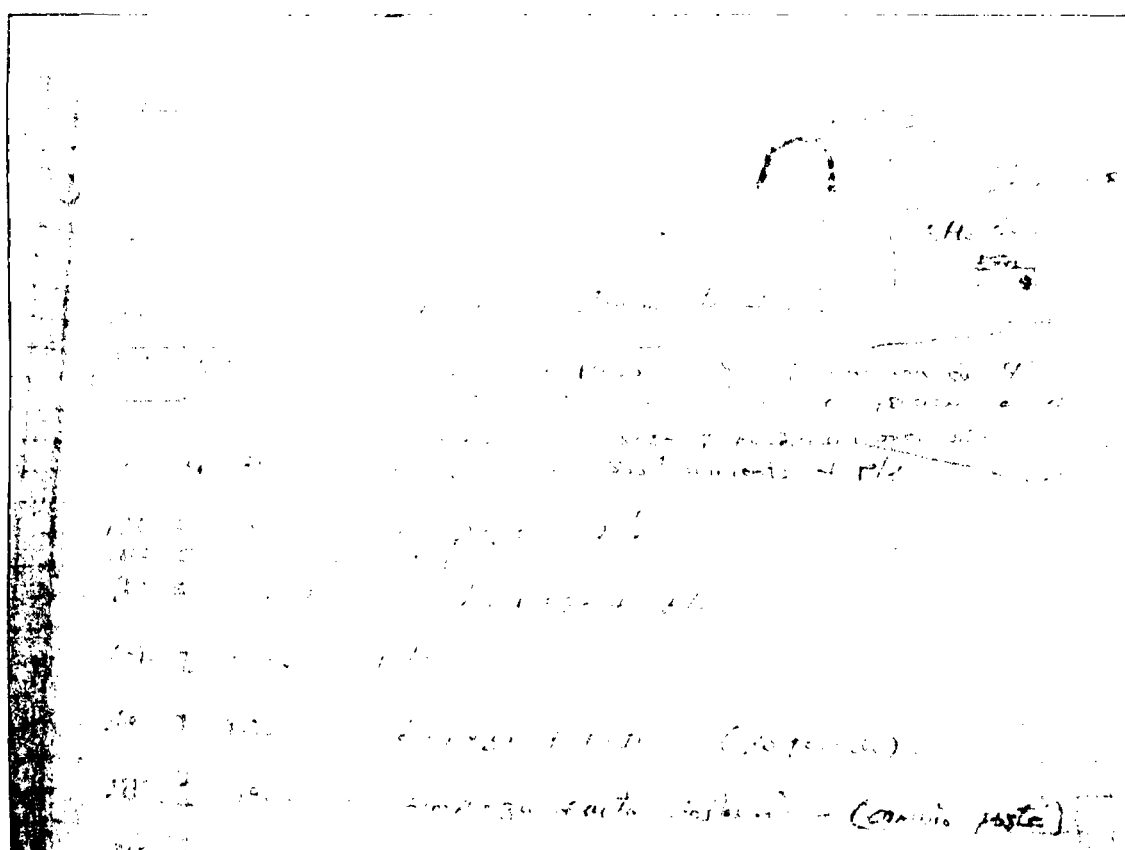
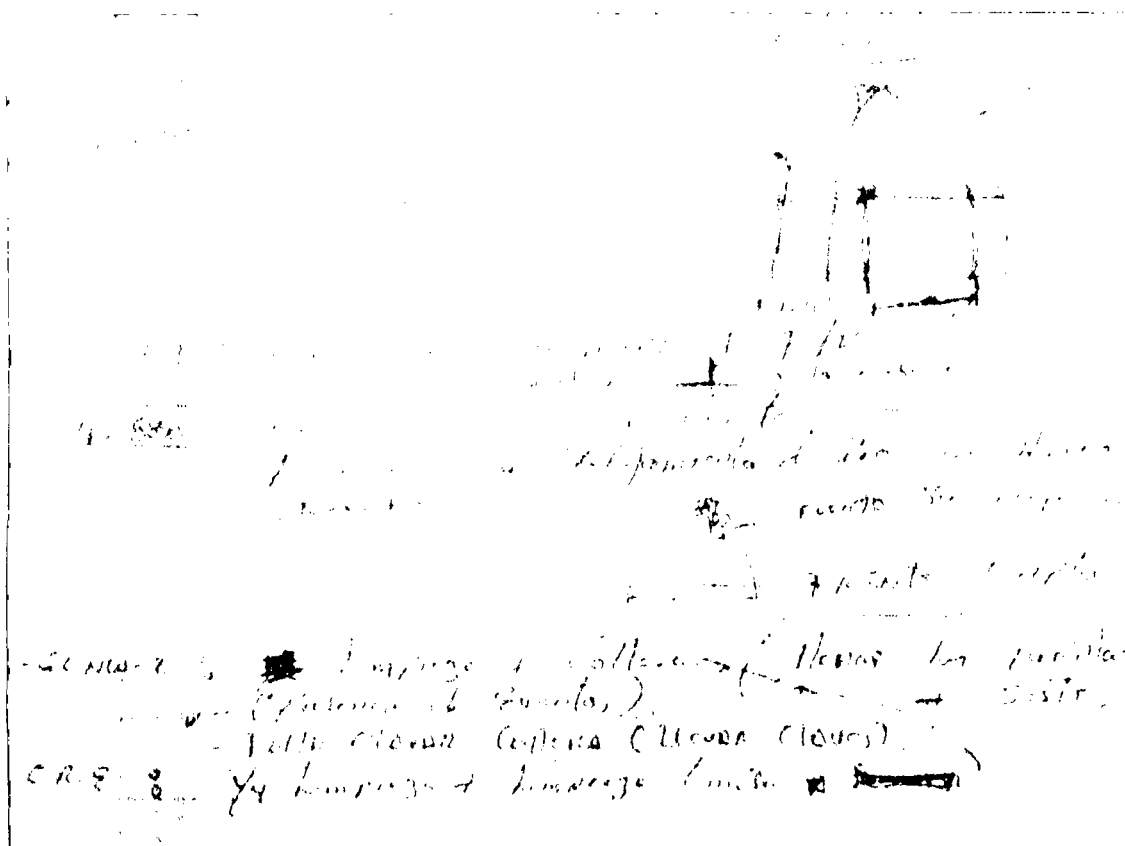
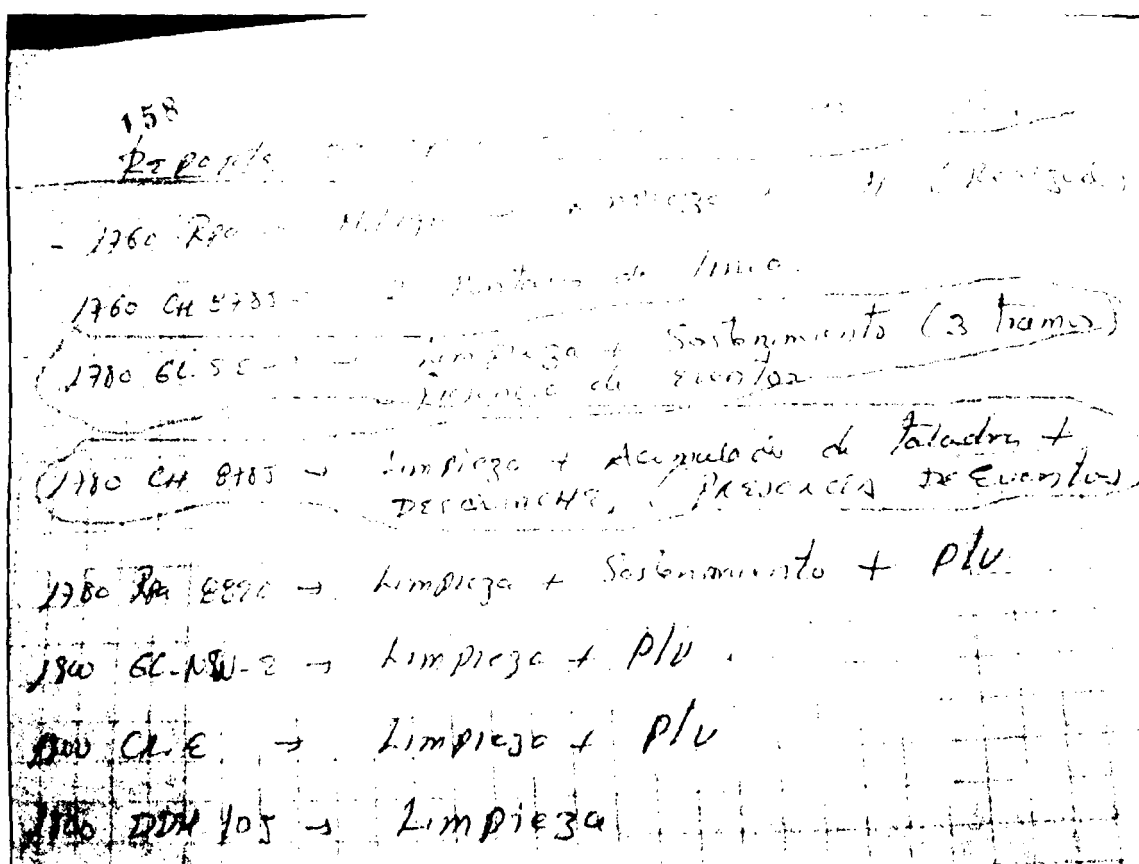
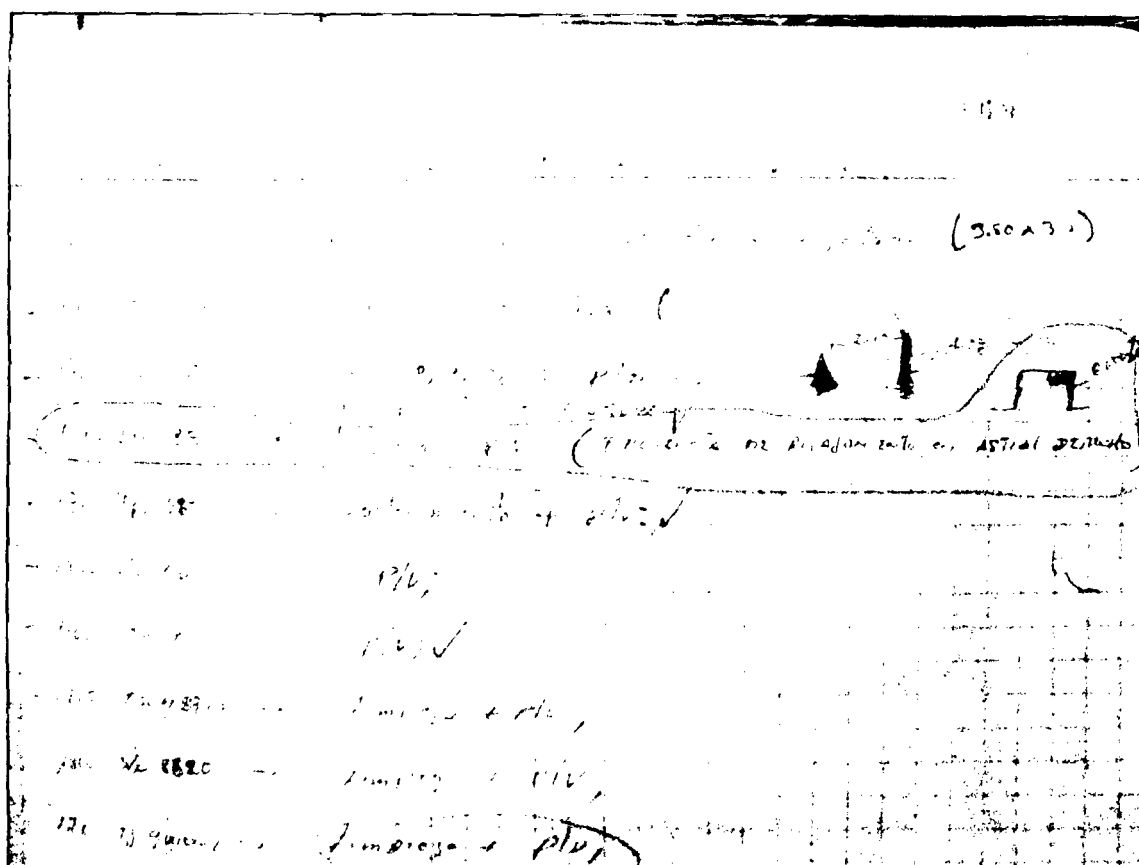


Figura 2 Relajamiento de roca en la galería nor oeste -2





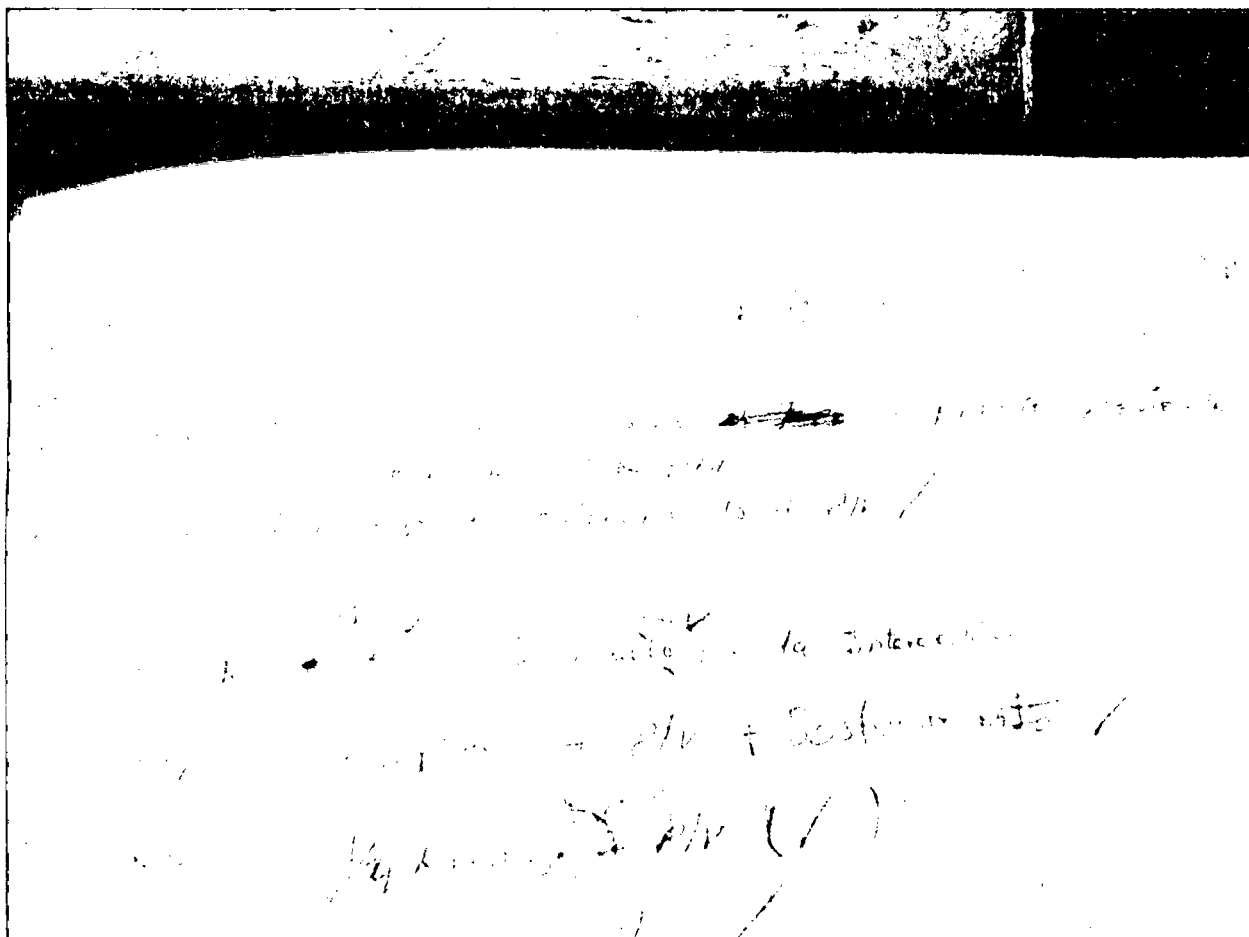


Figura 7 Relajamiento de roca en la rampa milagros