

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE
APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA**

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA
DE MINAS**



**“ESTABILIDAD DE LOS TAJOS CON RELLENO HIDRÁULICO EN LA
VETA GLORITA MINA PAPAGAYO DE LA COMPAÑÍA MINERA
PODEROSA S.A”- 2011**

TESIS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

AUTOR:

DARÍO LEÓN PAUCAR

ASESOR:

ING.DARWIN D. LOAYZA ENCALADA

ABANCAY - APURÍMAC

2012

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC	
CÓDIGO	MFN
T IAB L 2011	BIBLIOTECA CENTRAL
FECHA DE INGRESO:	28 MAR 2012
Nº DE INGRESO:	00259

**“ESTABILIDAD DE LOS TAJOS CON RELLENO
HIDRÁULICO EN LA VETA GLORITA MINA
PAPAGAYO DE LA COMPAÑÍA MINERA
PODEROSA S.A” - 2011**

DEDICATORIA

A mi Madre y a mis hermanos quienes confiaron en mí y a mis docentes quienes compartieron sus conocimientos durante el ciclo universitario.

AGRADECIMIENTOS:

A mi alma mater La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, forjador de profesionales con mística minera.

Al Ing. Juan Martínez Chávez y al Ing. José Sánchez Alfaro por permitirme realizar mi proyecto de tesis y brindarme todas las facilidades para su desarrollo en la elaboración de mi proyecto.

RESUMEN

Con la finalidad de disminuir los costos de sostenimiento, consumo de madera, los estallidos de roca y los problemas de inestabilidad en la explotación de los tajos de producción. En el presente trabajo se desarrolla la evaluación técnica-económica de la estabilidad de los tajos de explotación con el relleno hidráulico en la veta Glorita. En el análisis técnico se ha determinado que la distribución de tamaños de partículas necesarias para el transporte de la pulpa por gravedad debe aproximarse a la curva de Talvot. La pulpa tiene un 57% de sólidos con una granulometría máxima de 3/8 de pulgada; para su transporte se utilizará tubería SCH-80 Ø4" y polietileno PN 12,5 Ø4".

El transporte de la pulpa es por gravedad en este estudio se aprovecha la diferencia de altura entre el último nivel y el nivel que se encuentra la planta de relleno hidráulico (Nv.2375), Considerando una densidad de pulpa de 1700 gr/l, gravedad específica de 2,65 kg/l y tubería de conducción de Ø4".

La gradiente hidráulica máxima horizontal que pueda alcanzar será de 8,63h

La altura máxima que pueda alcanzar es de 208m cuando no se utiliza las rompe presiones.

De acuerdo a la evaluación económica la inversión total del proyecto será de \$221 364,73

El consumo de madera se reducirá en un 53%, al utilizar el relleno hidráulico como sostenimiento se ahorrará anualmente \$. 92 246, 97.

ABSTRAC

In order to reduce maintenance costs, consumption of wood, rock bursts and the problems of instability in the operation of the production cuts. This paper develops the technical-economic stability with the operating pits Hydraulic Fill in the vein Glorita.

In technical analysis has determined that the particle size distribution required for transport of pulp by gravity should approximate curve Talvot. The pulp has a 57% solid swith a maximum particle size of 3/8 of an inch is used to transport pipe Ø4 SCH-80 "and PN 12.5 polyethylene Ø4".

The transportation of flesh is gravity in this study takes advantage of the height difference between the last and the level is the hydraulic fill plant (Nv2375), whereas apulp density of 1700g/L, specific gravity 2.65 kg/l and pipe Ø4 driving."

The maximum horizontal hydraulic gradient can achieve will be 8.63h

The maximum height that can reach 208m is not used when the pressure breaks,

According to the economic evaluation of the project total investment is \$ 221 364.73

Wood consumption was reduced by 53%, using the hydraulic fill and support annuallysaves. February \$.9 246.97.

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

RESUMEN

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE ANEXOS

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1.	Introducción	01
1.2.	Objetivos	03
1.2.1.	Objetivo general	03
1.2.2.	Objetivos específicos	03
1.3.	Ubicación y accesibilidad.	03
1.4.	Clima.	05
1.5.	Vegetación.	05
1.6.	Geología.	05
1.6.1.	Geología general.	05
1.6.2.	Geología local.	06

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.	Velocidad crítica de deposición	09
2.2.	Velocidad de mínima pérdida	10
2.3.	Mineralización.	10
2.3.1.	Veta Glorita	10
2.3.2.	Litología de la veta Glorita.	11
2.3.3.	Mineralogía	11
2.4.	Mina	12
2.4.1.	Métodos de explotación.	12
2.4.2.	Recuperación de pilares.	12
2.4.3.	Franjas horizontales (SHORT WALL)	13
2.4.4.	Desventajas del método de explotación actual	13
2.5.	Geomecánica en el minado subterráneo.	14
2.5.1.	Mecánica de rocas y geomecánica	14
2.5.2.	Geomecánica – Seguridad – Economía.	17
2.5.3.	Consideraciones del diseño de excavaciones mineras subterráneas	18
2.5.4.	Factores que controlan la estabilidad de las excavaciones	20
2.5.5.	Efectos de la apertura de excavaciones	22
2.5.6.	Objetivos de la geomecánica en el minado subterráneo.	24
2.5.7.	Clasificación de Macizos Rocosos	25
2.5.8.	Caracterización del macizo rocoso en los tajos	36
2.5.9.	Consideraciones sobre la estabilidad de las excavaciones	47

2.6.	Aspecto conceptual del relleno hidráulico	51
2.6.1.	Relleno hidráulico.	51
2.6.2.	Consideraciones teóricas para su aplicación	52
2.6.3.	Pulpa.	54
2.6.4.	Clasificación de la pulpa.	54
2.6.5.	Ventajas y desventajas de relleno hidráulico.	55
2.6.6.	Propiedades físicas y mecánicas de relleno hidráulico.	57
2.6.7.	Análisis granulométrico.	62
2.6.8.	Coefficiente de uniformidad (Cu).	63
2.6.9.	Velocidad de percolación (V_p).	64
2.6.10.	Gravedad específica de los sólidos	65
2.6.11.	Tamaño máximo de las partículas	65
2.6.12.	Dureza de los sólidos	66
2.6.13.	Relleno hidráulico en tajeos.	67
2.6.14.	Operación de relleno.	69
2.6.15.	Operatividad.	70
2.6.16.	Drenaje.	70
2.7.	Evaluación económica del proyecto	71
2.7.1.	Métodos de evaluación financiera	72
2.7.2.	Valor presente neto (VPN)	72
2.7.3.	Tasa interna de retorno (<i>TIR</i>)	74
2.7.4.	Coefficiente beneficio-costos (B/C)	74
2.7.5.	Periodo de recuperación de la inversión	75

CAPÍTULO III

PARTE EXPERIMENTAL

3.1.	Población	76
3.1.2.	Características y delimitaciones.	76
3.1.3.	Ubicación espacio temporal	76
3.2.	Muestra	76
3.2.1.	Técnica de muestreo	76
3.2.2.	Tamaño y cálculo de muestra.	77
3.3.	Descripción de la experimentación	77
3.4.	Etapas de experimentación	77
3.5.	Procesamiento y análisis de datos	78
3.5.1.	Calidad del material de relleno	78
3.5.2.	Prueba de análisis granulométrico.	79
3.6.	Características técnicas de aplicación del relleno hidráulico	92
3.6.1.	Requerimiento y disponibilidad de relleno hidráulico.	92
3.6.2.	Requerimiento de agregados para el relleno.	92
3.6.3.	Requerimiento de agua para el relleno hidráulico.	94
3.6.4.	Disponibilidad de arena para el relleno.	95
3.6.5.	Transporte del material de relleno hidráulico.	96
3.6.6.	Cálculos de los parámetros más importantes de la pulpa de relleno hidráulico.	113
3.7.	Determinación de RMR y GSI en los tajos que se aplicará el relleno hidráulico.	120

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	Análisis de la evaluación económica del proyecto	123
4.1.1.	Generalidades	123
4.1.2.	Costo de inversión	123
4.1.3.	Costo de operación del sistema de relleno hidráulico	124
4.1.4.	Evaluación económica del proyecto de relleno hidráulico	126
4.1.4.1.	Costo de operación	126
4.1.4.2.	Ahorro anual	128
4.1.4.3.	Aplicación de los métodos de evaluación financiera	128
4.2.	Análisis de optimización de consumo de madera	131
4.3.	Discusión	133
	Conclusiones	135
	Recomendaciones	136
	Bibliografía	137
	Anexos	
	Imágenes	

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Índice RQD	28
Tabla 2. Clasificación de macizo rocoso (Bieniawski,) RMR	29
Tabla 3. Corrección por la orientación de las discontinuidades	30
Tabla 4. Calidad del macizo rocoso	30
Tabla 5. Características geotécnicas	30
Tabla 6. Valoración del índice de la designación de la calidad de la roca	31
Tabla 7. Valoración del índice de diaclasado (J_n)	32
Tabla 8. Valoración del índice de rugosidad de las discontinuidades (J_r)	32
Tabla 9. Valoración del índice de alteración de las discontinuidades (J_a)	33
Tabla 10. Valoración del factor de reducción por la presencia de agua (J_w)	34
Tabla 11. Valoración de las condiciones tensionales de la roca (SRF)	34
Tabla 12. Clase de roca en base al índice Q según Barton, 1974	35
Tabla 13. Descripción del espaciado	42
Tabla 14. Descripción de la continuidad	42
Tabla 15. Descripción de la abertura	45
Tabla 16. Clasificación de macizos rocosos por el número de familias de discontinuidades	46
Tabla 17. Descripción del tamaño de bloque en función del número de discontinuidades	47
Tabla 18. Relación de vacíos de tipos de relleno	58
Tabla 19. Clasificación de las arenas según su humedad	59
Tabla 20. Fricción interna de diversas materiales.	60
Tabla 21. Compresibilidad de materiales de relleno hidráulico	62

Tabla 22. Características de rellenos arenosos y arcillosos	62
Tabla 23. Rango de tamaño de partículas de los materiales	63
Tabla 24. Gravedad específica de material sólido	65
Tabla 25. Valores recomendados de tamaño máximo de partículas sólidas en una pulpa	65
Tabla 26. Escala de Mohs de la dureza de los materiales sólidos	66
Tabla 27. Relación entre la escala de Mohs y la abrasividad.	66
Tabla 28. Primer análisis granulométrico.	80
Tabla 29. Segundo análisis granulométrico.	83
Tabla 30. Cuarto análisis granulométrico.	87
Tabla 31. Análisis granulométrico Mezcla de arena Glorita y desmonte chancado	89
Tabla 32. Programa de producción anual de CIA Minera Poderosa	93
Tabla 33, Programa anual de producción de la veta Glorita	94
Tabla 34. Capacidad de reservorio para agua	95
Tabla 35. Volumen de arena de la cantera de Glorita.	96
Tabla 36. Análisis granulométrico del material de relleno hidráulico	101
Tabla 37. Pérdidas de carga por armaduras en la tubería	109
Tabla 38. Cálculo de RMR en tajos	121
Cuadro 01. inversión en reservorio N°02	124
Cuadro 02 Inversión de red de tuberías	124
Cuadro 03. Costo de depreciación.	125
Cuadro 04. Resumen de costo de operación	126
Tabla 39. Cuadro de control de operaciones mineras sólo de los tajos que están en proceso de relleno hidráulico	132

ÍNDICE DE IMÁGENES

Imagen N°01: Roca en proceso de fracturamiento, sostenimiento con perno helicoidal mas malla.	23
Imagen N°02: Tajo en proceso de deslizamientos a través de superficies de discontinuidades.	23
Imagen N°03: Roca encajonante con deflexiones excesivas en el techo	24
Imagen N°04: Galerías con convergencia o cierre de los contornos de la excavación	24
Imagen N°05: Ensayo con el Martillo de Schmidt o Esclerómetro	39
Imagen N°06: Arena de la zona de Gloria Nv.2420	81

ÍNDICE DE FIGURAS Y GRÁFICOS

Figura N°01: Esquema de una mina subterránea idealizada.	18
Figura N° 2. Ábaco que correlaciona el valor del rebote del martillo de Schmidt y la resistencia a la compresión de la roca.	40
Figura N°3. Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades.	41
Figura N°4. Medida de la orientación de las discontinuidades.	41
Figura N°5. Distintos modelos de continuidades de varias familias de discontinuidades	57
Figura N°6. Perfiles de rugosidad.	44
Figura N°7. Fase solida, liquida y gaseosa en el material de relleno.	57
Figura N°8. Curva granulométrica del primer análisis granulométrico.	80
Figura N°9. Curva granulométrico, segundo análisis granulométrico.	84
Figura N°10. Tercer análisis granulométrico.	85
Figura N°11. Curva granulométrico, cuarto análisis granulométrico.	88
Figura N° 12. Análisis granulométrico mezcla de arena Glorita y desmonte chancado	89
Figura N° 13. Diagrama de Moody.	106
Figura N° 14. Esquema de sistema de tuberías de relleno hidráulico	110

ÍNDICE DE ANEXOS

Tabla N° 01: El Índice de resistencia geológica GSI

Tabla N° 02: Clasificación del RMR

Tabla N° 03: Rendimiento por horas de relleno hidráulico

Tabla N° 04: Cálculo de precios unitarios

Plano N° 01: Plano geomecánico

Plano N° 02: Plano de planta de R.H en perfil

Plano N° 03: Plano de planta de R.H en perfil

Gráfico N° 01: Diagrama de red de tubería en Glorita

CAPÍTULO I

1.1. INTRODUCCIÓN

El método de explotación utilizado en su gran mayoría en la Compañía Minera Poderosa es por minado con cuadros de madera, ocasionalmente el corte y relleno ascendente, por lo que deja la desestabilización de los tajos generando los espacios vacíos por la explotación. Para ello se usará el relleno hidráulico que será preparado en la planta glorita a una altitud de 2 375msnm como una mezcla conformada por arena de cantera más el agua que llega a formar una pulpa.

Con la finalidad de mantener la estabilidad de los tajos para la recuperación de los pilares en la explotación de los tajos se buscó la posibilidad de disminuir los problemas de inestabilidad del macizo rocoso y con ello minimizar los riesgos de caída de rocas, estallido de rocas, así como los altos costos de producción generados por los problemas en el sostenimiento de las labores mineras tanto en tajos de explotación y en recuperación de pilares. Con ésta finalidad, se aplicarán los conocimientos de la geomecánica de fluidos sobre transporte de fluidos con sólidos en suspensión; y lograr de esta manera saturar con relleno hidráulico todos los espacios vacíos dejados y/o generados por la explotación de mineral en la zona glorita. Del mismo modo disminuirá el consumo de madera en el sostenimiento, contribuyendo del mismo modo con la conservación de bosques que cada vez son más escasos.

Para mantener la estabilidad de los tajos en la explotación y/o en la recuperación de pilares, se ejecutará un análisis general del macizo rocoso, considerando la

calidad de la roca, tipo de sostenimiento y ancho de excavación.

La roca presenta diferentes tipos de discontinuidades como son: zonas de corte, diaclasas y fracturas, contactos litológicos, relleno de las discontinuidades, fallas, etc. Estos rasgos estructurales presentan un determinado comportamiento frente a las operaciones de minado, para ello es necesario rellenar los espacios abiertos dejados por la explotación utilizando el relleno hidráulico. Así mismo se efectuó el control de todos los factores que influyen en la estabilidad de la roca, como son: tipo de roca, índice de resistencia geológica GSI, sistema RMR de Bieniawski, sistema Q de Barton, controles de la estabilidad con mediciones de la convergencia, la secuencia de excavación para la recuperación de pilares con el relleno hidráulico y demostrar las estadísticas del índice de accidentabilidad antes y después de su aplicación del relleno hidráulico.

El problema principal es la inestabilidad de estos pilares de mineral y de la masa rocosa adyacente a los pilares y como consecuencia del tiempo de exposición de las áreas abiertas dejadas por el método inicial.

El sostenimiento que se colocará para acceder a los pilares serán cuadros de madera, en los pilares mismos se combina cuadros, pernos helicoidales con malla electrosoldadas de 2 pulgadas, puntales con Jackpot y cribbing en función a la caracterización geomecánica estimada. Por ser un sostenimiento temporal y activo, a medida que pasa el tiempo, y como la recuperación de los pilares es lenta, el sostenimiento de los accesos se va deteriorando o cediendo por los esfuerzos circundantes, lo cual implica tener que reforzar el sostenimiento de los accesos

doblando nuevamente los cuadros. Todas estas tareas de sostenimiento implican incrementar recursos humanos y materiales, haciendo más lenta la recuperación de pilares y ciclo de minado, por ende eleva los costos de minado.

En el año 2006 se llegó a descubrir la veta Glorita, entonces desde esa fecha se iniciaron las actividades mineras con método de explotación por minado con cuadros de madera y dejando los pilares.

En el año 2010 se inició la recuperación de los pilares en el nivel 1927 y 1890 de la veta Glorita a medida que se minaban los pilares, casi en forma paralela empezaron a incrementarse los relajamientos de roca con proyección y por ende la desestabilización cada vez más intensa de los niveles 1827, 1847 y 1865, sub niveles, chimeneas de acceso y los pilares mismos.

1.2. OBJETIVOS.

1.2.1. OBJETIVO GENERAL.

Lograr una estabilidad de los tajos con la utilización de relleno hidráulico.

1.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.

- Reducir el costo de sostenimiento en terrenos críticos.
- Disminuir el consumo de madera.
- Minimizar los estallidos de roca en los tajos y en labores de avance.

1.3. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.

a. Ubicación. La mina de Papagayo se ubica en paraje de Paraíso, la misma que se sitúa en la margen derecha del río Marañón.

b. Ubicación geopolítica :

- Anexo : Vijus
- Distrito : Patáz
- Provincia : Patáz
- Departamento : La Libertad
- Altitud : 1 460 a 2 575 msnm

c. Ubicación geográfica:

Geográficamente se ubica en la siguiente coordenada:

- Norte : 9 147 178,514
- Este : 210 485,250
- Zona :16
- Franja : H

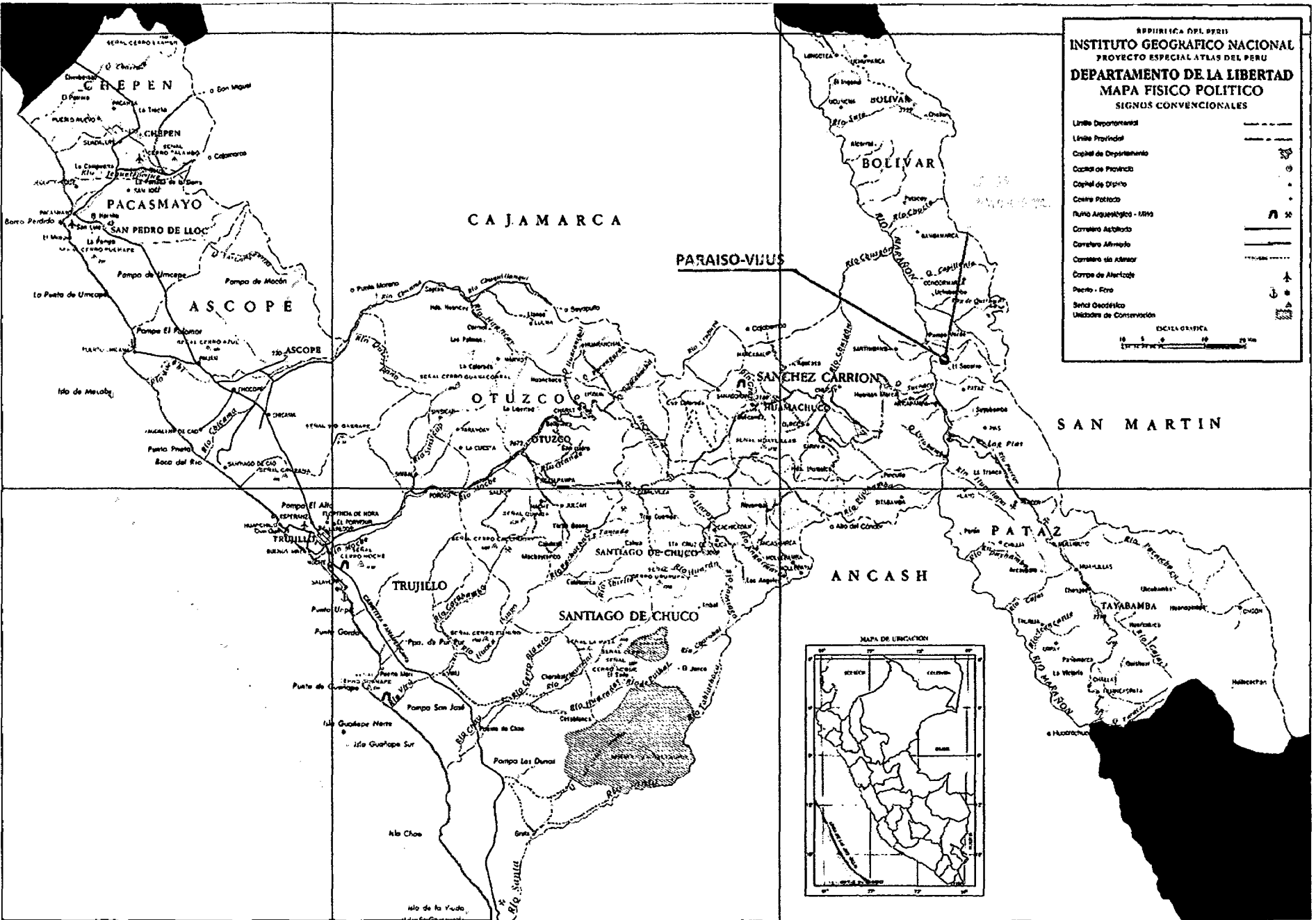
Se ubica en el flanco Oeste de la Cordillera Oriental a 180Km, hacia el Este de la ciudad de Trujillo.

d. Accesibilidad.

Tramo	Distancia (km)	Tiempo (Hr)	Tipo de carretera
Abancay-Lima	907	16	Asfaltada
Lima-Trujillo	580	9	Asfaltada
Trujillo- Vijus	330	14	Asfaltada- trocha
Vijus - Paraíso	16	0,20	Trocha
Total	1 833	39,20	

Es también accesible por vía aérea desde Lima o de Trujillo hasta un pequeño aeropuerto en Chagual junto al río Marañón desde donde se llega al campamento minero en un trayecto de 46km.

La ubicación geográfica y geopolítica se encuentra a continuación:



UBICACIÓN GEOPOLÍTICA DE LA MINA PAPAGAYO

1.4. CLIMA.

El área de estudio, de acuerdo a la clasificación de Koppen, se ha identificado al tipo climático templado sub húmedo, también conocido como "clima de montaña baja" es propio de la región de la Sierra, correspondiendo principalmente a los valles interandinos bajos e intermedios, situados entre los 1 000 y 3 000msnm. Las temperaturas sobrepasan los 20°C y la precipitación anual se encuentra por debajo de los 500 mm, aunque en las partes más elevadas y orientales, pueden alcanzar y aún sobrepasar los 1 200 mm.

1.5. VEGETACIÓN.

La clasificación corresponde a una distribución de la vegetación de acuerdo a las condiciones climáticas de la zona teniéndose en cuenta la temperatura, condiciones de humedad, características fisiológicas, nivel altitudinal con respecto al nivel de mar y características generales del suelo. Se han identificado a las siguientes unidades de cobertura vegetal: Pastizal, Matorral siempre verde seco, Bosque pluvial montano bajo, Vegetación herbácea, y Áreas de cultivo¹.

1.6. GEOLOGÍA.

1.6.1. GEOLOGÍA GENERAL

La zona aurífera está ligada a una faja de rocas intrusivas conocida como "Batolito de Patáz" que cortan a los esquistos, filitas y pizarras del Complejo del Marañón. El Batolito de Patáz se extiende aproximadamente 50km de longitud y 2,5 km de ancho, limitado por el NE con el Complejo del Marañón y por el SW con las rocas sedimentarias paleozoicas del grupo Mítu.

¹ Compañía Minera Poderosa S.A. (2006). Evaluación Ambiental para las Actividades de Exploración Minera, Lima-Perú

En el distrito minero, las zonas de fallas y fracturas pre-existentes dentro del intrusivo han servido de canales de circulación de las soluciones mineralizadas hidrotermales, estas vetas han sido falladas y plegadas en más de dos eventos tectónicos; razón por la cual, se presentan muy irregulares en su comportamiento estructural y continuidad. El relleno mineralógico de las estructuras mineralizadas está constituido por cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmatita-esfalerita, calcopirita, galena, pirrotita y oro en estado nativo y libre.

1.6.2. GEOLOGÍA LOCAL.

La mineralización está hospedado por rocas granitoídes del Batolito de patáz (Microdiorita granodiorita y granito). Está constituido por filones de cuarzo con concentraciones lenticulares de sulfuros principalmente pirita y contenidos de oro libre. La concentración de mineral se presenta en forma de un cuerpo mineralizado (Ore Shoot) controlado por estructuras de tipo Lazo Cimoide. El mineral de mena principal es la pirita aurífera (pirita de grano fino microfacturada); es posible también encontrar oro libre en el cuarzo sacaraoide. El principal mineral de ganga es el cuarzo lechoso, junto con una cantidad minúscula de calcita y caolín. Las rocas de caja de los filones de cuarzo adyacentes a las zonas donde se presentan las concentraciones económicas de material aurífero por alteración hidrotermal están silicificadas, sericitizadas y cloritizadas. Estas alteraciones están ausentes donde la veta carece de relleno mineralizado².

Los fallamientos pre y post mineralización originan grandes desplazamientos de las estructuras que demandan de grandes inversiones en exploraciones; así como de

² INGEMMET, (1999), Compendio de yacimientos minerales del Perú, cordillera oriental, Lima-Perú

amplio conocimiento en la materia habiendo surgido una gran secuencia de interpretación para el Batolito de Patáz.

- a. **Complejo Marañón:** Secuencia estratigráfica de aproximadamente 2 000m de potencia conformado por filitas y metavolcánicos. Su edad se atribuye al precámbrico.
- b. **Rocas Intrusivas:** Lo constituye el batolito de Pataz, de forma alargada y lenticular, con una orientación y que alberga a las estructuras mineralizadas de la región.
- c. **Cuaternario:** Conformado por depósitos aluviales, pie de monte y fluvioglaciales, observando por encima de los depósitos morrénicos.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

Al producirse un vacío subterráneo debido a los trabajos de explotación minera, este repercute sobre las capas del techo y la superficie del terreno, dependiendo de la calidad de la roca, de la magnitud del espacio abierto y de la profundidad donde se ejecutan las aberturas; es decir, las condiciones geomecánicas del terreno, lo cual permite diseñar las áreas, direcciones, sostenimientos y relleno de las labores minadas. En otros casos, continúan los desprendimientos cuando la resistencia o tenacidad de la roca no es suficiente, haciendo notar así y alrededor del tajo, conllevando al estudio y formulación de cuatro teorías: El de las bóvedas (Guillitzer), de las lozas (K. Kogel), el resquebrajamiento previo (H. Labasse), y de los techos plásticos (O. Jacob). Los sólidos transportados deben poseer ciertas características físicas, como una granulometría apropiada, un porcentaje de sólidos en la pulpa, una velocidad de transporte superior a la velocidad crítica para evitar la sedimentación en las tuberías, y otras propiedades más.

La pulpa al ser depositado en las labores debe poseer propiedades adicionales como son una velocidad de percolación apropiada, un grado de cohesión para el soporte de los esfuerzos circundantes. Así mismo debe poseer una estabilidad química para evitar la formación de aguas ácidas efecto de la presencia de pirita en su proceso de oxidación del sulfuro y lixiviación de los metales asociados.

Revisado la bibliografía e información de origen nacional se ha podido determinar que existen trabajos realizados en otras empresas mineras de la aplicación de relleno

hidráulico, con ello han logrado disminuir el consumo de madera y lograron mayor velocidad en el ciclo de minado como es el caso de la mina Jimena, Marsa y Huarón¹.

El relleno hidráulico se aplicó por primera vez en el año 1864 en la mina Shenandoah en Pennsylvania, Estados Unidos, como control de la subsidencia, posteriormente se fue mecanizando y optimizando su uso en la explotación en la minería subterránea. En el Perú se aplicó relleno hidráulico en el año 1937 en la mina Lourdes de Cerro de Pasco, con la finalidad de mantener la estabilidad de la masa rocosa, implementándose luego al ciclo de minado.

2.1. VELOCIDAD CRÍTICA DE DEPOSICIÓN

El desarrollo teórico de la velocidad crítica, considera los principales parámetros dependientes para un sólido en suspensión, vale decir el estado de energía cinética debe ser mayor que las fuerzas gravitatorias de tal manera que eviten la decantación de las partículas.

S_l : Gravedad específica del líquido

S_s : Gravedad específica de los sólidos

D_p : Diámetro máximo de las partículas

g : Aceleración de la gravedad

V : Velocidad del flujo

¹Ing. Rojas Linares Edito Luis, (Julio 2010). Tecnologías y técnicas, para el relleno en pasta e hidráulico, Lima-Perú.

Se debe cumplir que:

$$\frac{V_2}{2} S_1 D^2_p > (S_s - S_1) g D^3_p$$

2.2. VELOCIDAD DE MÍNIMA PÉRDIDA

Resulta de minimizar la expresión teórica para el cálculo de las pérdidas por fricción en tuberías de Darcy. La expresión que nos permite calcular la velocidad de mínima pérdida es:

$$V_{mp} = \frac{3.43 (C_v \cos \theta)^{\frac{1}{3}}}{(\cos \theta + \sin \theta (S_m - 1))^{\frac{1}{3}}} \left[\frac{g D (S_m - 1)}{(C_d)^{\frac{1}{2}}} \right]^{\frac{1}{2}}$$

Donde:

C_v = Concentración de sólidos en volumen

C_d = Coeficiente de arrastre: 0,22

θ = Angulo de inclinación de la tubería con respecto a la horizontal.

2.3. MINERALIZACIÓN.

2.3.1. VETA GLORITA

La veta Glorita tiene un azimut entre N310° y N330, con buzamiento desde 20°NE hasta 70°NE, la potencia de veta varia de unos centímetros hasta 4m con un

promedio de 1m y 12,22 gr.Au/t. La alteración típica y predominante es la filica con bordura externa propilítica.

2.3.2. LITOLOGÍA DE LA VETA GLORITA.

La litología predominante es granodiorita y monzogranito, los ore shoots muestran una geometría irregular elíptica. Los valores más altos se encuentran cuando la superficie de la veta muestra asperezas así como en las intersecciones de fracturas con azimut 115° con 45° de buzamiento, si bien, gran parte coincide con los valles también ocurre en los picos. Es claro que la relación potencia-ley no es directa, ya que si bien gran parte de las mayores espesores se encuentran al interior del ore shoot, muchas otras zonas muestran potencias altas con valores bajos de oro. Sobre el nivel 1937 hasta el nivel 1847 el control para el emplazamiento del ore shoot es la variación del buzamiento de alto a bajo las que forman domos de extensión, el mismo comportamiento es observado en la zona Jimena del ore shoot entre los niveles 1897 a 1940, mientras que hacia el norte donde el buzamiento es más regular está controlado por el cambio de rumbo².

2.3.3. MINERALOGÍA

El ensamble mineralógico lo constituye una asociación típica mesotermal de cuarzo-pirita-oro ($\text{SiO}_2\text{-FeS}_2$). Este último se le observa como electrun y libre, relleno de las fracturas y contactos de la galena-pirita. A parte de los minerales indicados también son reconocido minerales como: Arsenopirita (FeAsS), Calcopirita (CuFeS_2), etc.

² INGEMMET,(1999), Compendio de yacimientos minerales del Perú, cordillera oriental, Lima-Perú

2.4. MINA

2.4.1. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN.

El método utilizado es de acuerdo a las variaciones en su geometría mineralizada especialmente en ley, potencia, rumbo, buzamiento que varía de 20° a 70° y la estabilidad de la roca encajonante, son las características que se ha tenido en cuenta para la elección del método de explotación.

La explotación del mineral de la veta Glorita en un inicio se realizó aplicando el método minado con cuadros de madera dejando pilares. Actualmente se está recuperando los pilares de mineral dejados en la primera etapa de la explotación; en las zonas vírgenes el mineral es explotado aplicando el método de corte y relleno ascendente con franjas horizontales en retirada sobre la dirección del buzamiento.

2.4.2. RECUPERACIÓN DE PILARES.

Los pilares de mineral a recuperar de la veta Glorita están dispuestos de forma irregular, la masa rocosa encajonante y el mismo pilar de mineral están estructuralmente perturbados debido a las áreas abiertas sin sostener y por el tiempo de exposición. Para acceder a recuperar los pilares de mineral en estas condiciones es necesario construir un nuevo acceso paralelo al acceso anterior, este nuevo acceso es reforzado con cuadros de madera. Al llegar al pilar a recuperar se construye una nueva chimenea piloto paralela a la chimenea limitante del pilar; una vez concluida la chimenea se inicia el minado del pilar mediante franjas verticales y /o horizontales en retirada. A medida que se avanza el minado en retirada se va colocando puntales

con Jack pot o cuadros de madera, dependiendo de la evaluación geomecánica previa, y cribbing en la zona minada.

2.4.3. FRANJAS HORIZONTALES (SHORT WALL)

Se acumula taladros a lo largo de una franja en la dirección del buzamiento de la veta, para luego hacer una voladura masiva, el sostenimiento se realiza colocando puntales con Jack pot, cuadros, relleno detrítico y cribbing. Este método de explotación se realiza en retirada, de N a S. Actualmente se está explotando mediante franjas verticales en retirada los tajos ubicados entre los niveles 1890, 1865, 1847y 1827 de la veta Glorita. Los tajos que se encuentran entre los niveles 1890 y 1847 de le veta Glorita se encuentran en preparación para ser explotados por franjas verticales y corte y relleno ascendente, aplicando relleno hidráulico.

2.4.4. DESVENTAJAS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL

Las desventajas del método de explotación actual, tanto en la recuperación de pilares como en la explotación por franjas verticales y/o horizontales se puede resumir en³:

- ✓ Alto costo en sostenimiento, debido al elevado consumo de madera.
- ✓ Problemas de inestabilidad del macizo rocoso como consecuencia de colocar un sostenimiento temporal como es la madera.
- ✓ Alto índice de accidentabilidad por desprendimiento de rocas esto debido a tipo de sostenimiento.

³CANDIA.M. (1972) El método de corte y relleno descendente en la mina Yauricocha.

- ✓ Lentitud en el ciclo de minado debido al tipo de sostenimiento, como son puntales, cuadros y cribbing, ya que el traslado de la madera hasta los tajeos involucra tiempo, tareas y horas de equipos.
- ✓ Bajos rendimientos en toneladas por tarea, esto se da por la utilización de mano de obra en la colocación de elementos de sostenimiento con madera.

2.5. GEOMECAÁNICA EN EL MINADO SUBTERRÁNEO.

2.5.1. MECÁNICA DE ROCAS Y GEOMECAÁNICA ⁴

Desde el punto de vista de aplicación a los problemas prácticos de ingeniería, la mecánica de rocas está relacionada con la aplicación de los principios de la mecánica ingeniería al diseño de estructuras rocosas. La estructura en este caso estará constituida por la masa rocosa en la que, por efecto de haber practicado en la misma una excavación, se ha producido un cambio de esfuerzos con respecto a su situación original, lo que trae como consecuencia la necesidad de garantizar la estabilidad de toda la zona de la explotación.

La experiencia ha demostrado que la estabilidad de una excavación rocosa depende de los esfuerzos de campo pre-existentes, de la forma, orientación y dimensiones de la excavación y de la estructura y calidad del macizo rocoso. Obviamente, estos conceptos indican claramente que la mecánica de rocas está relacionada a la línea principal de la mecánica clásica y a la mecánica continua, pero varios factores específicos la identifican como un campo de la ingeniería distinta y coherente.

De los conceptos dados, una definición ampliamente aceptada es aquella

⁴ Néstor David Córdova Rojas,(2008). Geomecánica en el minado subterráneo, Lima-Perú

ofrecida inicialmente por U.S. National Committee on Rock Mechanics en 1964 y luego modificada en 1974.”La mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada del comportamiento mecánico de la roca y de los macizos rocosos; esto es, aquella rama de la mecánica que trata con la respuesta de la roca y de los macizos rocosos al campo de fuerzas de su entorno físico”.

Desde que esta es una disciplina distinta y coherente, su aplicación práctica efectiva demanda su integración filosófica con otras áreas que tratan con la respuesta mecánica de todos los materiales geológicos, todo esto en conjunto es lo que se denomina la Geomecánica. Luego, la mecánica de rocas vendrá acompañada principalmente por la geología estructural, la hidrogeología y la geofísica; juntos conforman la base conceptual y verdadera, a partir de la cual se puede desarrollar procedimientos para la predicción y control del comportamiento de estructuras rocosas. Se debe tener presente que a pesar de tener algunos principios básicos comunes, existe marcada diferencia entre la mecánica de rocas y la mecánica de suelos, por lo que estas deben ser consideradas como disciplinas complementarias más que mutuamente inclusivas.

Tal como se conceptualiza hoy en día, la mecánica de rocas tiene fundamental importancia principalmente en la ingeniería minera, que es el tema a donde va dirigida esta tesis, y en la ingeniería civil; particularmente constituye la base de la ingeniería minera, puesto que ésta a diferencia de la ingeniería civil, tiene sus propias peculiaridades, guiadas por el concepto de “vida de operación”, junto con el beneficio económico de dicha operación con márgenes ajustados de seguridad, lo cual crea problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas.

La industria minera es una actividad que viene proveyendo una fuerte motivación para el desarrollo de la geomecánica; dentro de esta actividad hay ciertos factores que están contribuyendo a que esta disciplina se constituya en una tecnología minera (Córdova, 2000), estos factores son:

- ✓ El incremento de las dimensiones y volúmenes de producción de las operaciones mineras, asociadas con el fin económico de mejorar la rentabilidad aumentando la escala de producción y así lograr un nivel competitivo en el mercado internacional, lo cual viene trayendo consigo la adopción de métodos de minado que exigen diversos grados de mecanización en la operación. Las grandes inversiones que acompañan a estos proyectos requieren de una mayor certeza en el rendimiento satisfactorio de la masa rocosa a largo plazo y de técnicas más formales y rigurosas en el planeamiento, diseño y operación de la mina. El incremento de la escala física de las operaciones mineras tiene también un efecto directo sobre la necesidad de un diseño estructural efectivo, dada la mayor probabilidad de ocurrencias de fallas extensas de masas rocosas.
- ✓ La necesidad de explotar recursos minerales en medio ambientes desfavorables de minado, particularmente el incremento de la profundidad de los yacimientos, los cuales estimulan las investigaciones en varios aspectos del rendimiento de la roca bajo altos esfuerzos.

2.5.2. GEOMECÁNICA – SEGURIDAD – ECONOMÍA⁵

En la industria minera, la geomecánica tradicionalmente ha sido considerada como un asunto ligado primordialmente a la seguridad. Actualmente, además de la seguridad, hay un reconocimiento creciente sobre su impacto en los aspectos económicos de las operaciones mineras. Por estas razones está habiendo importantes progresos en integrar esta herramienta tecnológica dentro del proceso cotidiano de toma de decisiones en la operación minera.

La geomecánica ligada a la seguridad, significa reducir el número y frecuencia de caídas de rocas, y así evitar o minimizar los daños al personal y a los equipos. Este es un tema sumamente importante en el Perú por las estadísticas de accidente fatales ocurridos en las minas, lo cual ha motivado en la última década que todos los organismos vinculados con la minería lleven a cabo acciones para combatir estas fatalidades.

El impacto de la geomecánica sobre los aspectos económicos, podemos cuantificarlo con los siguientes ejemplos:

- ✓ Reducción en los costos de rehabilitación de áreas inestables.
- ✓ Ahorro potencial por la no interrupción de la producción a causa de los problemas de inestabilidad.
- ✓ Ganancia en la producción por la dedicación del personal a esta tarea en lugar de dedicarse a la rehabilitación de áreas inestables.
- ✓ Mayor recuperación del mineral por adecuados diseños geomecánicos.

⁵ Néstor David Córdova Rojas, (2008). Geomecánica en el minado subterráneo, Lima-Perú

- ✓ Reducción de costos por el minado masivo de grandes aberturas.
- ✓ Ahorro en el consumo de cemento de los rellenos cementados y otros.

2.5.3. CONSIDERACIONES DEL DISEÑO DE EXCAVACIONES MINERAS SUBTERRÁNEAS

En la Figura 01, se puede apreciar un esquema idealizado de una mina subterránea, en sus etapas de producción, desarrollos para la producción y exploración.

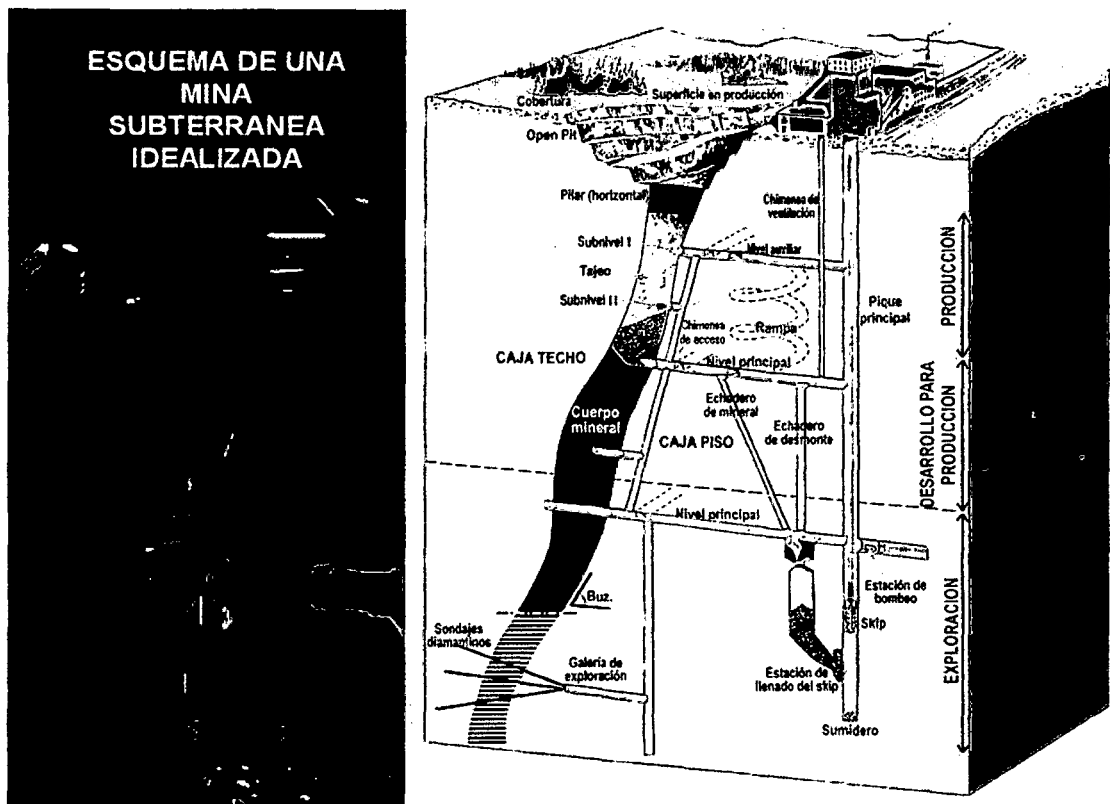


FIGURA N°01: Esquema de una mina subterránea idealizada⁶.

La aplicación de la geomecánica al minado subterráneo está basada en

⁶ Córdova R., N.D., 2004 "Evaluación Geomecánica para el Método de Minado del Proyecto San José – Patagonia – Argentina" Informe Técnico preparado para Compañía Minera Santa Cruz S.A. Julio 2004

premisas simples y quizás evidentes. Postula, que a la masa rocosa puede atribuírsele un conjunto de propiedades mecánicas que pueden ser cuantificadas por procedimientos adecuados. Asevera que los procesos de minado generan una estructura rocosa cuyo rendimiento puede determinarse mediante la aplicación de la mecánica clásica. Propone que la capacidad para predecir y controlar el rendimiento mecánico de la roca circundante puede mejorar o asegurar el rendimiento económico de la mina, aspectos estos que pueden ser traducidos en la práctica de ciertos parámetros como la eficiencia en la recuperación del mineral, productividad minera o rentabilidad económica directa.

De una manera simplista la extracción de minerales por métodos de minado subterráneo involucra la generación de un conjunto de excavaciones, de diferentes formas, tamaños y orientaciones, y que a su vez estas cumplen funciones específicas en el proceso productivo

Los tajeos constituyen la fuente del mineral, su vida está condicionada a la extracción activa del mineral y sus características principales podemos resumirlas en lo siguiente:

- ✓ Son las excavaciones de mayor tamaño y sus zonas de influencia son más grandes, por que incrementan su tamaño a medida que progresa el minado.
- ✓ El control de su estabilidad está en función del comportamiento geomecánico y económico individualmente y globalmente.
- ✓ Los tajeos condicionan la ubicación, diseño y rendimiento operacional de las excavaciones circundantes.

Según estas características, la consideración de diseño más importante es: establecer adecuados esquemas y secuencias de avance del minado para producir mínima perturbación de la masa rocosa. Las características principales de las aberturas temporales de acceso y servicios a los tajeos, cuya vida está limitada a la duración del minado, son:

- Están en zona de influencia de los tajeos.
- Su vida de servicio puede imponer condiciones severas y adversas si no se toman en cuenta las perturbaciones del minado.

Según estas características, la consideración de diseño más importante es: establecer su posición, forma y sostenimiento para asegurar su rendimiento.

Las características principales de las aberturas de acceso y servicios, permanentes, cuya vida es comparable o superior a la vida de la mina, deben:

- ✓ Presentar especificaciones rigurosas de rendimiento.
- ✓ Su diseño debe ser comparable con otras áreas de la práctica de la ingeniería.

Según estas características, la consideración de diseño más importante es: establecer la ubicación de estas excavaciones.

2.5.4. FACTORES QUE CONTROLAN LA ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES Y FACTOR DE SEGURIDAD

Hay dos grupos de factores que controlan la estabilidad de las excavaciones

asociadas al minado subterráneo de los yacimientos minerales. El primer grupo corresponde a factores pre-existentes a la excavación y el segundo grupo a factores posteriores a la excavación.

Los factores pre-existentes a la excavación son:

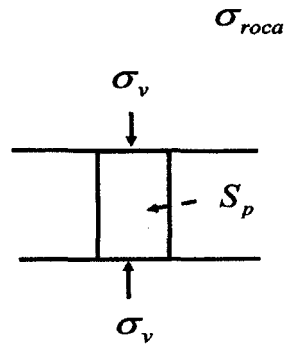
- ✓ Las características del medio geológico.
- ✓ El comportamiento mecánico del medio geológico.
- ✓ Los esfuerzos in-situ.

Los factores posteriores a la excavación son:

- ✓ Los esfuerzos inducidos por el minado.
- ✓ La forma, tamaño y orientación de las excavaciones.
- ✓ El carácter dinámico de las excavaciones por el avance del minado.

Estos factores a su vez conforman la data y condicionan la metodología de aplicación de la geomecánica al minado subterráneo.

El factor de seguridad depende de la cantidad y calidad de la información utilizada para estimar las cargas y la resistencia de la roca, si la información es gruesa utilizar un factor de seguridad entre 2-3, Si existen ensayos de laboratorio del macizo rocoso utilizar un factor de seguridad en el rango es entre 1.5 - 2, sin embargo cuando la información es pobre no existe factor de seguridad que garantice el diseño.



σ_{roca} : Campo de esfuerzos presente en el macizo rocoso

σ_v : Campo de esfuerzos actuando sobre el pilar

S_p : Resistencia del pilar

Factor de seguridad está dada por:

$$fs = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

Factor mayor a 1 la tendencia actual es calcular σ la confiabilidad del diseño

$$P(S_p \leq f\sigma_p)$$

Aproximación probabilística al diseño de minas

2.5.5. EFECTOS DE LA APERTURA DE EXCAVACIONES

Cuando se apertura excavaciones subterráneas en el proceso de minado, por un lado se crea una estructura rocosa, y por otro lado, se generan perturbaciones mecánicas en el medio rocoso. La estructura rocosa está conformada por:

- ✓ Vacíos
- ✓ Elementos de sostenimiento naturales y artificiales
- ✓ Mineral remanente

Las perturbaciones en el medio geológico pueden involucrar:

- ✓ Desplazamientos hacia el vacío creado
- ✓ Nuevos estados de esfuerzos y deformaciones
- ✓ Acumulaciones de energía de deformación

A fin de mantener adecuadas condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado es necesario controlar estas perturbaciones, de lo contrario se generarán problemas de inestabilidad como los mostrados en las siguientes imágenes.



Imagen N°01: Roca en proceso de fracturamiento, sostenimiento con perno helicoidal mas malla.

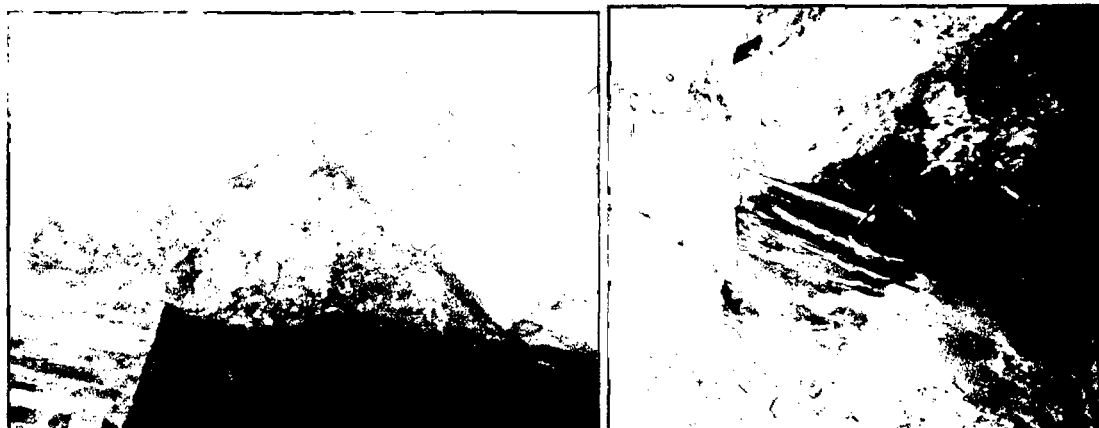


Imagen N°02: Tajo en proceso de deslizamientos a través de superficies de discontinuidades



Imagen N°03: Roca encajonante con deflexiones excesivas en el techo.

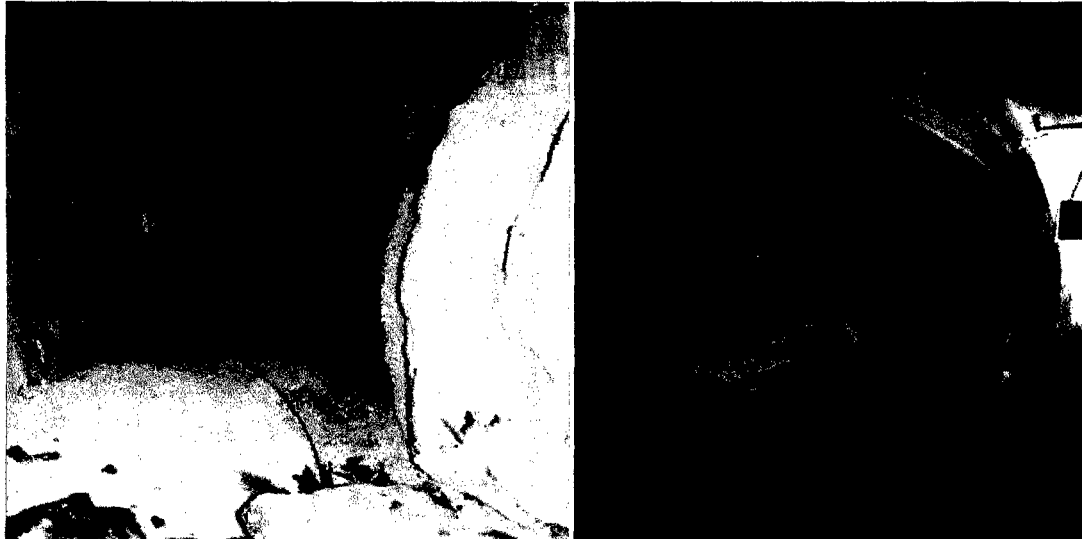


Imagen N°04: Galerías con convergencia o cierre de los contornos de la excavación

2.5.6. OBJETIVOS DE LA GEOMECÁNICA EN EL MINADO SUBTERRÁNEO.

Según el método de minado que se adopte para el minado subterráneo de un yacimiento, es posible especificar los siguientes cuatro objetivos comunes de la geomecánica para el rendimiento de la estructura de la mina y los tres tipos de aberturas mineras antes indicados:

- ✓ Asegurar la estabilidad global de la estructura de la mina.

- ✓ Proteger las principales aberturas de servicio a través de su vida de diseño.
- ✓ Proveer accesos seguros a los lugares de trabajo en y alrededor de los centros de producción de mineral.
- ✓ Preservar en condición de minables las reservas de mineral no minadas.

El problema típico del planeamiento y diseño del minado es determinar la secuencia de explotación del yacimiento satisfaciendo estos objetivos simultáneamente, y la realización de estos objetivos requiere del conocimiento de las condiciones geomecánicas del yacimiento y de la capacidad para analizar las consecuencias mecánicas de las diferentes opciones de minado.

2.5.7. CLASIFICACIÓN DE MACIZOS ROCOSOS⁷

Esta es una tarea de observación, mediciones y ensayos para obtener parámetros cuantitativos (geomecánicos) útiles al diseño ingeniería. Este proceso además se desarrolla a lo largo de todas las etapas del avance del proyecto, desde el diseño hasta su construcción y operación. La caracterización apropiada de los macizos rocosos, además de ser la base para el diseño de las obras, contribuye a la optimización del método constructivo, da vía al mejoramiento del macizo y permite la programación de observaciones durante el funcionamiento de las obras.

Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos que a continuación se presentan, están basados principalmente en las propiedades geomecánicas del medio, las cuales permiten obtener los parámetros de resistencia y deformabilidad del macizo, y así poder estimar los sostenimientos necesarios en minado

⁷ González de Vallejo, 2004. Clasificación geomecánica RMR. Bieniawski. Caracas - Venezuela

subterráneo.

A. El Índice de Resistencia Geológica (GSI): Desarrollado por Hoek en 1994 es un índice de calidad geomecánica para los macizos rocosos cuyo rango numérico, comprendido entre 0 y 100, se basa en la identificación y clasificación en campo de dos de las características físico-mecánicas de un macizo rocoso:

- La macroestructura, y
- La condición de las superficies de las discontinuidades.

Tal como lo indica Hoek (2004), el GSI ha sufrido diversas modificaciones desde su versión original; siendo una de éstas la publicada en 1998 por Hoek, Marinos y Benissi, donde se amplía el rango del GSI en 5 unidades hacia abajo y 5 unidades hacia arriba, para poder incluir macizos rocosos de calidad extremadamente mala, como los encontrados en algunos túneles en Venezuela.

Hoek (2000) sugiere hacer referencia a un rango y no a un valor único del GSI, también sugiere, que para macizos rocosos caracterizados con un $GSI > 25$ es más conveniente estimar este valor a partir del RMR de Bieniawski, sin incluir el factor de corrección por orientación de las diaclasas y considerando el frente seco (RMR 89). En macizos rocosos de baja calidad con $GSI < 25$, se estima el GSI en base a observaciones de la apariencia física del macizo rocoso, ya que en estas circunstancias es difícil obtener núcleos intactos de rocas mayores a 10 cm para poder determinar el valor del RQD. La correlación entre estos dos sistemas de clasificación es la siguiente:

$$\text{GSI} = \text{RMR} (89) - 5$$

Los datos de entrada para la estimación de las propiedades del macizo rocoso constan de medidas de la resistencia compresiva uniaxial (σ_c) y de una constante del material (m_i), esta última relacionada con las propiedades de fricción de la roca. Idealmente, estas propiedades básicas deberían calcularse en el laboratorio, descrito por Hoek y Brown (1997), sin embargo en muchos casos, la información es requerida antes de que las pruebas del laboratorio hayan sido completadas.

B. Índice de la Designación de la Calidad de la Roca (RQD): Representa la relación entre la suma de las longitudes de los fragmentos de testigo mayores de 10 cm y la longitud total del tramo considerado.

$$\text{RQD} = \frac{\sum \text{Longitud de los trozos de testigo} > 10\text{cm}}{\text{Longitud total}} \times 100\%$$

Para la estimación del RQD se consideran sólo los fragmentos o trozos de testigos de material fresco, excluyéndose los que presentan un grado de alteración importante. La medida del RQD se debe realizar en cada cambio litológico, siendo recomendable que la longitud de maniobra no exceda de 1.5m. El diámetro mínimo de los testigos debe ser de 48mm.

Tabla N° 01: Índice RQD

RQD %	CALIDAD
<25	Muy Mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Media
75 - 90	Buena
90 - 100	Muy Buena

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR. Bieniawski

C. Índice de Calidad RMR (rock mass rating): Desarrollada por Bieniawski en 1973, con actualizaciones en 1979 y 1898, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permiten a su vez relacionar índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo y de excavación y sostenimiento en túneles. Dicha clasificación toma en cuenta los parámetros geomecánicos siguientes:

- ✓ Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- ✓ Grado de facturación en términos del RQD.
- ✓ Espaciado de las discontinuidades.
- ✓ Condiciones hidrogeológicas.
- ✓ Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación.

Para aplicar la clasificación RMR se divide el macizo rocoso en zonas o tramos que presentan características geológicas más o menos uniformes, en las que se lleva a cabo la toma de datos y medidas referentes a las propiedades y características de la matriz rocosa y de las discontinuidades. Para calcular el índice RMR correspondiente a cada una de las zonas se sigue el procedimiento señalado en la tabla N°02.

Una vez sumadas las puntuaciones que resultan de aplicar los cinco parámetros

antes mencionados, se efectúa la corrección por orientación de discontinuidades, expuesta en la tabla N°03, y se obtiene un valor numérico que varía entre 0 y 100, siendo de mejor calidad el macizo rocoso que se aproxime a la numeración 100, con el que se clasifica finalmente el macizo rocoso, referido en cinco clases, presentadas en la tabla 4.

Tabla N°02. Clasificación de macizo rocoso (Bieniawski) RMR

RESISTENCIA DE LA ROCA SANA	Ensayo de Carga Puntual Kg/cm ²	>100	40-80	20-40	10-20	Compresión Simple Kg/cm ²		
	C. Simple Kg/cm ²	>2500	1000-2500	500-1000	250-500	50-250	10-50	10
PUNTUACIÓN		15	12	7	4	2	1	0
RED		90% 100%	75% 90%	50% 75%	25% 50%	<25%		
PUNTUACIÓN		20	17	13	8	3		
ESPACIADO		>2	0,6-2m	0,2-0,6m	0,06-0,2m	<0,06m		
PUNTUACIÓN		20	15	10	8	5		
ESTADO DIAKLASAS	CONTINUIDAD DE DIAKLASA	<1m	1-3m	3-10m	>10m			
	PUNTUACIÓN	6	4	2	0			
	ABERTURA DIAKLASAS	cerrada	<0,1mm	0,1-1mm	1-5mm	>5mm		
	PUNTUACIÓN	6	5	4	1	0		
	RUGOSIDAD DIAKLASA	Muy Rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Espejo de Falla		
	PUNTUACIÓN	6	5	3	1	0		
	RELLENO DIAKLASAS	Sin Relleno	Duro<5mm	Duro>5mm	Blando<5mm	Blando>5mm		
	PUNTUACIÓN	6	4	2	2	0		
	METEORIZACIÓN DIAKLASAS	Sana	Leve Meteoriz.	Mod. Meteoriz.	Muy Meteoriz.	Compl. Meteoriz.		
	PUNTUACIÓN	6	5	3	1	0		
HIDROGEOLOGÍA		Seco	Lig. Húmedo	Húmedo	Goteando	Agua Fluyendo		
PUNTUACIÓN		15	10	7	4	0		

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR.

Bieniawski.

Tabla N°03. Corrección por la orientación de las discontinuidades

CORRECCIÓN POR DISCONTINUIDADES						
DIRECCIÓN PERPENDICULAR EJE TUNEL				DIRECCIÓN PARALELA EJE TUNEL		Buzamiento 0-20° cualquier dirección
Excavación CON buzamiento		Excavación CONTRA buzamiento				
Buz 45-90°	Buz 20-45°	Buz 45-90	Buz 20-45°	Buz 45-90°	Buz 20-45°	
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Media
0	-2	-15	-10	-12	-5	

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR. Bieniawski.

Tabla N°04. Calidad del macizo rocoso.

CLASIFICACIÓN					
CLASE	I	II	III	IV	V
CALIDAD	Muy buena	Buena	Media	Malta	Muy mala
VALOR RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	<20

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR. Bieniawski.

Tabla 5. Características geotécnicas

CARACTERÍSTICAS					
CLASE	I	II	III	IV	V
TIEMPO MANTENIMIENTO Y LUZ	20 años 15m luz	1año 10m luz	1semana 5m luz	10 horas 2.5m luz	30 min 1m luz
COHESIÓN	<4 Kg/cm²	3 a 4 Kg/cm²	2 a 3 Kg/cm²	1 a 2 Kg/cm²	<1 Kg/cm²
ANGULO DE FRICCIÓN	>45	35°-45°	25°-35°	15°-25°	15°

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR. Bieniawski.

D. Índice Q de Barton (Rock mass quality): Desarrollada por Barton, Lien y Lunde en 1974, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite estimar parámetros geotécnicos del macizo y diseñar sostenimiento para túneles y cavernas subterráneas. El índice Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros dados por la expresión:

$$Q = \frac{RDQ}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

- RQD = índice de fracturación.
- Jn = índice de diaclasado que indica el grado de fracturación del macizo rocoso.
- Jr = índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.
- Ja = índice que indica la alteración de las discontinuidades.
- Jw = coeficiente reductor por la presencia de agua.
- SRF (stress reduction factor) = coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso.

Los tres factores de la expresión representan:

$\frac{(RQD)}{(Jn)}$: El tamaño de los bloques

$\frac{(RQD)}{(Jn)}$: La influencia del estado tensional

$\frac{(RQD)}{(Jn)}$: La resistencia al corte entre los bloques

A continuación se presentan cada una de las tablas que contienen los seis parámetros que clasifican al índice Q:

Tabla 6. Valoración del índice de la designación de la calidad de la roca (RQD)

Calidad del Testigo RQD		RQD (%)
A	Calidad Muy Mala	0 - 25
B	Calidad Mala	25 - 50
C	Calidad Media	50 - 75
D	Calidad Buena	75 - 90
E	Calidad Excelente	90 - 100

Notas: Cuando se obtienen valores del RQD inferiores a 10 (incluyendo el cero), se toma un valor nominal de 10 para calcular el índice Q. Los intervalos de 5 unidades para RQD, es decir, 100, 95, 90, etc., tienen suficiente precisión.

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR.

Bieniawski.

Tabla N°07. Valoración del índice de diaclasado (Jn)

Índice de Diaclasado		Jn
A	Roca masiva, sin diaclasas o con fisuración escasa	0,5 - 1,0
B	Una familia de diaclasas	2
C	Una familia y algunas diaclasas aleatorias	3
D	Dos familias de diaclasas	4
E	Dos familias y algunas diaclasas aleatorias	6
F	Tres familias de diaclasas	9
G	Tres familias y algunas diaclasas aleatorias	12
H	Cuatro o más familias, diaclasas aleatorias, roca muy fracturada, roca en terrones, etc.	15
J	Roca triturada, terrosa	20

Notas: En intersecciones de túneles, se utiliza la expresión (3Jn). En las bocas de los túneles, se utiliza la expresión (2Jn)

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR.

Bieniawski.

Tabla N°08. Valoración del índice de rugosidad de las discontinuidades (Jr)

Índice de Rugosidad de las Discontinuidades		Jr
a) Contacto entre las dos caras de la discontinuidad.		
b) Contacto entre las dos caras de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm.		
A	Diaclasas discontinuas.	4
B	Diaclasas onduladas, rugosas o irregulares.	3
C	Diaclasas onduladas lisas.	2
D	Diaclasas onduladas, perfectamente lisas.	1,5
E	Diaclasas planas, rugosas o irregulares.	1,5
F	Diaclasas planas, lisas.	1,0
G	Diaclasas planas, perfectamente lisas.	0,5
Nota: Las descripciones se refieren a caracterizaciones a pequeña escala y escala intermedia, por este orden.		
c) No existe contacto entre las caras de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante		
H	Zona que contiene minerales arcillosos con un espesor suficiente para impedir el contacto de las caras de la discontinuidad.	1,0
J	Zona arenosa, de grava o triturada con un espesor suficiente para impedir el contacto entre las dos caras de la discontinuidad.	1,0
Nota: Si el espaciado de la principal familia de discontinuidades es superior a 3 metros se debe aumentar el índice Jr, en una unidad.		
En el caso de diaclasas planas perfectamente lisas que presenten lineaciones, y que dichas lineaciones estén orientadas según la dirección de mínima resistencia, se puede utilizar el valor Jr=0,5.		

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR.

Bieniawski.

Tabla 9. Valoración del índice de alteración de las discontinuidades (Ja)

Índice de Alteración de las Discontinuidades		φr aprox.	J
a) Contacto entre los planos de la discontinuidad (sin minerales de relleno intermedios).			
A	Discontinuidad cerrada, dura, sin reblandecimientos, impermeable cuarzo.		0,75
B	Planos de discontinuidades inalterados, superficies ligeramente manchadas.	25°-35°	1,0
C	Planos de discontinuidades ligeramente alterados. Presentan minerales reblandecibles, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcillas, etc.	25°-30°	2,0
D	Recubrimientos de arcillas limosas o arenosas. Fracción pequeña de arcilla (no blanda).	20°-25°	3,0
E	Recubrimientos de arcillas blandas o de baja fricción, es decir, caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc. Y pequeñas cantidades de arcillas expansivas.	8°-16°	4,0
b) Contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm (minerales de relleno en pequeños espesores)			
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcillas, etc	25°-30°	4,0
G	Fuertemente sobreconsolidados, con rellenos de minerales arcillosos no blandos (continuos, pero con espesores inferiores a 5mm)	16°-24°	6,0
H	Sobreconsolidación media o baja, con reblandecimiento, rellenos de minerales arcillosos (continuos, pero de espesores inferiores a 5mm)	12°-16°	8,0
I, J	Rellenos de arcillas expansivas, es decir montmorillonita (continuos, pero de espesores inferiores a 5mm). El valor de Ja depende del porcentaje de partículas con tamaños similares a los de arcillas ex.	6°-12°	8-12
c) No se produce contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante (rellenos de mineral de gran espesor)			
K L M	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcillas (ver clases G,H y J, para la descripción de las condiciones de las arcillas)	6°-24°	6,8 ó 8-12
N	Zonas o bandas de arcillas limosas o arenosas, con pequeñas fracciones de arcillas no reblandecibles	-	5,0
O P R	Zonas o bandas continuas de arcilla de espesor grueso (ver clases G,H y J, para la descripción de las condiciones de las arcillas)	6°-24°	10,13 ó 13-20
Nota: Los valores expresados para los parámetros Jv y Ja se aplican a las familias de diaclasas o discontinuidades que son menos favorables con relación a la estabilidad, tanto por la orientación de las mismas como por su resistencia al corte (esta resistencia puede evaluarse mediante la expresión: $T = \sigma \tan^{-1}(Jr/Ja)$)			

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR

Bieniawski

Tabla 10. Valoración del factor de reducción por la presencia de agua (Jw)

Factor de Reducción por la Presencia de Agua	Presión de Agua	Jw
Excavaciones secas o pequeñas afluencias, inferiores a 5L/min, de forma localizada.	<1	1,0
Afluencia o presión medias, con lavado ocasional de los rellenos de las discontinuidades.	1-2,5	0,66
Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin relleno.	2,5-10	0,5
Afluencia importante o presión alta, produciéndose un lavado considerable de los rellenos de las diaclasas.	2,5-10	0,33
Afluencia, excepcionalmente alta o presión elevada en el momento de realizar las voladuras, decreciendo con el tiempo.	>10	0,2-0,1
Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada de carácter persistente, sin disminución apreciable.	>10	0,1-0,05

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR.

Bieniawski

Tabla N°11. Valoración de las condiciones tensionales de la roca (SRF)

Condiciones Tensionales de la Roca (Stress Reduction Factor)			SRF	
a) Las zonas débiles interceptan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de roca a medida que la excavación del túnel va avanzando.				
A	Múltiples zonas débiles, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca de contorno muy suelta (a cualquier profundidad).		10	
B	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación ≤ 50 m).		5	
C	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación > 50 m).		2,5	
D	Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libres de arcillas), roca de contorno suelta (a cualquier profundidad).		7,5	
E	Zonas de fracturas aisladas en roca competente (libres de arcillas) (profundidad de la excavación ≤ 50 m)		5,0	
F	Zonas de fracturas aisladas en roca competente (libres de arcillas) (profundidad de la excavación > 50 m).		2,5	
G	Terreno suelto, diaclasas abiertas, fuertemente fracturado, en terrones, etc. (a cualquier profundidad).		5,0	
Nota: Se reducen los valores expresados del SRF entre un 25-50% si las zonas de fracturas sólo ejercen cierta influencia pero no intersectan a la excavación.				
b) Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas.				
		σ_1/σ_2	SRF	
H	Tensiones pequeñas cerca de la superficie, diaclasas abiertas.	>200	<0,01	2,5
I	Tensiones medias, condiciones tensionales favorables.	200-10	0,01-0,3	1
J	Tensiones elevadas, estructura muy compactada.	10-5	0,3-0,4	0,5-2

	Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales.			
K	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas.	5-3	0,5-0,65	5-50
L	Lajamiento y estillado de la roca después de algunos minutos en rocas masivas.	3-2	0,65-1	50-200
M	Estillados violentos de la roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas.	<2	>1	200-400
Notas: Si se comprueba la existencia de campos tensionales fuertemente anisotrópicos; cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, se disminuye el parámetro σ_c hasta $0,75\sigma_c$. Si $\sigma_1 / \sigma_3 > 10$, se tomará en vez de σ_c el valor $0,5\sigma_c$ donde σ_c es la resistencia a compresión simple, σ_1 y σ_3 son las tensiones principales mayor y menor, respectivamente, y σ_θ es la tensión tangencial máxima				
c) Rocas deformables: flujo plástico de roca incompetente sometida a altas presiones litostáticas.			σ_θ / σ_c x	SRF
N	Presión de deformación baja.		1-5	5-10
O	Presión de deformación alta.		>5	10-20
Nota: Los fenómenos de deformación o fluencia de rocas suelen ocurrir a profundidades; $H > 350Q^{1/3}$, la resistencia a compresión del macizo rocoso puede estimarse mediante la expresión: $q(\text{Mpa}) \approx 7 \cdot \gamma \cdot Q^{1/3}$, donde γ es la unidad de densidad de la roca en g/cm^3 .				
d) Rocas expansivas: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.				SRF
P	Presión de expansión suave.			5-10
Q	Presión de expansión intensa.			10-15

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR.

Bieniawski

Tabla 12. Clase de roca en base al índice Q según BARTON, 1974

GLASE DE ROCA		INDICE Q
A	Excepcionalmente Buena	400 - 1000
B	Buena	10 - 40
C	Media	4 - 10
D	Mala	1 - 4
E	Muy Mala	0,1 - 1
F	Extremadamente Mala	0,01 - 0,1
G	Excepcionalmente Mala	0,001 - 0,01

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica RMR.

Bieniawski

2.5.8. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO EN LOS TAJOS

La caracterización en campo de los macizos rocosos va a tener como objetivo el conocimiento de las propiedades y características geotécnicas de los materiales rocosos que se encuentran dentro de los tajos explotados y por explotar, para ello se puede sistematizar una serie de etapas que nos permiten la descripción de los afloramientos a estudiar, según González de Vallejo (2004), de la forma siguiente:

- a. Descripción de las características generales del afloramiento: Incluye la identificación, condiciones y características generales del afloramiento y cada uno de sus componentes: rocas, suelos zonas con agua, discontinuidades, etc.
- b. División en zonas y descripción general de cada zona: En lo que respecta a la división de las zonas las mismas estarán sujetas a la heterogeneidad de los materiales y estructuras que conformen el macizo rocoso, de la extensión del afloramiento y del grado de detalle y finalidad de la investigación. La descripción de cada zona contendrá las características y propiedades físicas y mecánicas de la matriz rocosa y de las discontinuidades; siendo los aspectos y factores a describir los presentes:
 - Descripción detallada de cada zona: Contiene las descripciones de la matriz rocosa y las discontinuidades.
 - Descripción de los parámetros del macizo rocoso: Va a depender de los datos recolectados en cada afloramiento; se establecerán los parámetros relacionados al número de familias de discontinuidades, orientación y características representativas de cada una de ellas, determinando tamaño y forma de los

bloques que integran al macizo rocoso, grado de facturación, etc., así como el grado de meteorización y las propiedades hidrogeológicas, las cuales también influyen en el comportamiento del macizo.

Caracterización global y clasificación geomecánica del macizo rocoso: La caracterización global del macizo rocoso proporciona las condiciones geológicas y geomecánicas del mismo, siendo esta la etapa final del proceso descriptivo. Partiendo de los datos proporcionados de esta última fase se emplean las clasificaciones geomecánicas, que suministran información sobre la calidad y resistencia del macizo, así como datos cuantitativos para su aplicación en los distintos fines constructivos (túneles, taludes, etc.).

1. Descripción general y zonificación del área en estudio

La descripción geológica general es el primer paso en el estudio de un macizo rocoso, en la cual se recomienda seguir la siguiente secuencia, según González de Vallejo (2002).

Identificación: Se debe indicar la localización, situación geográfica, accesos, extensión, características geométricas, etc.

Descripción: Consiste en la descripción geológica general, indicando los siguientes aspectos: formación y edad geológica, litologías, estructuras observables a gran escala (fallas, pliegues, corrimientos, etc.), rasgos estructurales generales (macizo estratificado, fallado, fracturado, masivo, etc.), zonas alteradas y meteorizadas y espesores de las mismas, presencia de agua, etc. También se recomienda tomar

fotografías y dibujar esquemas, para facilitar la descripción de las zonas a estudiar.

División en Zonas: Las mismas dependerán de los criterios litológicos y estructurales que se consideren más o menos homogéneos.

2. Caracterización de las zonas identificadas

Ya identificadas las zonas de estudios, se debe hacer una caracterización detallada de la matriz rocosa presente en cada una de las zonas a estudiar, describiendo los siguientes aspectos en campo, según González de Vallejo (2002):

Identificación de la Litología: Según el tipo de litología presente se debe identificar los tipos de roca que se encuentran en las distintas zonificaciones, las mismas se pueden nombrar utilizando la clasificación propuesta por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). No es necesario hacer una descripción geológica exacta, basta con indicar los principales minerales observables a simple vista, su dureza, color, tamaño de grano, y de qué manera se presentan dentro de la zona estudiada.

Meteorización: Es de suma importancia indicar el grado de meteorización que la roca presenta en campo, ya que las propiedades físico- químicas de las rocas y por ende su comportamiento geomecánico, el grado de meteorización es levemente meteorizado (Cierta coloración que indica meteorización de la roca intacta y superficies de discontinuidad. La roca presenta algo más débil externamente en condición fresca)

Resistencia: La determinación de la resistencia de la matriz rocosa en los tajos se estima mediante la utilización de aparatos sencillos, como lo es el Martillo de Schmidt o los nombrados Índices de campo. El ensayo del martillo de Schmidt permite estimar de forma aproximada la resistencia a compresión simple mediante una sencilla correlación; el cual consiste en un pequeño aparato metálico de geometría cilíndrica que dispone de un muelle en su interior y de una punta retráctil, la cual, al ser presionada contra la roca hace que el muelle se dispare (Imagen N°05). Para la realización de ensayo, se realiza los siguientes pasos: Limpiar la zona a ensayar, dicha zona debe estar libre de fisuras o grietas, retirar la pátina de roca meteorizada, colocar el aparato perpendicular al plano de ensayo, presionar el martillo hasta que salte el muelle. En función de la dureza o resistencia de la roca el muelle sufre mayor o menor rebote, valor que queda reflejado en una escala situada al costado del aparato. Deben efectuarse en cada plano de estudio 10 percusiones con el martillo, eliminando los cinco valores más bajos y tomando el valor promedio de los restantes, para dicha correlación utilizamos el gráfico mostrado en la figura N° 2.

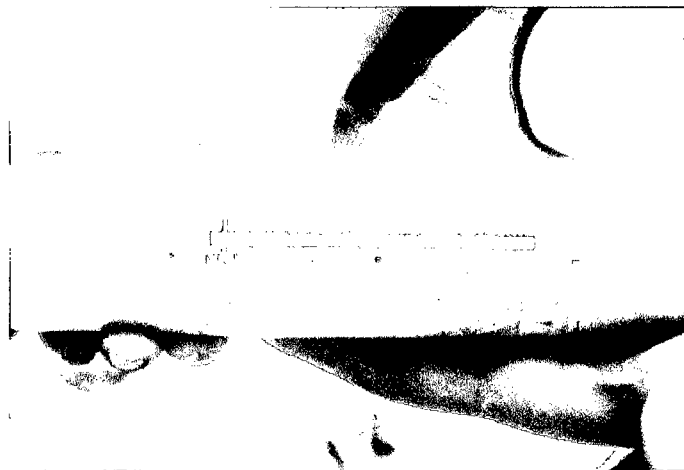


Imagen 05. Ensayo con el Martillo de Schmidt o Esclerómetro

Dispersión media de valores de resistencia para la mayoría de rocas (MPa)

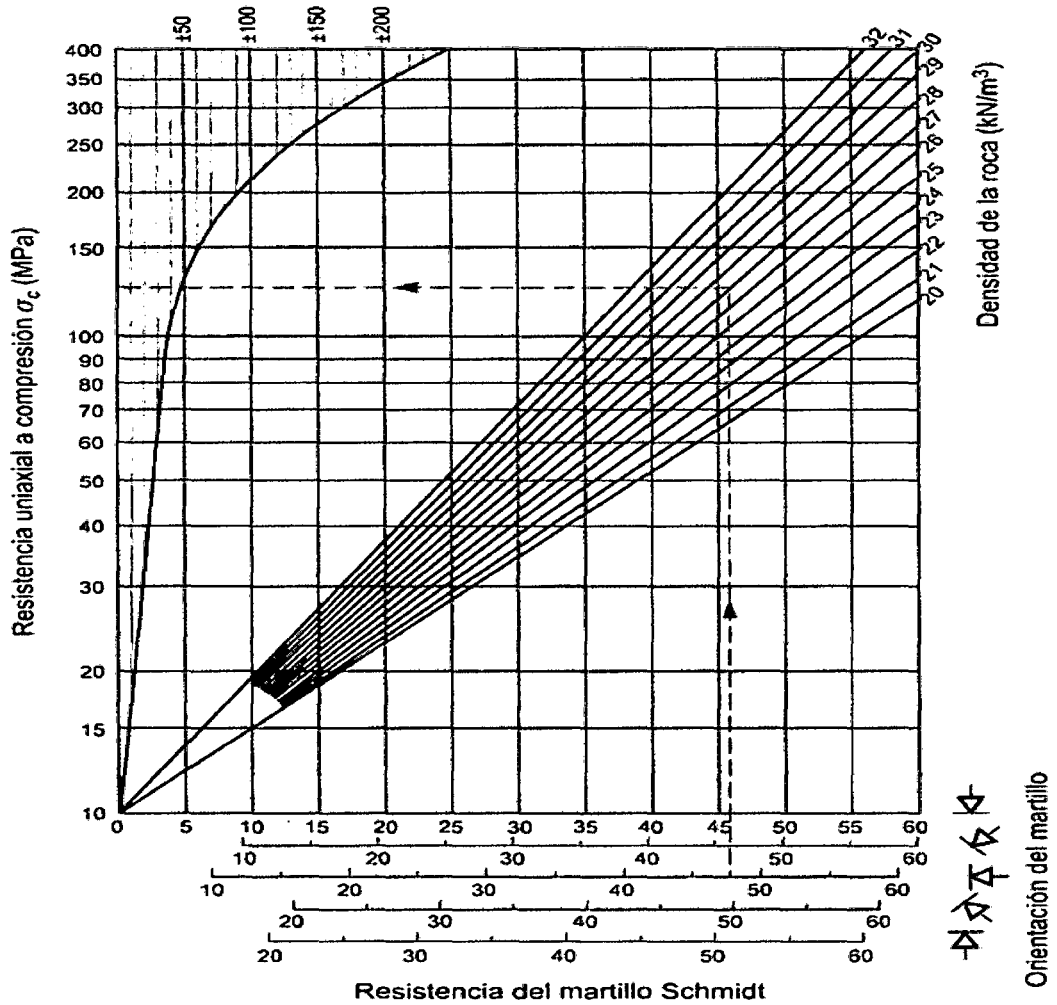


Figura 2. Ábaco que correlaciona el valor del rebote del martillo de Schmidt y la resistencia a la compresión de la roca⁸

3. Descripción de las discontinuidades

Las discontinuidades en los macizos rocosos le dan un carácter discontinuo y anisótropo, haciéndolos más deformables y frágiles, y por ende suman dificultad en cuanto al comportamiento mecánico de los mismos. Es por ello que es de suma importancia evaluar sus características y así poder estimar el comportamiento geomecánico de los macizos, a continuación se citan cada uno de los parámetros a

⁸ Javier Alonso Rodríguez (Abr. 2007). Ingeniería geológica: Caracterización de macizos rocosos

evaluar en campo, según González de Vallejo (2002), ilustrados en la figura N°3:

- Orientación.
- Espaciado.
- Continuidad
- Rugosidad.
- Abertura.
- Relleno.
- Filtraciones

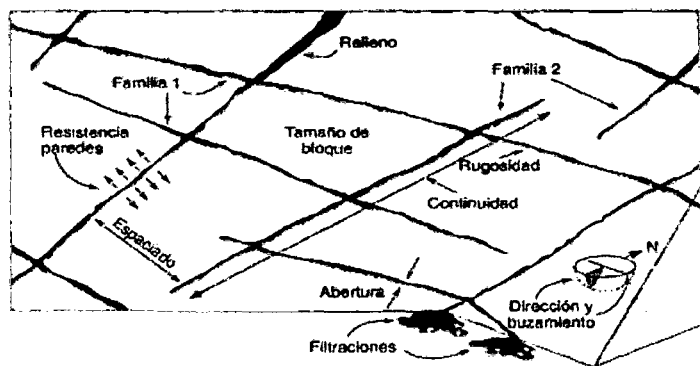


Figura 3. Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades⁹.

Orientación: La orientación de una discontinuidad se obtiene midiendo el rumbo y buzamiento del plano de discontinuidad, utilizando una brújula con clinómetro.

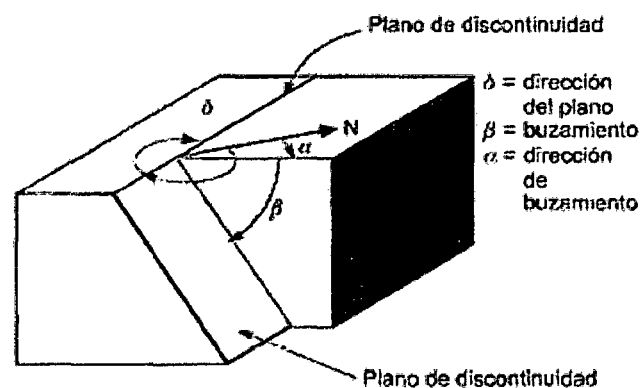


Figura 4. Medida de la orientación de las discontinuidades¹⁰

⁹ Javier Alonso Rodríguez (Abr. 2007). Ingeniería geológica: Caracterización de macizos rocosos

Espaciado: Se define como la distancia entre dos planos de discontinuidad de una misma familia, medida en dirección perpendicular a dichos planos, usando para la misma una cinta métrica. El espaciado en campo se describe según los términos utilizados en la tabla 13.

Tabla 13. Descripción del espaciado

Descripción	Espaciado
Muy Junto	< 6 cm
Junto	6 cm - 20 cm
Moderadamente Junto	20 cm – 60 cm
Separado	60 cm - 2 m
Muy Separado	> 2 m

Fuente: Tomado y modificado de la descripción del espaciado por González de Vallejo (2002)

Continuidad: La continuidad o persistencia de un plano de discontinuidad es su extensión superficial, la cual es medida por la longitud según la dirección del plano y su buzamiento, las mismas se miden con el uso de una cinta métrica.

Los planos de rotura del macizo rocoso estarán condicionados por las familias de diaclasas más continuas, por ello es importantes identificarlas. En campo la continuidad se describe según la tabla 14

Tabla 14. Descripción de la continuidad

Continuidad	Longitud
Muy baja continuidad	< 1 m
Baja continuidad	1 - 3 m
Continuidad media	3 -10 m
Alta continuidad	10 -20 m
Muy alta continuidad	> 20 m

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica

¹⁰ Javier Alonso Rodríguez (Abr. 2007). Ingeniería geológica: Caracterización de macizos rocosos.

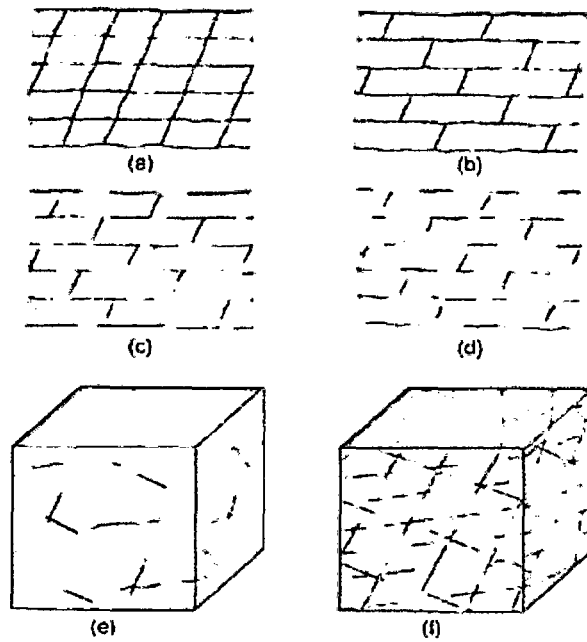


Figura 5. Distintos modelos de continuidades de varias familias de discontinuidades¹¹.

Rugosidad: Se utiliza para hacer referencia a las ondulaciones y rugosidades de las superficies de discontinuidades. Para describir la rugosidad se requiere de dos escalas de observación: Escala de primer orden (decimétrica y métrica) para la ondulación de las superficies planas, onduladas o escalonadas y escala de segundo orden (milimétrica y centimétrica) para las rugosidades de las superficies pulidas, lisas o rugosas. El método utilizado para la definición de la rugosidad en campo es el de la comparación visual de la discontinuidad con los perfiles de estándar de rugosidad mostrados en la figura N° 6.

¹¹ Javier Alonso Rodríguez (Abr. 2007). Ingeniería geológica: Caracterización de macizos rocosos.

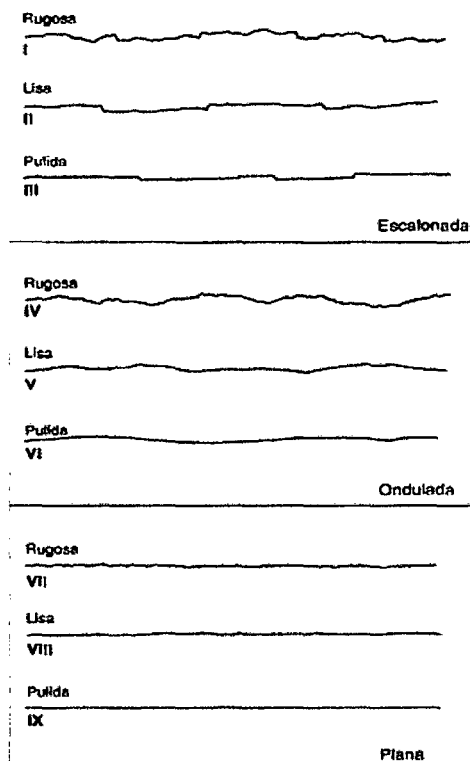


Figura 6. Perfiles de rugosidad¹²

Es importante resaltar que la descripción y medida de la rugosidad tiene como principal finalidad la evaluación de la resistencia al corte de los planos. También cabe destacar que la rugosidad aumenta la resistencia al corte, que decrece con el aumento de la abertura y, por lo general, con el espesor de relleno.

Abertura: Es la distancia perpendicular que separa dos paredes adyacentes de ésta, para su medida se usa una regla graduada o un vernier. La descripción de la abertura en campo esta expuesta en la tabla 15.

¹² Javier Alonso Rodríguez (Abr. 2007).Ingeniería geológica: Caracterización de macizos rocosos

Tabla 15. Descripción de la abertura

Abertura	Descripción
0	Muy cerrada
< 0,1 mm	Cerrada
0,1 - 1,0 mm	Parcialmente cerrada
1,0 - 5,0 mm	Abierta
> 5 mm	Muy abierta

Fuente: Tomado y modificado de la descripción del espaciado por González de Vallejo (2002)

Relleno: Se define al material de naturaleza distinta a la roca existente entre las paredes adyacentes de las discontinuidades. Dicho parámetro se evalúa en campo describiendo los siguientes aspectos: La composición representa al tipo de material hallado (arcilla, arena, grava, brecha, milonita, etc.), el espesor es el que se mide con una regla graduada en milímetros y la resistencia se clasifica simplemente en materiales blandos y duros.

Filtraciones: Según la fluidez de las filtraciones en los macizos rocosos se pueden definir dos tipos de permeabilidad: Permeabilidad secundaria es cuando el agua fluye por las discontinuidades y permeabilidad primaria al fluir el agua entre los poros de la roca intacta, como se presenta en algunas rocas sedimentarias.

4. Descripción de los parámetros del macizo rocoso:

En la caracterización global del macizo rocoso en campo es importante la descripción de los parámetros siguientes:

➤ **Número de familias de discontinuidades:** El número de familia de

discontinuidades van condicionar el comportamiento mecánico del macizo rocoso, su modelo de deformación y sus mecanismos de rotura. El macizo rocoso en campo puede clasificarse por el número de familia de discontinuidades según la siguiente tabla.

Tabla 16. Clasificación de macizos rocosos por el número de familias de discontinuidades

Tipo de macizo rocoso	Número de familias
I	Masivo, discontinuidades
II	Una familia de discontinuidades
III	Una familia de discontinuidades
IV	Dos familias de discontinuidades
V	Dos familias de discontinuidades
VI	Tres familias de discontinuidades
VII	Tres familias de discontinuidades
VIII	Cuatro o más familias de discontinuidades
IX	Brechificado

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica

➤ **Tamaño de bloque:** Los macizos rocosos en cuanto a su comportamiento y sus propiedades resistentes y deformacionales van estar condicionados a los tamaños de los bloques. La dimensión y la forma de los mismos están definidas por el número de familias de discontinuidades, su orientación, su espaciado y su continuidad.

El parámetro J_v , es una de las maneras de describir el tamaño de los bloques, el cual representa el número total de discontinuidades que interceptan una unidad de volumen ($1m^3$) del macizo rocoso. Ante la dificultad de observar tridimensionalmente un afloramiento, el valor J_v se suele determinar contando las discontinuidades de cada familia que interceptan una longitud determinada,

midiendo perpendicularmente a la dirección de cada una de las familias, resultando definido el parámetro J_v por la siguiente expresión:

$$J_v: \Sigma (\text{n}^\circ \text{ de discontinuidades} / \text{longitud de la medida})$$

La longitud a medir dependerá de espaciado de cada familia de discontinuidad, variando entre 5 y 10 metros. Luego de calcular el valor J_v se procede a clasificar en función del número de discontinuidades el tamaño del bloque, según la tabla 17.

Tabla 17. Descripción del tamaño de bloque en función del número de discontinuidades

Descripción	J_v
Bloques muy grandes	< 1
Bloques grandes	1 - 3
Bloques de tamaño medio	3 - 10
Bloques pequeños	10 - 30
Bloques muy pequeños	> 30

Fuente: González de Vallejo, 2004. Parámetros de clasificación geomecánica

Grado de meteorización: La apreciación del grado de meteorización del macizo rocoso se efectúa por observación directa del afloramiento y comparación con los índices estándares.

2.5.9. CONSIDERACIONES SOBRE LA ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES¹³

Desde el punto de vista de la ingeniería, las inestabilidades que se pueden producir en la masa rocosa de las excavaciones subterráneas son clasificadas en dos

¹³ Néstor David Córdova Rojas, (2008). Geomecánica en el minado subterráneo, Lima-Perú

categorías:

- ✓ Las estructuralmente controladas, o conducidas por la gravedad, y
- ✓ Las controladas por la resistencia de la masa rocosa, o conducidas por los esfuerzos.

El comportamiento dominante de la masa rocosa de una excavación subterránea está en función de los esfuerzos in-situ y del grado de diaclasamiento y fracturamiento, así:

- ✓ En las rocas masivas sometidas a bajos niveles de esfuerzos in-situ, se espera que estén exentas de problemas de inestabilidad, a menos que por prácticas inadecuadas de excavación se dañe la integridad de la masa rocosa.
- ✓ En las rocas masivas sometidas a altos esfuerzos in-situ, se podrían esperar inestabilidades como descostramientos, lajamientos y astillamientos de la roca o trituramiento de la misma.
- ✓ En rocas moderadamente diaclasadas, sometidas a bajos esfuerzos, se podrían esperar inestabilidades de bloques rocosos conducidos por la gravedad.
- ✓ En rocas moderadamente diaclasadas, sometidas a altos esfuerzos, se podrían esperar inestabilidades controladas por la resistencia de la roca intacta.
- ✓ En rocas severamente diaclasadas, sometidas a bajos esfuerzos, se podría esperar el desmoronamiento y el hundimiento progresivo de la masa rocosa si es que no se utilizara oportunamente el sostenimiento adecuado.
- ✓ En rocas severamente diaclasadas, sometidas a altos esfuerzos, se podría esperar la fluencia de la masa rocosa si es que no se utilizara el sostenimiento

adecuado y oportuno.

Estos diferentes modos de comportamiento de la masa rocosa, deben ser considerados para el dimensionamiento de los diferentes componentes estructurales asociados al minado de un yacimiento y en general tener una visión de la respuesta de la masa rocosa involucrada. Para cada caso será necesario utilizar el modelo matemático que se adapte a las condiciones encontradas. Los componentes estructurales del minado, dependen del método de minado particular seleccionado para la explotación del yacimiento.

Las técnicas analíticas utilizadas en los diseños están basadas en la comparación de las resistencias disponibles y los esfuerzos actuantes (Factor de Seguridad); de esta comparación nacerán decisiones importantes para establecer las mejores alternativas en cuanto a la forma y al tamaño de las excavaciones y/o en cuanto a la provisión del soporte, refuerzo y/o mejoramiento de las propiedades físico-mecánicas de la masa rocosa bajo consideración. Esta metodología puede adecuarse a cada caso particular y no solamente aplicable en el diseño, sino también para la solución de los problemas de inestabilidades que puedan surgir por el rendimiento deficiente de algunas estructuras rocosas.

Existen algunos problemas cuya solución analítica es exacta como en el caso de la distribución de esfuerzos alrededor de excavaciones circulares. En otros casos sin embargo, debido principalmente a problemas de contorno, las ecuaciones planteadas no tienen una solución exacta, siendo necesario recurrir a los métodos numéricos. En la gran mayoría de los casos de explotaciones subterráneas se

usan los métodos numéricos.

Dentro de los métodos numéricos, hay dos formas: continua y discontinua, de enfocar el cálculo de los esfuerzos y las deformaciones de una mina, sin olvidar que la masa rocosa tiene discontinuidades estructurales. Los métodos continuos consideran a la masa rocosa como un medio continuo cruzado por discontinuidades, y los métodos discontinuos como conjunto de bloques individuales.

En los modelos continuos, el comportamiento de la masa rocosa puede ser modelado por medio de ecuaciones diferenciales de la mecánica de los medios continuos, siendo posible también analizar terrenos con discontinuidades estructurales (fallas, estratos, diaclasas, y otros tipos de discontinuidades). Gran parte de los modelos numéricos geomecánicos pertenecen a este dominio. Los modelos continuos se dividen a su vez en: métodos diferenciales y métodos integrales. En el primer caso están por ejemplo los métodos de los elementos finitos y de las diferencias finitas. En el segundo caso están por ejemplo los métodos de elementos de contorno, integrales de contorno y desplazamiento continuo.

Finalmente, la validez de los modelos matemáticos debe corroborarse mediante mediciones in-situ, es decir se deben calibrar estos modelos. Según la concordancia de los resultados, se podrá ya sea modificar el modelo utilizado inicialmente o variar los parámetros del macizo rocoso introducidos en este.

El dimensionado del minado termina cuando al comparar los esfuerzos ay

las deformaciones previstas por el modelo matemático con las admitidas por el macizo rocoso, se obtienen probabilidades de rotura o factores de seguridad admisibles.

2.6. ASPECTO CONCEPTUAL DEL RELLENO HIDRÁULICO

2.6.1. RELLENO HIDRÁULICO.

Es una alternativa para rellenar los tajos explotados por el método de corte y relleno; esta alternativa empleada en el Perú desde mediados de la década de los años 60, se introdujo con la finalidad de incrementar la productividad, mas no con fines ecológicos. El relleno hidráulico, que es más eficiente que el relleno neumático, el relleno hidroneumático y el recientemente introducido relleno en pasta, fue el que en muchos casos reemplazó al relleno detrítico o relleno sólido transportado en carros mineros o en camiones, desde las canteras hasta los tajeos y a un costo mucho más elevado que los otros métodos de relleno que se efectúan transportando los sólidos en medios fluidos por tubería e impulsados por bombas. El relleno hidráulico, así como cualquier método de relleno tiene dos fines primordiales: El primero es servir como piso de trabajo para efectuar la perforación, el disparo y el acarreo de mineral, y el segundo es servir de sostenimiento para que la mina no colapse debido al incremento de áreas abiertas. La preparación para relleno y el relleno son parte de las etapas de minado, dentro del ciclo de explotación por el método de corte y relleno, ya sea ascendente o descendente. Estas actividades de preparación para relleno y el relleno ocupan del 30% al 40% de tiempo empleado dentro del ciclo.

Debido a la premura con que se deben ejecutar las actividades del ciclo de minado, el relleno debe cumplir ciertos requisitos de granulometría y velocidad de percolación o índice de permeabilidad. El relleno hidráulico podría ser parte del relave desechado por la concentradora o cualquier material rocoso, aluvial o coluvial, sometido al proceso de chancado, tamizado, molienda y cicloneo. Generalmente, se utiliza el relave desechado por la planta concentradora para ciclonear, a fin de pasar las arenillas del relave (superiores a la malla 200), las que caen a un tanque de agua donde es mezclado mediante un agitador. Esta mezcla de la arenilla del relave con el agua es el relleno hidráulico, el que es lanzado por una bomba de lodo recíprocante, a fin de ser transportado mediante una tubería de alta presión de doble capa, con la pared interior de acero de alta aleación. La potencia de la bomba y el diámetro de la tubería son calculados en función de las condiciones y requerimientos que se presenten particularmente en cada mina; asimismo, los costos de inversión y de operación obedecerán a parámetros particulares de cada caso. Los finos del relave, resultantes del cicloneo, serán enviados a un depósito o cancha de relaves.

2.6.2. CONSIDERACIONES TEÓRICAS PARA SU APLICACIÓN

A. FACTORES FAVORABLES DEL RELLENO HIDRÁULICO.

- Los costos de operación y mantenimiento son bajos.
- El transporte por tuberías es más eficiente, ágil y flexible, veloz y económico que el transporte de detritus por echaderos y locomotoras.
- Las operaciones de explotación se ven agilizadas por una reducción en el ciclo de minado.

- El relleno puesto en el vacío busca su nivel en un plano horizontal por ser un fluido, evitando el esparcimiento manual o mecánico.
- Ofrece resistencia al desplazamiento de las cajas; siendo el relleno una pulpa, ocupa los intersticios de los vacíos ocupando esos espacios que con el relleno mecánico no se logra alcanzar, además de la porosidad que es menor en el relleno hidráulico que en el relleno empleando detritus.
- La forma del uso del relleno hidráulico hacen que el requerimiento de labor sean bajos, su introducción a las labores, y su fácil consistencia a la consolidación hacen que se adapten fácilmente a las técnicas modernas de minado y se preste para control automático.
- Reduce el volumen de relave a ser almacenado en superficie por el hecho de emplear parte del relave previamente clasificado disminuyendo así los costos de almacenamiento.
- Disminuye el periodo no productivo durante el ciclo de minado.
- Se disminuye la cantidad del personal y maquinaria durante la operación de relleno.
- Se reduce la cantidad de polvo en las labores y se mantiene fresco el ambiente.
- Ofrece un piso nivelado y resistente sobre todo para equipos sobre neumáticos.
- Estabilidad del techo en tajeos invertidos, para métodos de corte y relleno descendente, dónde se determinara las cargas que deben soportar y si será necesario el empleo de componentes cementantes.
- La carga estática se convierte en energía potencial, permitiendo transportar el relleno horizontalmente con la energía ganada en la caída vertical.

- Los tajeos son rellenados entre un 85% a 90%.

B. FACTORES DESFAVORABLES

- ✓ En niveles bajos donde se bombean las aguas subterráneas, tiene problemas de acumulación de finos en las cámaras.
- ✓ Las cunetas deben estar en óptimas condiciones, ya que el promedio de agua enviado con el relleno hidráulico es alto.
- ✓ Los finos de relleno son arrastrados en la filtración y depositados en las cunetas obstruyéndolas, y en galerías ocasionando problemas en el transporte de las labores. Obstrucción y atoramiento de las tuberías por altas densidades de la pulpa, por roturas de tuberías o desacoples de los mismos.
- ✓ Fugas en las tuberías por desgaste de las mismas, o en las conexiones de tuberías mal aseguradas.
- ✓ Posibles fugas de relleno hidráulico por rotura del yute de retención o rotura de los puntales de soporte de barreras.
- ✓ El mantenimiento de las bombas y red de tuberías, requiere de personal capacitado.

2.6.3. PULPA.

Se define como pulpa a la mezcla constituida por una fase sólida y una líquida, donde la fase líquida transporta a la sólida en suspensión.

2.6.4. CLASIFICACIÓN DE LA PULPA.

A. Pulpa homogénea.

Son mezclas cuyo diámetro (ϕ) de partículas es menor ($<$) a $40 \mu - 50 \mu$ (polvos) y alteran la viscosidad del fluido de transporte, la distribución de las partículas en el medio líquido es homogénea, el flujo ocurre a una viscosidad aparente la cual varía con la velocidad. Ejemplo arcillas, óxido de torio, estas mezclas son transportadas bajo un régimen de flujo laminar ($\phi < 40 \mu$).

B. Pulpa heterogénea.

Son mezclas que forman un sistema de dos fases en la cual el líquido conserva su individualidad y su viscosidad Ej. Relleno hidráulico, arenas concentrados.

- a. En suspensión heterogénea si las partículas son pequeñas y la velocidad del flujo es alta y es mantenida en suspensión por tubería.
- b. Por saltación (mediante saltos pequeños e intermitentes) si las partículas son grandes o la velocidad del flujo es baja.

2.6.5. VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE RELLENO HIDRÁULICO.

A. VENTAJAS DEL RELLENO HIDRÁULICO

- ✓ Cuando se utiliza relave de una planta concentradora el costo de la obtención del material es cero, ya que la planta cubre los costos de reducción de tamaño del material.
- ✓ Cuando se utiliza el material detrítico producto de las labores de preparación y desarrollo se contribuye a maximizar la vida útil de las desmontaras y asimismo se minimiza el impacto ambiental.

- ✓ El transporte en tuberías es mucho más económico, eficiente y rápido que con otro tipo de transporte.
- ✓ Al depositarse el relleno en el tajo en forma de pulpa tiende a buscar su nivel en forma natural, eliminando así la necesidad de utilizar recursos adicionales para esparcirlo manual o mecánicamente.
- ✓ El relleno hidráulico por la granulometría del material que es de fácil control permite una alta resistencia al movimiento de las cajas.
- ✓ El relleno hidráulico permite aumentar la eficiencia y productividad en los tajos debido a la disminución del consumo de madera y a la reducción del costo de minado por la versatilidad que brinda.

B. DESVENTAJAS DEL RELLENO HIDRÁULICO

- ✓ El sistema de relleno hidráulico requiere una alta inversión de capital, para lo cual es necesario tener un sustento financiero de aplicabilidad.
- ✓ La introducción de agua en el relleno a la mina es un problema si el drenaje se realiza por bombeo.
- ✓ Cuando se utiliza material con contenidos altos de pirita o pirrotita, al oxidarse estos sulfuros se produce una reacción exotérmica lo cual eleva la temperatura y produce anhídrido sulfuroso.
- ✓ En el agua de drenaje del relleno siempre arrastra cierta cantidad de finos los cuales se depositan en los niveles inferiores de las labores rellenas.

2.6.6. PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DE RELLENO HIDRÁULICO.

1. **Porosidad (%)**.- Es la relación entre el volumen de vacíos y el volumen total del material. Si la porosidad se expresa en porcentaje (%), se denomina porcentaje de vacíos.

$$n = \frac{Vv}{Vt}$$

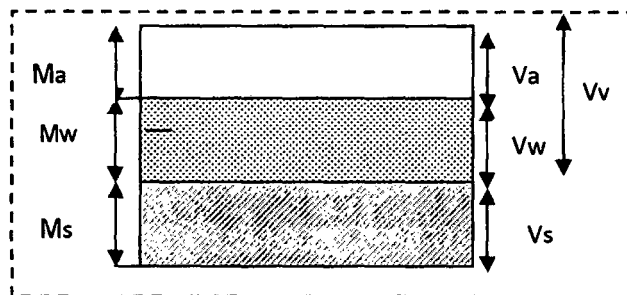


Figura N°07 Fase sólida, líquida y gaseosa en el material de relleno

Donde:

Ma :Masa de aire

Va: volumen de aire

Mw : masa de agua

Vw: volumen de agua

Ms : masa de sólidos

Vs : volumen de sólidos

Vt: volumen total

Vv: volumen de vacío

- **Relación de vacíos (ϵ).**

Está dada por la siguiente expresión:

$$\epsilon = \frac{Vv}{Vs}$$

Donde los valores de ϵ , para los rellenos hidráulicos por lo general varían entre los valores que se muestran en la tabla siguiente:

Tabla 18. Relación de vacíos de tipos de relleno

RELLENO	ϵ
Arenosos	0,6 – 0,9
Areno-arcillosos	0,8 – 1,6
Arcillosos	1,5 – 2,5

Fuente: Estudio experimental de relleno hidráulico en la mina Atacocha.

- **Relación de vacíos máxima ($\epsilon_{\text{máx.}}$)**

Se expresa mediante la siguiente relación:

$$\epsilon_{\text{max}} = \left(\frac{S_s}{D_{\text{min.}}} \right) - 1$$

Donde:

S_s : Gravedad específica de los sólidos (t/m^3)

D_{min} : Densidad mínima (t/m^3)

- **Relación de vacíos mínima ($\epsilon_{\text{mín.}}$)**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$\epsilon_{\text{min}} = \left(\frac{S_s}{D_{\text{max.}}} \right) (1 + W) - 1$$

Donde:

S_s = Gravedad específica de los sólidos (t/m^3)

$D_{\text{máx.}}$: Densidad máxima (t/m^3)

W: Porcentaje de humedad con la que se determina la densidad máxima.

2. Contenido de humedad (w)

Expresado por:

$$w = \left(\frac{M_w}{M_s} \right) \times 100$$

Donde:

M_w : masa de agua

M_s : masa de sólidos

3. Grado de saturación (S_r)

Definido por:

$$S_r = \left(\frac{V_w}{V_v} \right) \times 100$$

Para las arenas se tiene la siguiente clasificación por su contenido de humedad:

Tabla N°19. Clasificación de las arenas según su humedad

CONDICIÓN DE ARENA	W (%)
Seca	0
Ligeramente húmeda	1 – 25
Húmeda	26 - 50
Muy húmeda	51 – 75
Mojada	76 - 99
Saturada 100	100

Fuente: Estudio experimental de relleno hidráulico en la mina Atacocha.

4. **Cohesión (C).**- Es la atracción existente entre las partículas de un suelo, originada por las fuerzas moleculares y las películas de agua. La cohesión de un relleno variará si cambia su contenido de humedad, en las arenas la cohesión es prácticamente nula.
5. **Fricción interna (ϕ).**- Es la resistencia al deslizamiento debido a la fricción que hay entre las superficies de contacto de las partículas. Depende de la granulometría del material, de la forma de las partículas y de su densidad. En caso de arenas el ángulo de fricción interno es alrededor de 30°

Tabla N°20.Fricción interna de diversas materiales.

Material	Condición suelta	Condición densa
Arena y grava	$33^\circ - 36^\circ$	$45^\circ - 47^\circ$
Arenas medias	$30^\circ - 33^\circ$	$40^\circ - 45^\circ$
Arenas finas	$26^\circ - 30^\circ$	$32^\circ - 38^\circ$
Arenas limosas (muy finas)	$25^\circ - 30^\circ$	$30^\circ - 35^\circ$

Fuente: Lázaro Wilder H. Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena

6. **Consolidación.**- Es el cambio de volumen de una carga constante a medida que transcurre el tiempo. Se diferencia de la compresión, en que en ésta hay un cambio de volumen debido a un incremento de carga. El relleno tiende a consolidarse bajo cargas estáticas, tales como las que ocurren cuando el tajeo tiende a cerrarse. Esta consolidación inicial puede ser muy grande en rellenos sueltos, mientras que en rellenos densos tienen menor tendencia a consolidarse bajo cargas estáticas. Después de una consolidación inicial ocurre una consolidación secundaria más lenta tanto en rellenos sueltos como en densos.

- 7. Compactación.-** Es la densificación artificial de los suelos. Los materiales cohesivos se compactan mejor bajo cargas dinámicas. La eficiente compactación de estos materiales a su máxima densidad está en muchos casos, en relación al contenido de agua del material. La cantidad de agua presente debe ser suficiente como para lubricar las partículas; un exceso de agua llenará los vacíos y creará tensiones neutras positivas en el suelo, reduciendo así su densificación. En materiales no cohesivos, como muchos rellenos, no se llega generalmente a su máxima densidad mediante la aplicación de cargas estáticas o dinámicas, siendo necesario el uso de vibradores.
- 8. Cementación.-** La cementación de los rellenos hidráulicos puede tomar muchos años, dependiendo principalmente de la composición química del relleno. Los rellenos provenientes de relaves pobres en sulfuros muestran un grado de cementación baja. En realidad la cementación ocurre en estos rellenos, en un periodo corto de tiempo, pero las altas temperaturas debido a las oxidaciones son una desventaja para la cementación.
- 9. Compresibilidad.-** Los rellenos hidráulicos son los menos compresibles de todos los rellenos usados como soporte en minería subterránea. Rara vez se comprimen más del 20%, variando generalmente entre 5% y 10% .La resistencia del relleno no se desarrolla hasta que el contenido de agua ha sido reducido de un semifluido a una condición consolidada.

Tabla N°21.Compresibilidad de materiales de relleno hidráulico

MATERIAL CONFINADO IMPEDIDO A MOVERSE LATERALMENTE	TONELADAS NETAS POR m ² PARA PRODUCIR UNA COMPRESION DE:					CARGA Y COMPRESIÓN AL FINAL DEL ENSAYO	
	3%	5%	10%	20%	30%	CARGA (TM)	COMPRESIÓN (%)
Arenisca rota	35.8	59.7	143.4	501.6	1061.3	666	35
Arenisca rota y arena	37.7	62.1	262.9	3320.7	-	666	33
Cenizas de carbón secas	10.8	20	57.3	116.3	269.1	666	51
Cenizas de carbón húmedas	-	-	-	59.2	236.8	666	51
Arena seca	32.3	56.7	358.4	1388.5	5371.2	666	32.2
Arena húmeda	423	712.2	1870	5978.3	-	666	20.75

Fuente: Lázaro Wilder H., Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena.

Tabla N° 22.Características de rellenos arenosos y arcillosos

CARACTERÍSTICAS	ARENAS	ARCILLAS
Relación de vacíos	Baja	Alta
Cohesión	Baja	Acentuada función de la humedad
Fricción interna	Alta	Baja
Compresibilidad	Ligera	Alta, función del tiempo
Permeabilidad	Variable	Impermeable

Fuente: Lázaro Wilder H. Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena.

2.6.7. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.

Determina la distribución del tamaño de las partículas o granos que constituyen un material. Esta distribución se analiza en base a su porcentaje de su peso total. La fracción muy gruesa consiste de fragmentos de rocas compuestas de uno o más minerales, pudiendo estas ser angulares, redondeados o planos. Pueden ser frescos o mostrar signos de alteración, resistentes o deleznales. Esta fracción recibe el

nombre genérico de grava. En las fracciones finas y muy finas, cada grado está constituido de un solo mineral. Las partículas pueden tener formas angulares, tubulares o escamas, pero nunca redondeadas.

Tabla N°23. Rango de tamaño de partículas de los materiales

MATERIAL	TAMAÑO	
	DESDE	HASTA
Finas		0,075 mm
Arenas	0,075 mm	0,085 mm
Gruesos	0,085 mm	5,000 mm

Fuente: Lázaro Wilder H. Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena

Diámetro Efectivo.- Es el tamaño de las partículas que corresponden al 10% del producto más fino.

2.6.8. COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD (Cu).

Se define como la razón del diámetro determina la uniformidad del suelo, es representada por la extensión de la curva de distribución granulométrica. Un suelo con $Cu < 4$ indica baja concentración de partículas finas en el material esto hace que la percolación del agua sea mayor, mientras que un valor $Cu > 5$ indica la presencia de gran cantidad de partículas finas y causa una difícil percolación del agua.

$$Cu = \frac{D_{60}}{D_{10}}$$

- Cu: Coeficiente de uniformidad.
- D_{60} : Diámetro de las partículas más grande que se encuentra en el 60% de la fracción acumulativa

- D_{10} : Diámetro de la partícula de mayor tamaño presente en el 10% de fracción acumulativa.

2.6.9. VELOCIDAD DE PERCOLACIÓN (V_p).

Es una medida de la velocidad con el que el agua pasa a través del material de relleno.

$$V_p = \left(\frac{L \times Q}{H \times A} \right)$$

V_p : Velocidad de percolación

Q. Caudal (cm^3/hora)

L : Altura de la masa granular

A: Área de la sección (8cm^2)

H: Altura donde el nivel del agua es constante.

Los valores de la velocidad de percolación tenemos:

Rango $V_p(\text{cm/hr})$	Consecuencia	Observación
$V_p < 4$	Presencia de gran cantidad de partículas finas en el material, causando la difícil percolación del agua	No aceptable
$V_p = 10$	Buen drenaje	Óptima
$4 < V_p < 20$	Regular drenaje	Aceptable
$V_p > 20$	Presencia de baja concentración de partículas finas en el material, con tendencias a producirse el fenómeno del embudo	No aceptable

Fuente: Carlos Batallanos Proyecto de diseño de relleno hidráulico en la mina huaron

Panamerican Silver S.A.C

2.6.10. GRAVEDAD ESPECÍFICA DE LOS SÓLIDOS

Es la relación entre el peso específico del sólido y el peso específico del agua. Por ejemplo los sólidos que con mayor frecuencia se transporta son:

Tabla N° 24. Gravedad específica de material solido

MATERIAL SÓLIDO	GRAVEDAD ESPECÍFICA
Asfalto	1,5
Carbón	1,40
Fosfatos	2,70
Caliza	2,70
Concentrado de cobre	4,30
Mineral de hierro	4,90

Fuente: Lázaro Wilder H. Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena

2.6.11. TAMAÑO MÁXIMO DE LAS PARTÍCULAS

Debido a que las partículas de mayor tamaño tienden a sedimentarse más rápido que las partículas menores, es necesario conocer el tamaño máximo de las partículas sólidas para así determinar la velocidad máxima de sedimentación que tendrán.

Tabla N° 25. Valores recomendados de tamaño máximo de partículas solidas en una pulpa

SÓLIDO	TAMAÑO MÁXIMO (mm)	MALLA
Asfalto	4,76	4
Carbón	2,38	8
Caliza	0,30	48
Concentrado de cobre	0,21	65
Concentrado de hierro	0,15	100

Fuente: Lázaro Wilder H. Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena

2.6.12. DUREZA DE LOS SÓLIDOS

Esta característica determina el tipo y material del equipo a utilizarse en su transporte. En la tabla siguiente se da el grado de dureza de materiales sólidos según la escala de Mohs.

Tabla N° 26. Escala de Mohs de la dureza de los materiales sólidos

MATERIAL	ESCALA MOHS
Carbón (malla 30)	1 (talco)
Lignito	2 (yeso)
Caliza	3 (calcita)
Carbón (malla 16)	4 (fluorita)
Magnetita	5 (apatito)
Concentrado de cobre	6 (ortosa)
Fosfatos	7 (cuarzo)
Pirita	8 (topacio)
Calcopirita	9 (corindón)

Fuente: Lázaro Wilder H. Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena

La abrasividad del material sólido tiene una relación directa con la escala de Mohs:

Tabla N° 27. Relación entre la escala de Mohs y la abrasividad

ESCALA MOHS	ABRASIVIDAD
1 - 3	No abrasivo
3	Ligeramente abrasivo
4 - 6	Medianamente
7 - 9	Altamente abrasivo

Fuente: Lázaro Wilder H. Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena

2.6.13. RELLENO HIDRÁULICO EN TAJEOS.

1. PREPARACIÓN DE BARRERAS PARA EL RELLENO.

Normar los trabajos de preparación para obtener un relleno óptimo y evitar fugas (contaminación)

A. Preparación de barreras

1. Madera aserrada de 8"x8"x10' o redondo de 8" \varnothing x10' para postes
2. Redondos de 6" \varnothing x 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. Los 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 +/-45° respecto el puntal.

La preparación de barreras se observa en Anexo (Imagen N°02).

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 agudo o filos cortantes 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 3,00m. Posee en la parte inferior un canal colocado perpendicularmente a esta el cual 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 2,50m a 3m en las chicas o mediana generalmente va una torre y casi pegada al enrejado.

8. Se realiza las instalaciones correctas de tuberías y mangueras de relleno asegurándose los acoplamientos para evitar fugas.
9. Finalmente se instala la línea de comunicación de teléfono y proceder.

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, ésta de una altura de 2,50 metros.
5. Se efectúa el contenido de tuberías y líneas de comunicación previamente dejando en orden y limpia el tajeo a ser relleno.
6. Se procede el relleno previa comunicación constante y verificación de la densidad del relave que es bombeada desde el silo.

2.6.14. 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 relleno el operador del tajeo comunica por teléfono al operador de la zanja de relleno para el inicio, para lo cual se lavará 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 una altura de 0,80 metros 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 finalizar 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.

2.6.15. 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.

2.6.16. DRENAJE.

Antes de iniciar el relleno se procede a la limpieza de cunetas y se preparan pequeños pozos al pie de 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 de 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 drenará 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.

2.7. EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO

La evaluación económica se realiza con la finalidad de definir si se debe invertir el capital en un proyecto o utilizarlo en una forma diferente. Para ello es necesario medir el valor del proyecto en función a los beneficios que generará y los costos que requerirá.

Una vez tomada la decisión de invertir capital en un proyecto y cuando ya se ha realizado la inversión, los que suministran y administran el capital deben conocer los resultados financieros. Por lo tanto es necesario establecer procedimientos que puedan registrar y resumir los movimientos financieros relacionados con la inversión, determinando la eficiencia financiera.

En este caso el relleno hidráulico no va a generar utilidades por ventas de productos, sino que generará un ahorro por disminución de los costos de

operación. Para fines de evaluación el ahorro se tomará como ganancia o utilidad.

2.7.1 MÉTODOS DE EVALUACIÓN FINANCIERA

Debido a que siempre hay una depreciación de la moneda es necesario cuantificar el grado de riesgo y rentabilidad de la inversión a través de una tasa de interés pertinente.

Existen diferentes formas de comparar los costos con los beneficios de un proyecto. Dependiendo de esta comparación se puede obtener diversos coeficientes o magnitudes los cuales indicarán diferentes aspectos del valor del proyecto. A continuación se presenta algunos indicadores financieros más utilizados:

2.7.2. VALOR PRESENTE NETO (VPN)

Llamado también valor actual neto (VAN), es la suma algebraica de los valores actualizados de los costos y beneficios generados por el proyecto durante su horizonte de evaluación.

A. Valor actualizado

En lugar de homogenizar los valores en términos de desembolsos anuales, se puede realizar en términos de inversión inicial, reduciendo todos los pagos anuales al equivalente de un solo pago, efectuado junto con la inversión.

La fórmula que se utiliza para su cálculo es la siguiente:

$$p = A \left(\frac{1}{F_{re}} \right) = A \times F_{\infty}$$

Donde:

- P = Capital prestado.
- A = Anualidad, seria de pagos efectuados a intervalos iguales de tiempo.
- F_{∞} = Factor de actualización.
- F_{re} = Factor de recuperación de capital.

$$F_{re} = \frac{[\tau(1 + \tau)^n]^n}{[(1 + \tau)^n - 1]}$$

Donde:

τ = tasa de interés anual en porcentaje.

η = Horizonte o años de vida del proyecto.

B. Fórmula del VAN.

$$VAN = \sum_{\tau=0}^n \left[\frac{(B\tau - C\tau)x^2}{(1 + \tau)^{\tau}} \right]$$

Donde:

- **B τ** = Beneficios durante el Proyecto.
- **C τ** = Costos realizados en el periodo.
- τ = tasa de interés anual en porcentaje.

- n = horizonte del proyecto.

C. Regla de decisión:

- $VAN > 0$, se analiza o se continúa el proyecto.
- $VAN = 0$, es indiferente, se debe considerar el riesgo.
- $VAN < 0$, se rechaza el proyecto.

Cuando existen varios proyectos de comparación se elige el que tenga mayor VAN.

2.7.3. TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

Llamada también tasa interna de recuperación. Se define como aquella tasa de descuento para el cual el VAN resulta igual a cero. Se calcula generalmente por tanteos, ensayando sucesivas tasas de descuento que aproximen el valor del VAN cada vez más a cero. La interpolación y extrapolación de valores del VAN pueden ayudar a acercarse más rápidamente al verdadero valor de la TIR.

La TIR refleja el valor de rentabilidad total del proyecto, es decir equivale a la tasa de interés compuesto que se tendría que obtener del capital invertido en el proyecto para percibir un flujo de beneficios netos financieramente equivalentes a los generados por el proyecto.

2.7.4. COEFICIENTE BENEFICIO-COSTO (B/C)

Es el coeficiente que resulta de dividir la sumatoria de los beneficios actualizados entre la sumatoria de los costos actualizados generados por el proyecto a lo largo de su horizonte. Se calcula con la fórmula siguiente:

$$B/C = \frac{\sum_{\tau=0}^n \left[\frac{(1 + r)^{\tau}}{(1 + r)^{\tau}} \right]}{\sum_{\tau=0}^n \left[\frac{C_{\tau}}{(1 + r)^{\tau}} \right]}$$

2.7.5. PERIODO DE RECUPERACIÓN DE LA INVERSIÓN

Se define como el tiempo requerido para que los beneficios netos del proyecto compensen al costo de inversión.

CAPÍTULO III

PARTE EXPERIMENTAL

3.1. POBLACIÓN

3.1.2. CARACTERÍSTICAS Y DELIMITACIONES.

La población está conformada por la mina Papagayo en los niveles Nv1927, 1890, 1865, 1847 y Nv.1827. y las condiciones del macizo rocoso.

3.1.3. UBICACIÓN ESPACIO TEMPORAL

- ✓ Paraje : Papagayo
- ✓ Anexo : Vijus
- ✓ Distrito : Patáz
- ✓ Provincia : Patáz
- ✓ Región : La Libertad

Unidad Paraíso, mina Papagayo, veta Glorita de la Compañía Minera Poderosa S.A.

3.2. MUESTRA

3.2.1. TÉCNICA DE MUESTREO

Como técnicas de muestreo se empleó el muestreo no probabilístico para realizar los siguientes análisis: análisis granulométrico, velocidad de sedimentación, prueba de velocidad de percolación.

3.2.2. TAMAÑO Y CÁLCULO DE MUESTRA.

El tamaño total de la población lo conforman las canteras de la zona glorita, el desmonte extraído de la mina por la explotación; por lo tanto la muestra es determinada y pequeña; ya no se empleará el cálculo de la muestra; se trabajará con las siguientes muestras:

- ✓ 3 kg de arena de la cantera glorita.
- ✓ 3 kg del desmonte triturado.
- ✓ 5 litros de agua.
- ✓ La relación será 1 a 1(arena de cantera / desmonte triturado)

3.3. DESCRIPCIÓN DE LA EXPERIMENTACIÓN

La parte experimental de este estudio, se realizó considerando a nivel de pruebas de laboratorio:

- Pruebas de análisis granulométrico.
- Pruebas de filtración y sedimentación.
- Pruebas de ensayo para determinar la mezcla óptima de relleno hidráulico (relación liquido-sólido).
- Incremento de resistencia y por aditivos y la preparación de probetas para pruebas de resistencia a la compresión simple.

3.4. ETAPAS DE EXPERIMENTACIÓN

Primera. Recolección de datos a través de las técnicas e instrumentos y el cumplimiento de las condiciones.

Segundo: Una vez obtenida la mejor combinación entre la cantera de Glorita y el desmonte de mina reducido a una granulometría menor a 3/8", se procedió a mezclar ambos productos en una relación de 1:1; 2:1; 3:1

Tercero. Continuando con los ensayos en el laboratorio con la arena de la cantera de Glorita, el material se pasó por una chancadora para uniformizarlo a malla - 1/4" y luego se procedió a moler dicho material a diferentes tiempos (5; 7,5 y 10 minutos) y a cada uno de estos se le practicó el análisis granulométrico.

Cuarto: Análisis sólo utilizando material de la cantera de Glorita; pues en esta zona existe un gran volumen de material insitu para el relleno y que además es de donde procede el material existente en las zonas de Papagayo y la Brava.

3.5. PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

3.5.1. CALIDAD DEL MATERIAL DE RELLENO

Para la determinación del material adecuado a utilizarse en el relleno hidráulico de la veta Glorita se han realizado análisis granulométricos de los distintos posibles agregados de cantera de Glorita 1 y el chancado de material del desmonte proveniente del interior de mina.

La distribución granulométrica ideal para que el relleno alcance una máxima densidad in-situ de tal forma que garantice la resistencia a la compresión uniaxial del diseño, viene determinada por la **Curva de Talbot** (curva para

máxima densidad).

3.5.2. PRUEBA DE ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.

Este análisis determinó la distribución del tamaño de las partículas ó granos que constituyen un material. Esta distribución se analiza en base a su porcentaje de su peso total.

La fracción muy gruesa consiste de fragmentos de arena gruesa, con formas angulares, redondeadas ó planos. Pueden ser frescos ó mostrar signos de alteración, resistentes ó deleznales. Esta fracción recibe el nombre genérico de gruesos.

En las fracciones finas y muy finas, cada grano está constituido de un solo mineral. Las partículas pueden tener formas angulares, tubulares ó escamas, pero nunca redondeadas.

A. Primer análisis de muestras

Las muestras de arena sometidas a los ensayos granulométricos procedentes de la zona de Papagayo en el Nv.1987. (lecho del río), de la quebrada La Brava en el Nv.2080 y de la cantera de Glorita en el Nv.3420; se obtuvo los siguientes resultados:

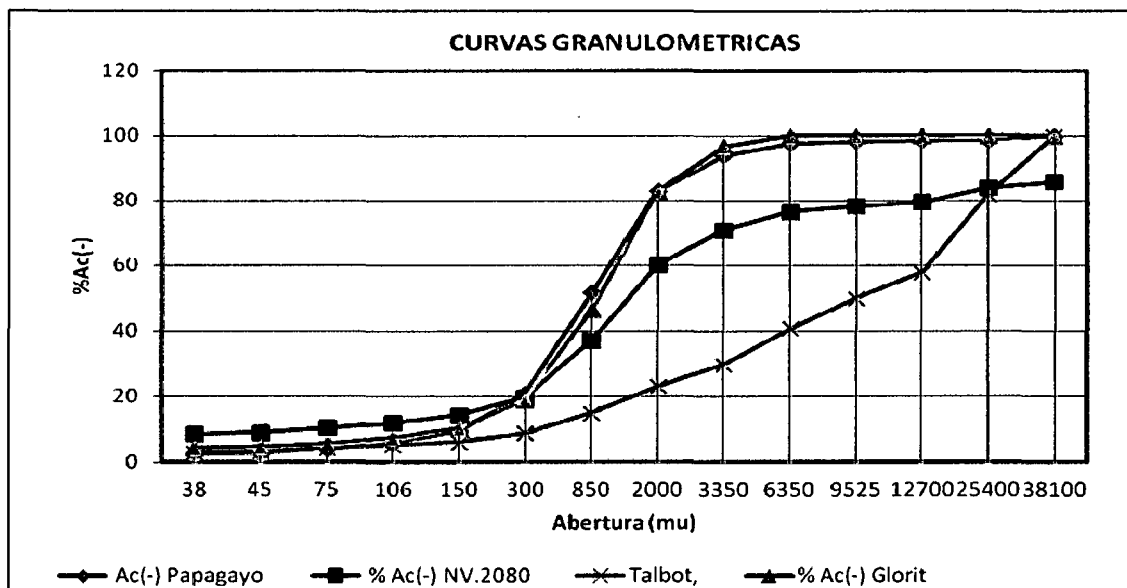
✓ Análisis granulométrico:

A continuación se presenta un resumen del análisis granulométrico de las distintas posibles canteras de material para el relleno hidráulico:

Tabla N° 28, Primer análisis granulométrico

Malla	Abertura (mu)	% Ac(-) Papagayo	% Ac(-) NV.2080	% Ac(-) Glorita	Talbot
+1 1/2"	38100	100	85.68		100.00
+1"	25400	98,77	83.84		81.65
+1/2"	12700	98,53	79.43	100.00	57.74
+3/8"	9525	98,24	78.27	99.97	50.00
+1/4"	6350	97,68	76.54	99.90	40.82
+M6	3350	93,81	70.84	96.72	29.65
+M10	2000	83	60.12	82.73	22.91
+M20	850	51,69	37.14	46.54	14.94
+M50	300	20,86	19.75	19.06	8.87
+M100	150	9,55	14.42	10.25	6.27
+M150	106	6	11.97	7.53	5.27
+M200	75	4,03	10.45	5.84	4.44
+M325	45	2,89	9.04	4.63	3.44
+M400	38	2,65	8.60	4.32	3.16
Ø60		1155	1994	1278	13903
Ø10		156	65	146	402
C.U.=Ø60/Ø10		7,40	30,68	8.75	34.57

Figura N°08. Curva granulométrica del primer análisis granulométrico.



La Curva Talbot viene a ser la distribución ideal de los granos, para lo cual el

resto de curvas tiene que estar lo más próximo posible a ésta, del gráfico en la imagen N°06 se deduce que les faltan finos a las muestras.



Imagen N°06. Arena de la zona de Gloria Nv.2420

✓ **Velocidad de sedimentación (prueba del Slump)**

Para la realización de esta prueba se utilizó un cono de base menor ó igual a 10cm, y base mayor ó igual a 20cm y una altura igual a 30cm. La prueba del slump consiste en depositar la pulpa dentro de un cono, luego se retira el cono de metal y se mide el cono formado por el material en el momento que se descarga el relleno; la altura de este cono debe ser de 1" para que se puedan depositar y acomodar en el tajeo.

Para la prueba se utilizó, las siguientes condiciones:

- Capacidad del cono: 5 litros
- Relación de mezcla: 1 a 1
- Peso de arena: Igual valor al del peso del agua, 3kg
- Peso de agua: Igual valor al del peso de arena, 3kg.

✓ **Prueba de velocidad de percolación**

La velocidad de percolación más adecuada debe ser de $4 < V_p < 20 \text{cm/hr}$. Para determinar la velocidad de percolación se realizó dos pruebas:

Prueba N° 1: arena sin moler, mas agua.

- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 2kg
- Peso de agua : 2kg

El tiempo de percolación fue de 2cm en 9 minutos, es decir:

$$0,22 \text{cm/min.} = 13,33 \text{cm/hr.}$$

Prueba N° 2: material molido, mas agua.

- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 3,1kg
- Peso de agua : 3,1kg

El tiempo de percolación fue de 2cm en 20 minutos, esto es $0,10 \text{cm/min.} = 6 \text{cm/hr}$ como podemos observar hay una disminución respecto a la primera prueba, esto debido a que el material se a molido.

B. Segundo análisis de muestras.

Para el segundo análisis se ha utilizado solamente material de la cantera Glorita Nv.2420; pues en esta zona existe un gran volumen de material insitu para el

relleno y que además es de donde procede el material existente en las zonas de Papagayo y la Brava.

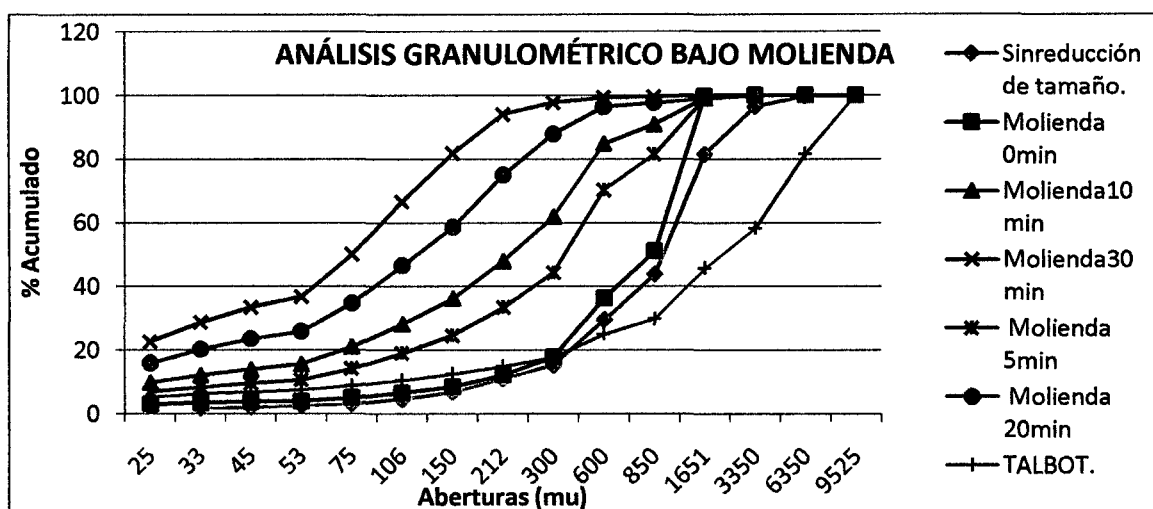
✓ **Análisis granulométrico:**

Para dicho ensayo la muestra se pasó por molienda a distintos tiempos y se le practicó el análisis granulométrico cuyo resultado se da en el siguiente cuadro:

Tabla N° 29. Segundo análisis granulométrico

Malla	Abertura (mu)	% Acum (-)						
		Sin reducción de tamaño	Molienda 0min	Molienda 5min	Molienda 10min	Molienda 20min	Molienda 30min	TALBOT
3/8"	9525	100	100	100	100	100	100	100
1/4"	6350	99,77	100	100	100	100	100	81,66
m6	3350	96,43	100	100	100	100	100	58,3
m10	1651	81,54	99,74	98,89	98,96	98,98	100	45,82
m20	850	43,91	51,16	81,45	90,87	97,68	99,62	29,87
m30	600	29,62	36,56	70,37	84,84	96,41	99,35	25,1
m50	300	15,33	17,88	44,39	61,92	87,93	97,77	17,75
m70	212	11,12	12,24	33,4	48,04	74,96	94,05	14,92
0	150	6,91	8,59	24,65	36,24	58,61	81,81	12,55
0	106	4,64	6,62	19,1	28,24	46,59	66,69	10,56
0	75	3,22	5,04	14,21	21,1	34,88	50,11	8,87
0	53	2,66	3,99	10,77	15,67	25,96	36,85	7,46
0	45	2,1	3,8	9,62	14,01	23,61	33,52	6,87
0	33	1,83	3,45	8,42	12,2	20,28	28,77	6,32
0	25		3,1	6,98	9,81	15,95	22,66	5,12
Ø60		1192	996	480	288			
Ø10		196	174	48	26			
C.U.=Ø60/Ø10		6.10	5.72	10.08	11.23			

Figura N°09. Curva granulométrico, segundo análisis granulométrico.



En el cuadro se observa que a mayor tiempo de molienda de la muestra se va alejando de la curva Talbot; esto es porque se va generando mayor cantidad de finos los cuales producen lamas y esto no permite una buena percolación.

✓ **Velocidad de sedimentación (prueba del Slump)**

Como resultado se tuvo un Slump de 1,6pulgadas de altura lo que nos indica que vamos mejorando con relación al primer análisis, nuestro objetivo es llegar a menos de 1pulgada de altura.

✓ **Prueba de la velocidad de percolación**

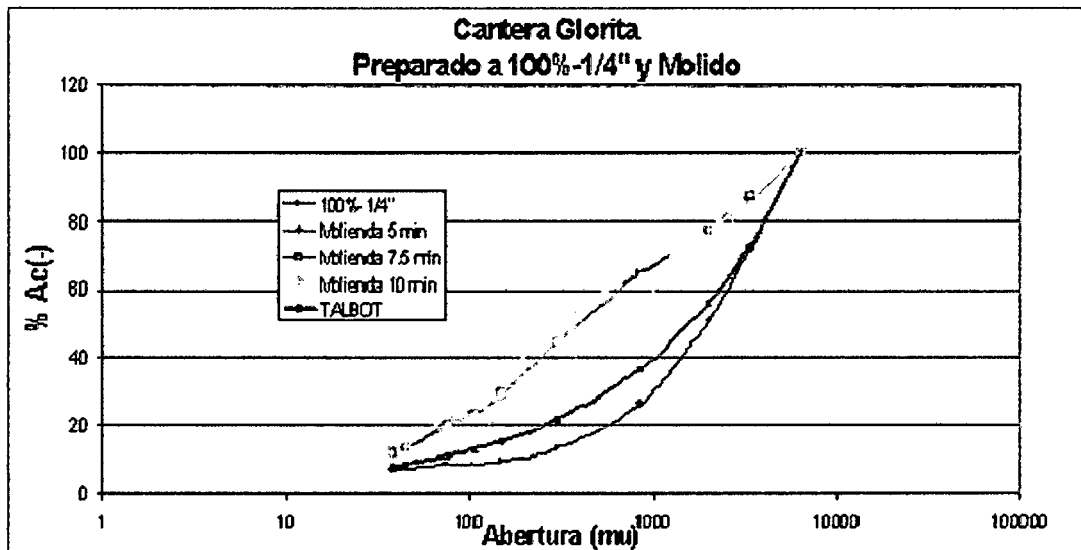
La velocidad de percolación es de 0,50cm/hora; lo que equivale a 0,20pulg/hora. Esto nos indica que se produciría el fenómeno de embalse por lo tanto el agua no va a circular.

C. Tercer análisis de muestras

✓ **Análisis Granulométrico:**

Continuando con los ensayos en el laboratorio con la arena de la cantera de Glorita, el material se paso por una chancadora para uniformizarlo a malla - 1/4" y luego se procedió a moler dicho material a diferentes tiempos (5; 7,5 y 10 minutos) y a cada uno de estos se le practicó el análisis granulométrico.

Figura N° 10. Tercer análisis granulométrico



En el cuadro se observa que a mayor tiempo de molienda de la muestra se va alejando de la Talbot; como en el ensayo anterior, esto nos indica que el material requiere menos de 5 minutos de molienda para alcanzar la curva de máxima densidad.

Al llevar al agitador dicha pulpa, nos percatamos de la falta de uniformidad de la misma; es decir; no emulsiona, para lo cual se le agregó un aglomerante (cal) en un porcentaje bajo de 0,75kg/t, con dicha añadidura se consiguió una pulpa favorable; ya que al someterlo a la prueba del Slump y Percolación muestra resultados

favorables.

✓ **Velocidad de sedimentación (prueba del SLUMP)**

Para la prueba se utilizó:

- Capacidad del cono : 5 kg
- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 3 kg
- Peso de agua : 3 kg

Como resultado se tuvo un Slump de 5/8" (0,63 pulgadas) de altura lo cual nos indica que estamos dentro del rango óptimo, este resultado se ha conseguido agregándole un aglomerante que es la cal.

✓ **Prueba de la velocidad de percolación**

Para la prueba se utilizó:

- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 2 kg
- Peso de agua : 2 kg

La velocidad de percolación es de 3,4cm/hora; lo que equivale a 1,34 pulgadas/hora. Esto se puede mejorar aumentando más aglomerante.

D. Cuarto análisis de muestras

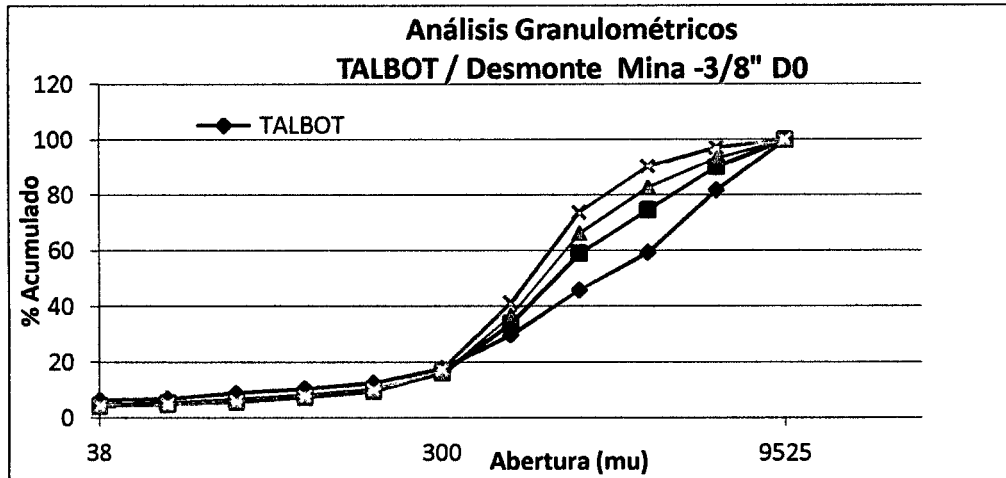
✓ **Análisis granulométrico:**

Una vez obtenida la mejor combinación entre la cantera de Glorita y el desmorte de mina reducido a una granulometría menor a 3/8", se procede a mezclar ambos productos en una relación de 1:1; 2:1; 3:1. Los resultados del análisis granulométrico obtenidos se presentan en el gráfico siguiente:

Tabla N°30. Cuarto análisis granulométrico.

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO					
Malla	Abertura (mu)	Talbot	Mezcla GO + DO 3/8" (1:1)	Mezcla GO + DO 3/8" (2:1)	Mezcla GO + DO 3/8" (3:1)
+1"	25400				
+1/2"	12700				
+3/8"	9525	100	100	100	100
+1/4"	6350	81,65	90,16	93,21	97,24
+m6	3350	59,3	74,56	82,64	90,44
+m10	2000	45,85	58,97	66,22	73,81
+m20	850	29,87	33,93	36,79	41,36
+m50	300	17,75	16,1	15,95	17,5
+m100	150	12,55	10,05	9,27	9,99
+m150	106	10,55	8,01	7,23	7,74
+m200	75	8,87	6,39	5,54	5,89
+m325	45	6,87	5,34	4,65	4,83
+m400	38	6,32	4,53	3,92	4,28
D60		3429	2078	1732	1473
D10		■	■	■	■
C.U.=D60/D10		36.00	13.95	10.48	9.81

Figura N° 11. Curva granulométrico, cuarto análisis granulométrico.



La curva obtenida para una relación de mezcla+ desmorte (1 a 1) es relativamente cercana a la curva de Talbot, lo que indica que la mezcla entre material de cantera Glorita 1 y desmorte de mina chancado a 100% -3/8'' cumple con las condiciones de densidad del material para relleno hidráulico.

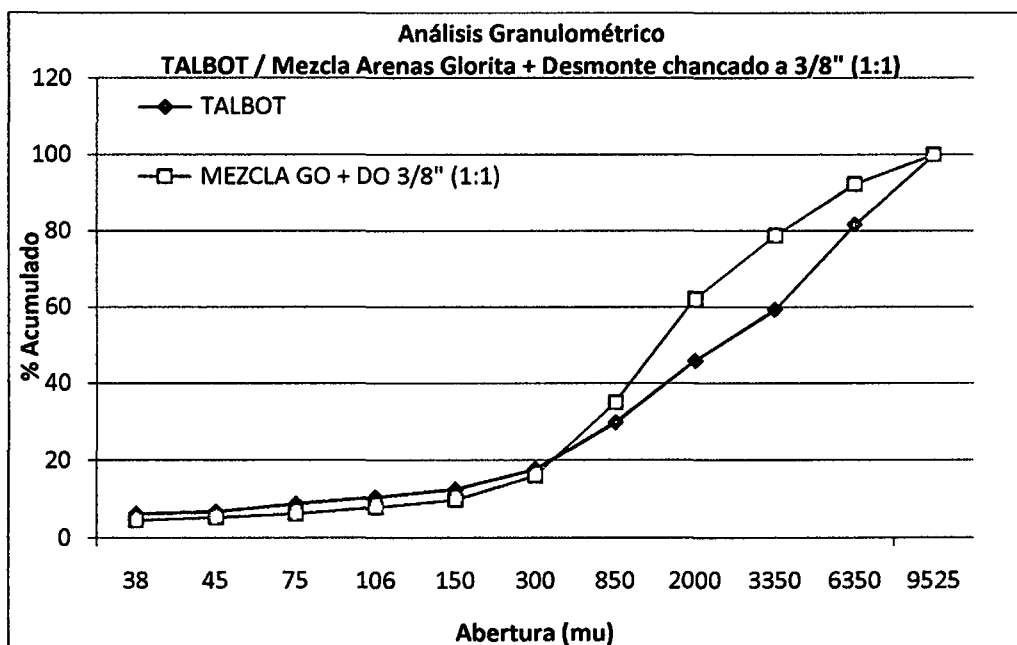
Las curvas para una relación de mezcla cantera Glorita + desmorte 2:1 y 3:1 están más alejados de la Curva de Talbot y tienen un menor coeficiente de uniformidad.

En el siguiente cuadro se presenta el análisis granulométrico del material producto de la mezcla de las arenas de Glorita y el desmorte de mina chancado a un 100% - 3/8''.

Tabla N°31. Análisis granulométrico Mezcla de arena Glorita y desmante chancado

Malla	Abertura (mu)	Análisis	
		Talbot	Mezcla GO + DO 3/8" (1:1)
+1"	25400		100
+1/2"	12700		100
+3/8"	9525	100	100
+1/4"	6350	81,65	92,33
+m6	3350	59,3	78,71
+m10	2000	45,85	62,26
+m20	850	29,87	35,07
+m50	300	17,75	16,12
+m100	150	12,55	9,91
+m150	106	10,55	7,93
+m200	75	8,87	6,31
+m325	45	6,87	5,31
+m400	38	6,32	4,58
D60		3429	1893
D10		95	152
C.U.=D60/D10		36.00	12.46

Figura N° 12. Análisis granulométrico mezcla de arena Glorita y desmante chancado.



La curva obtenida es relativamente cercana a la curva de Talbot, lo que indica que la mezcla entre material de cantera Glorita y desmante de mina chancado a

100% - 3/8'' cumple con las condiciones de densidad del material para relleno hidráulico.

✓ **Características de la mezcla Glorita + desmorte 3/8'' (1:1)**

• **Densidad aparente de muestra**

Muestra	Cantera Glorita	Desmorte Mina 100%-3/8''	Mezcla (1:1)
Peso (gr)	2476,4	3011,3	2713,3
Volumen (cm ³)	1767,15	1767,15	1767,15
Densidad Aparente	1,401	1,704	1,535

• **Prueba de agitación.**

Descripción	Prueba 1	Prueba 2	Unidad
Gravedad específica mezcla (1:1)	2,650	2,650	
Densidad pulpa:	1 900	1 900	gr./litro pulpa
% Sólidos:	76,07%	76,07%	
Peso de mezcla (1:1)	6,00	6,00	kilos
Por cada kilo de muestra:	1 888	1 888	cc H ₂ O
Cal (0.75 Kg/t):	0	4,50	gr. por kilo de muestra
RPM	1 400	1400	
Observaciones:	Homogeneidad en pulpa durante agitación. Uso de deflectores	Mayor homogeneidad durante agitación Uso de deflectores	

• **Prueba Slump**

Descripción	Prueba 1	Prueba 2	Unidad
Cal (0.75 Kg/t):	0,00	4,50	gr. por kilo de muestra
Resultado altura:	1,5	0,40	pulgadas

- **Prueba de percolación**

Descripción	Prueba	Unidad
Tamaño de muestra	6	kilos
Diámetro de columna (cm)	4	pulgadas
Reducción de la altura de la cama de mineral	4	cm/ hora
Pérdida flujo agua:	462	cm ³ / hora

- **Resumen de resultados:**

- ✓ Mezcla: Arenas de Glorita + desmante de mina chancado al 100% a $-3/8''$ en relación 1:1.
- ✓ Análisis granulométrico: D60 = 1 893 micras y D10 = 152 micras.
- ✓ Coeficiente de uniformidad (CU): 12,46
- ✓ Gravedad específica de la mezcla: 2,65.
- ✓ Densidad aparente: Glorita = 1,401 g/cm³, Desmante 100% $-3/8''$ = 1,704 g/cm³, Mezcla (1:1) = 1,535 g/cm³.
- ✓ Work Index desmante mina: 12, 51 kw-h/t.
- ✓ Densidad de pulpa: 1900 g/l equivale a 76% en contenido de sólidos, la diferencia es agua.
- ✓ Prueba de agitación: Se obtiene pulpa homogénea considerando unos 1400 rpm, uso de deflectores en diseño de tanque y 0,75 kg de cal por tonelada de mezcla (1:1).
- ✓ Prueba Slump: La altura en la cama esparcida bajó de 1,5 a 0,4 pulgadas con el uso de cal en proporción de 0,75 kg/t.
- ✓ Prueba de percolación: Existe una marcada reducción en la altura de la

cama de la mezcla a razón de 4cm/hora.

3.6. CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE APLICACIÓN DEL RELLENO HIDRÁULICO

3.6.1. REQUERIMIENTO Y DISPONIBILIDAD DE RELLENO HIDRÁULICO.

El requerimiento de relleno hidráulico para la zona de Glorita de la Mina Papagayo estará en función de su programa de producción. La disponibilidad de agregados para el relleno es más que suficiente porque se tiene una cantera de arena y el desmonte de los avances de mina. En cuanto al agua, más adelante se hace un análisis de esta necesidad la cual es suficiente con la que se tiene del drenaje de la mina Glorita (Nv.2420).

3.6.2. REQUERIMIENTO DE AGREGADOS PARA EL RELLENO.

El programa anual de producción de CMPSA para el año 2011 es de 302 145t anual como se muestra en el siguiente cuadro.

Tabla N° 32. Programa de producción anual de CIA Minera Poderosa.

Producción Anual de Compañía Minera Poderosa S.A														
		Mes												
Origen - Veta	Datos	ENER.	FEBR.	MAR.	ABR.	MAYO	JUN.	JUL.	AGOS.	SEPT.	OCT.	NOV.	DIC.	TOTAL
Norte Glorita+ Jimena	TM	19957	19545	21745	20166	19825	19090	19735	19675	18920	19540	18940	19600	236738
	% Rec	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93
	Finos enviado,	8394	7466	8161	7437	7568	7419	7738	7902	7652	7789	7389	7621	92537
	Despacho finos, Planta	7810	6938	7582	6913	7032	6897	7201	7353	7122	7248	6867	7093	86056
Norte	TM	304	532	791	1812	1555	1562	1745	1670	1402	1470	1382	1325	15551
	% Rec	94	94	94	94	94	94	94	94	94	94	94	94	94
	Finos enviado,	108	173	258	573	514	518	577	565	536	559	525	503	5408
	Despacho finos, Planta	102	163	243	540	484	488	543	533	505	527	495	474	5096
Sur	TM	4098	3836	4247	4110	4247	4110	4247	4247	4110	4247	4110	4247	49856
	% Rec	92	92	92	92	92	92	92	92	92	92	92	92	92
	Finos enviado,	1733	1547	1653	1516	1637	1590	1673	1738	1571	1547	1496	1544	19245
	Despacho finos, Planta	1602	1426	1527	1402	1514	1470	1545	1605	1443	1420	1374	1419	17748
		24359	23913	26783	26088	25627	24762	25727	25592	24432	25257	24432	25172	302145
PROGRAMA ANUAL DE ZONA DE GLORITA														
Norte Glorita	TM	12261	13314	14812	13879	13061	12434	12715	12336	12092	12783	12540	12997	155222
	% Rec	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93
	Finos enviado,	3706	3680	4122	3812	3680	3550	3653	3606	3553	3717	3590	3711	44380
	Despacho finos, Planta	3449	3420	3829	3543	3420	3300	3399	3356	3307	3459	3337	3454	41271

Fuente: Base de datos de área de control de operaciones de CIA Minera Poderosa

Como la implantación del relleno hidráulico que se va realizar es en la zona Norte, en la mina Papagayo, la veta Glorita, es necesario analizar específicamente los requerimientos de relleno para esta zona, este análisis se presenta en el cuadro siguiente:

Tabla N° 33. Programa anual de producción de la veta Glorita

Mes	t	m ³	m ³ /día
Enero	12261	4302	143
Febrero	13314	4672	156
Marzo	14812	5197	173
Abril	13879	4870	162
Mayo	13061	4583	153
Junio	12434	4363	145
Julio	12715	4461	149
Agosto	12336	4328	144
Septiembre	12092	4243	141
Octubre	12783	4485	150
Noviembre	12540	4400	147
Diciembre	12997	4560	152
Total	155222	54464	1815

Del cuadro anterior se concluye que la producción mensual promedio es de 4539m³/mes. Esto nos indica que el volumen promedio requerido de relleno es de 151m³/día.

3.6.3. REQUERIMIENTO DE AGUA PARA EL RELLENO HIDRÁULICO.

Si el caudal de pulpa inicial estimado del relleno hidráulico es de 126,47 m³/hora y volumen de sólido enviado por hora al tajeo es 72,269m³/hora.

De los 264m³ de pulpa al 57% de sólido se tiene: 151m³ de sólidos y 113 m³ de agua. Para el lavado de tubería se requiere 20m³ más de agua. Entonces el total de agua requerido es 133 m³ por cada 151m³ de sólido.

Tabla N° 34. Capacidad de reservorio para agua

Descripción	m ³	l/s	m ³ /hr.
Capacidad del dique interior mina	70		
Capacidad del reservorio superficie	140		
Q. Capacidad sin bombeo Nv.2420		1,23	
Q. Capacidad con bombeo Nv.2420		6,23	22,43

3.6.4. DISPONIBILIDAD DE ARENA PARA EL RELLENO.

Los agregados para el relleno están formados por 50% de arena y 50% de desmonte proveniente de los avances de interior mina.

El volumen de relleno hidráulico será de 151m³, entonces se requiere de arena mas desmonte. Es decir 75,5m³/día de arena y 75,5m³/día de desmonte de mina; al año sería 27 180m³ de arena y 27 180m³ de desmonte.

Se cuenta con una cantera de arena de 500 000 m³, con una necesidad de 27 180 m³/año tendría una vida útil de 18 años, estos datos se presentan en el cuadro siguiente:

Tabla N° 35. Volumen de arena de la cantera de glorita

DESCRIPCIÓN	UND	Total
Volumen Cantera	m ³	
Volumen Relleno Anual	m ³	54 360
Volumen requerido de arena anual	m ³	27 180
Vida Útil de Cantera	años	18

En cuanto a la disponibilidad de desmonte, no hay ningún inconveniente porque dicho desmonte proviene de labores de preparación y de exploración.

3.6.5. TRANSPORTE DEL MATERIAL DE RELLENO HIDRÁULICO.

3.6.5.1. RED DE TUBERÍA.

La pulpa se transporta por un sistema de tuberías aprovechando la gravedad. La pulpa recorre una distancia total de 2 200m desde la planta de relleno hidráulico (Nv.2375) hasta el Nv.1827, acumulado de diferencia de altura de 548 m.

Se ha instalado los 1800 m de tubería de acero SCHO 80 /C-θ 4” del Nv. 2375 hasta el Nv.1927, se tiene 400 m de tubería de polietileno clase 12,5 diámetro de 4 pulgadas como se puede observar en plano de perfil (anexo grafico N°01), desde donde se distribuyen otras redes secundarias a las distintas zonas de explotación.

3.6.5.2. DIÁMETRO DE TUBERÍA¹.

El diámetro (∅) de tubería debe ser tal que permita operar en un régimen sin sedimentación y bajo condición de mínima pérdida. La determinación del diámetro

¹ Carlos Batallanos, 2002. Proyecto de diseño de relleno hidráulico en la mina Huarón Panamerican Silver S.A.C.

resulta ser un proceso iterativo. Con la finalidad de minimizar el trabajo, el cálculo puede iniciarse con un diámetro (\emptyset) de tubería igual al siguiente:

$$\emptyset = \frac{0,0153x(Ws)^{0,4}x(Cd)^{0,1}}{(Cvx\cos\theta)^{0,53}x(Ss)^{0,4}(Sp - 1)^{0,2}}$$

Donde:

\emptyset : Diámetro de la tubería (en m).

Ws : Peso de los sólidos (t/h).

Cd : Coeficiente de arrastre

Cv Concentración volumétrica de la pulpa

Ss : Gravedad específica de los sólidos

Sp : Gravedad específica de la pulpa

Θ : Ángulo de inclinación de la tubería con respecto a la horizontal

El coeficiente de arrastre (Cd) de las expresiones anteriores puede determinarse exactamente haciendo uso de las gráficas de Adam Zanker, pero puede tomarse como valor promedio: $Cd=0,44$ finalmente el \emptyset de la tubería será aquel que permita una velocidad (v_f):

$$V_f = V_c + 0,30\left(\frac{m}{s}\right)$$

$$V_f = V_c + 0,98(\text{pies}/s)$$

Es importante anotar que cuando se habla de velocidad crítica (V_c), también se refiere al mínimo de abrasión en las tuberías. Mientras mayor sea la velocidad del relleno, mayor será el desgaste en las tuberías. La proporción de desgaste de las tuberías de relleno hidráulico está directamente en relación al ángulo de inclinación de las tuberías. Con un pequeño ángulo de inclinación de una tubería, el desgaste de la misma puede llegar al 90 ó 95% de la vida útil del tubo.

Como el caudal (Q) del relleno hidráulico que ingresa a las labores de interior mina se estima en $126,47\text{m}^3/\text{hora}$. La velocidad con la que el relleno hidráulico ingresa al tajeo estará en función del diámetro de la tubería que se utilice, considerando que el caudal es constante.

El caudal se calcula con la fórmula siguiente:

$$Q = AxV \quad Q = V\left(\frac{\pi\phi^2}{4}\right)$$

Donde:

Q : Caudal

A : Área de la sección de la tubería

V: Velocidad del flujo de la pulpa

Ø: Diámetro de la tubería

Despejando de la formula anterior se tiene:

$$V = 1,2732\left(\frac{Q}{\phi^2}\right)$$

Reemplazando la fórmula y simulando con distintos diámetros de tubería se obtiene el cuadro siguiente:

VELOCIDAD PARA DISTINTOS DIAMETROS			
Q (pies ³ /s)	Ø(pulg.)	Ø(pies)	V(pies/s)
1,2395	2	0,17	56,82
1,2395	3	0,25	25,25
1,2395	4	0,33	14,20
1,2395	6	0,50	6,31

Como se puede observar en el cuadro anterior la velocidad para una tubería de Ø4" sobrepasa todas las velocidades críticas para cada tamaño de partícula. La tubería de Ø 3" quedaría descartada por tener una velocidad muy alta que causaría un desgaste prematuro de las tuberías; la tubería de Ø 6" también se descarta por tener una velocidad menor a la velocidad crítica. Por lo tanto con una tubería de Ø 4" controlando el flujo y densidad de la pulpa se puede eliminar la posibilidad de atoros de la pulpa en la tubería.

3.6.5.3. VELOCIDAD CRÍTICA DE DEPOSICIÓN.

Es la velocidad de circulación mínima, la cual debe producir la suficiente turbulencia para mantener las partículas sólidas en suspensión y evitar así la deposición de partículas en el fondo de la tubería.

La velocidad crítica depende del tamaño de las partículas sólidas, tipo de fluido, tipo de pulpa o lodo, concentración, gravedad específica del sólido y del líquido. Esta velocidad se podrá calcular con la fórmula siguiente:

$$Vc = f_1 \sqrt{2gd(y - 1)}$$

Donde:

f_1 = Concentración de las partículas; este factor a dimensional se obtiene del cuadro de análisis de mallas (% en peso de gruesos).

g = Aceleración de la gravedad terrestre (9.8 m/s^2).

d = Tamaño de las partículas.

y = Peso específico de los sólidos.

Para el tamaño de las partículas (d) se tendrá en cuenta el cuadro siguiente:

Tabla N°36. Análisis granulométrico del material de relleno hidráulico

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL MATERIAL DE RH			
MALLA	Abertura f		% en peso (FL)
	μm	m	
+1"	25400	0,025400	0,00
+1/2"	12700	0,012700	0,00
+3/8"	9525	0,009525	0,00
+1/4"	6350	0,006350	9,84
+m6	3350	0,003350	15,61
+m10	2000	0,002000	15,59
+m20	850	0,000850	25,03
+m50	300	0,000300	17,83
+m100	150	0,000150	6,05
+m150	106	0,000106	2,04
+m200	75	0,000075	1,61
+m325	45	0,000045	1,06
+m400	38	0,000038	0,81
-m 400			4,53

Aplicando la fórmula se calcula la velocidad crítica para las partículas de las malla 200 a la malla 50:

❖ **Malla 200:**

$$f_1 = 1,61$$

$$g = 9,80 \text{ m/s}$$

$$d = 0,000075$$

$$y = 2,65$$

Reemplazando en la fórmula:

$$V_c = 1,61 \sqrt{2 \times 9,80 \times 0,000075 (2,65 - 1)}$$

$$V_c = 0,0793 \text{ m/s}$$

❖ **Malla 150:**

$$V_c = 0,119 \text{ m/s}$$

❖ **Malla 100:**

$$V_c = 1,383 \text{ m/s}$$

❖ **Malla 50:**

$$V_c = 5,762 \text{ m/s}$$

3.6.5.4. VELOCIDAD DE MÍNIMA PÉRDIDA.

Al trabajar con lodos heterogéneos, como lo es el caso de pulpa para relleno hidráulico, la velocidad de mínima pérdida (V_m) se calcula con la siguiente ecuación²:

$$V_m = 3,43 \sqrt[3]{(C_v \times \cos \theta) \sqrt{\frac{g \times \phi \times (P_s - 1)}{\sqrt{c_d}}}}, \quad C_v = 100 \times \frac{(P_p - 1)}{(P_s - 1)}$$

² Carlos Batallanos, 2002. Proyecto de diseño de relleno hidráulico en la mina Huaron Panamerican Silver S.A.C.

Donde:

V_m =Velocidad de mínima pérdida.

C_v = Concentración de sólidos en volumen.

θ = Ángulo de inclinación de la tubería con respecto a la horizontal.

ϕ = Diámetro de la tubería.

g = Aceleración de la gravedad terrestre.

P_s = Gravedad específica de los sólidos.

C_d = Coeficiente de arrastre.

P_s = densidad del sólido.

P_p = densidad de la pulpa

3.6.5.5. VELOCIDAD DE TRANSPORTE.

La cota hidráulica empieza en el NV 2375 (superficie); utilizando la formula de Darcy-Weisbach, tendremos:

$$v = \sqrt{\frac{2xgxHxd}{FL}}$$

Donde:

g : Gravedad $9,81\text{m/s}^2$

H : Cabeza (548m, desde la planta al NV 1827)

d : Diámetro interior de la tubería (0,1016m)

F : Pérdida por fricción (ábacos)

L : Distancia horizontal máxima a transportar al tajeo (2 200m)

La pérdida por fricción " F " en tuberías de acero comercial depende del \emptyset , para:

$\emptyset 4" = 0,02$

Reemplazando en la fórmula

$$v = \sqrt{\frac{2 \times 9,81 \times 548 \times 0,1016}{0,02 \times 2200}} \quad v = 4,98 \text{ m/s}$$

3.6.5.6. PÉRDIDA DE CARGA.

La pérdida de carga se produce por los siguientes factores:

- ✓ Fricción del fluido en las paredes de la tubería

$$H_{PO} = f \times \frac{L \times V^2}{\emptyset \times 2 \times g}$$

- ✓ Pérdida de carga adicional por armaduras en la tubería

$$H_{poa} = \frac{V^2}{2 \times g} (\Sigma NK)$$

Entonces la pérdida de carga total sería:

$$H_{PO} = H_{po} + H_{poa}$$

Donde:

- f : Coeficiente de fricción (Diagrama de Moody)
- L : Longitud de la tubería (m)
- V : Velocidad de flujo (m/s)
- Φ : Diámetro de la tubería (m)
- g : Gravedad ($9,81 \text{ m/s}^2$)
- N : Número de armaduras en la tubería
- K : Factor de pérdida de carga para cada armadura de la tubería

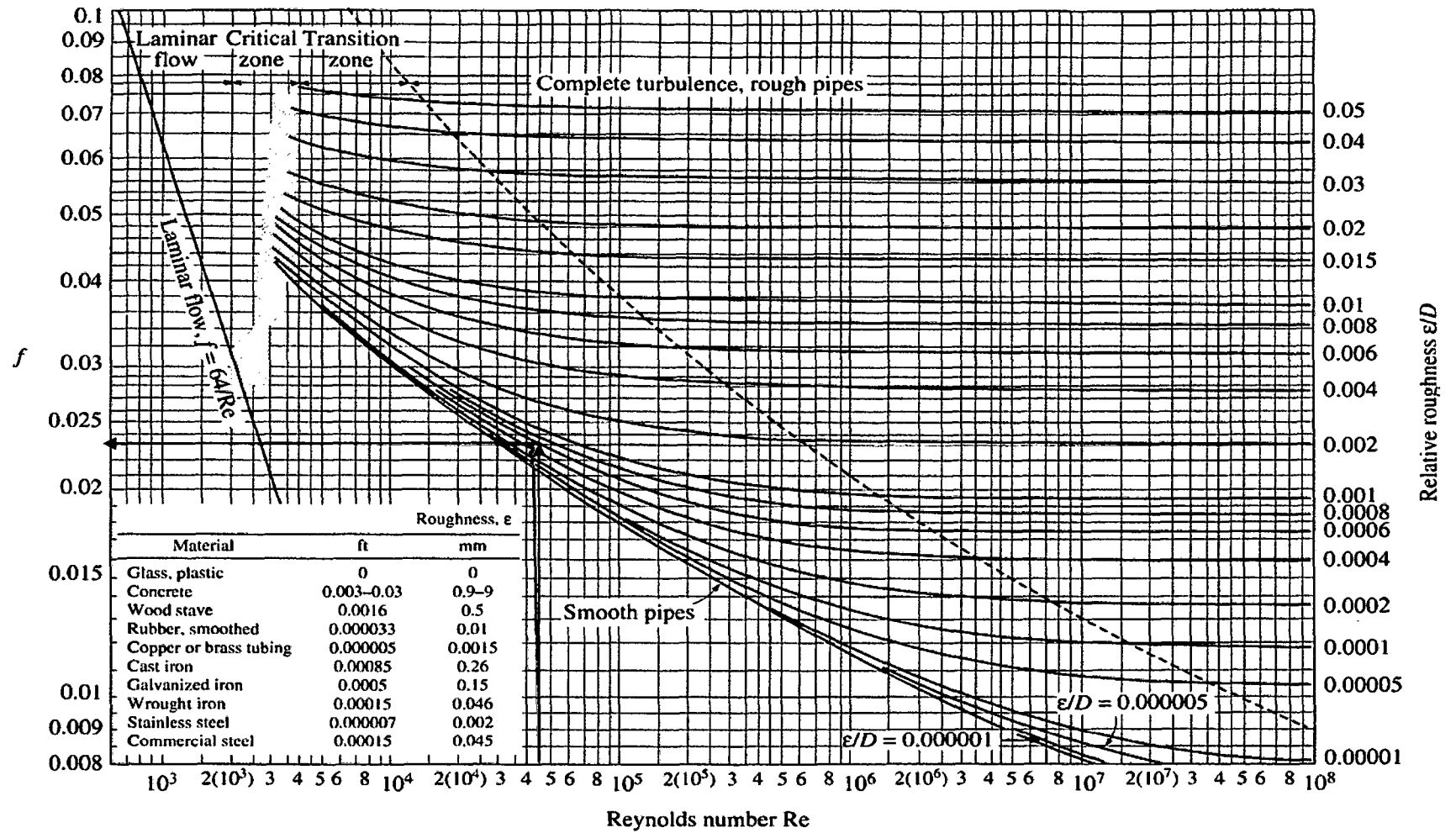


Figura N°13 Diagrama de Moody

Ahora se calculara la pérdida de carga:

$$H_{PO} = f \times \frac{L \times V^2}{\phi \times 2 \times g}$$

Donde:

- f : Coeficiente de fricción =?
- L : 2 200m
- V : 4,98m/s
- ϕ : 0,1016 m
- g : 9,81 m/s²

f Se obtiene del diagrama de Moody, el cual está en función del Número de Reynolds Re y la Rugosidad relativa ($\frac{\delta}{\phi}$)

I. Primero calculamos el número de Reynolds:

$$Re = \frac{V \times \phi}{\gamma}$$

Donde:

γ : Viscosidad cinemática del agua, para T=20°C (1,007x10⁻⁶ m²/s)

Reemplazando en la ecuación (I)

$$Re = \frac{4,98 \times 0,1016}{1,007 \times 10^{-6}} \quad Re = 0,50245 \times 10^6 = 5,0245 \times 10^5$$

$$Re = 5,0245 \times 10^5 > 2000$$

Por lo tanto se trata de un flujo turbulento.

II. Ahora calcularemos la rugosidad relativa:

$$\partial/\phi = \frac{\text{Rugosidad absoluta}}{\phi} = \frac{0,006\text{cm}}{10,16\text{cm}}$$

$$\partial/\phi = 0,0006$$

III. Del diagrama de Moody se obtiene:

$$f = 0,023$$

Reemplazando datos, se obtiene:

$$H_{PO} = 0,023 \times \frac{2200 \times (4,98)^2}{0,1016 \times 2 \times 9,81} = 629,53\text{m}$$

$$H_{PO} = 629,53\text{m}$$

Pérdida de carga adicional por armaduras en la tubería:

$$H_{Poa} = \frac{V^2}{2 \times g} (\Sigma NK)$$

Donde la ΣNK se obtiene de la siguiente tabla

Tabla N° 37. Pérdidas de carga por armaduras en la tubería

DESCRIPCIÓN	N	K	NK
Válvulas abiertas	0	3,00	-
Tee	0	2,00	-
Codos de 45°	16	0,45	7,20
Codos de 90°	0	0,75	-
Coplas de uniones	234	0,35	81,90
ΣNK			89,10

Fuente: Robert Mott, mecánica de fluidos aplicada.

$$H_{poa} = \frac{(4,98)^2}{2 \times 9,81} \times 89,1 = 123m$$

$$H_{poa} = 123m$$

Entonces la pérdida de carga total sería:

$$H_{PO} = H_{po} + H_{poa}$$

$$H_{PO} = 630 + 123 = 753m$$

$$H_{PO} = 753m$$

3.6.5.7. ALTURA MÁXIMA QUE ALCANZARÁ EL R.H.

Para calcular la máxima altura a la que puede llegar el relleno hidráulico en interior mina, es necesario considerar la Ecuación de Bernoulli.

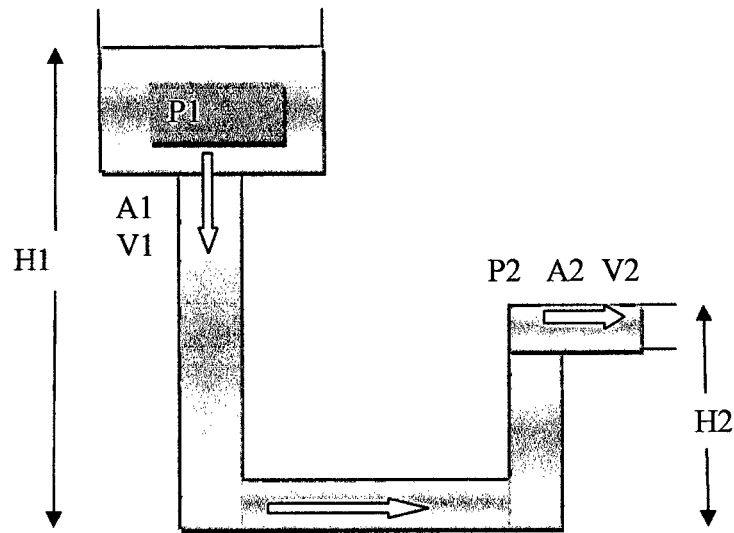


Figura N°14. Esquema de sistema de tuberías de relleno hidráulico

Donde:

$A1=A2$: Área de la sección de tubería

$V1$: Velocidad inicial de la pulpa

$V2$: Velocidad final de la pulpa

$P1=P2$: Presión

P_a : Presión atmosférica

H : Altura (diferencia entre planta y el ultimo nivel)

Analizando por la Ley de Bernoulli :

$$H1 + \frac{P1}{\omega} + \frac{V1^2}{2g} = H2 + \frac{P2}{\omega} + \frac{V2^2}{2g} + H_{po}$$

Donde, observando la figura anterior:

H1:548m

$$P1 = P2$$

g:9,81m/s

$$V1 = 0$$

$$V2 = 4,98m/s$$

Entonces, reemplazando:

$$548 + \frac{P1}{\omega} = H2 + \frac{P1}{\omega} + \frac{(4,98)^2}{2 \times 9,81} + 753 \rightarrow H2 = 208m$$

Por lo tanto el R/H alcanzará una altura máxima:

$$H2 = 208m$$

3.6.5.8. GRADIENTE HIDRÁULICA.

Se llama así a la pérdida de carga por unidad de longitud, está dada por:

$$GH = \frac{H_{po}}{L}$$

Donde:

H_{po} = Pérdida de carga total (m)

L = Longitud total de de la tubería (m)

Reemplazando:

$$GH = \frac{753}{2200} = 0,3423 \cong 34,23m/100m$$

$$GH = 34,23m/100m$$

3.6.5.9. MÁXIMA DISTANCIA HORIZONTAL.

La máxima distancia horizontal a que podrá ser enviada la pulpa debido al impulso adquirido durante su caída vertical (gravedad), está dada por:

$$DH = \left(\frac{hx\phi x2g}{wxc} \right)$$

Donde:

h : Altura de caída (m)

ϕ : Diámetro de la tubería (0,1016m)

g : Gravedad (9,81m/s²)

c : Coeficiente (0,00045) para ϕ 4''

w : Coeficiente de resistencia, determinado por:

$$W = w \left[Cpu + \frac{\left(\frac{0,0018}{Vx\phi} \right)}{2} \right]$$

Donde:

w : Densidad de la pulpa (1 700g/l)

V : Velocidad de la pulpa (4,98m/s)

Cpu > constante para pulpas (para este caso: 0,30)

Luego:

$$W = 1700 \left[0,30 + \frac{(0,0018)}{(4,98 \times 0,1016)} \right]$$

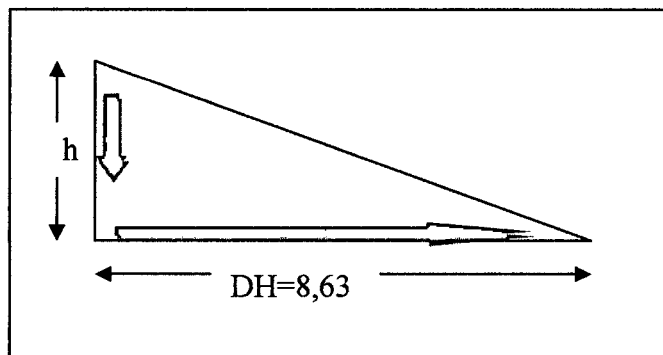
$$W = 513,02$$

➤ Reemplazando en la ecuación de DH, tenemos:

$$DH = \left(\frac{h \times 0,10 \times 2 \times 9,81}{513,02 \times 0,00045} \right)$$

$$DH = 8,63h$$

Por lo tanto se tiene un ratio de acción del relleno de 1:8,63; lo cual significa que para 1m de caída vertical se tiene un empuje horizontal de 8,63m en longitud equivalente, como se observa en la figura siguiente:



3.6.6. CÁLCULOS DE LOS PARÁMETROS MÁS IMPORTANTES DE LA PULPA DE RELLENO HIDRÁULICO.

En este acápite, se presentarán los parámetros más importantes de la pulpa que

ingresa a las labores de explotación de interior mina y que, además, son cantidades sujetas a determinarse satisfaciendo ciertos valores condicionales.

Los datos para efectos de cálculos, han sido obtenidos a partir de las muestras tomadas del tanque agitador y mezclador.

3.6.6.1. DENSIDAD DE LA PULPA

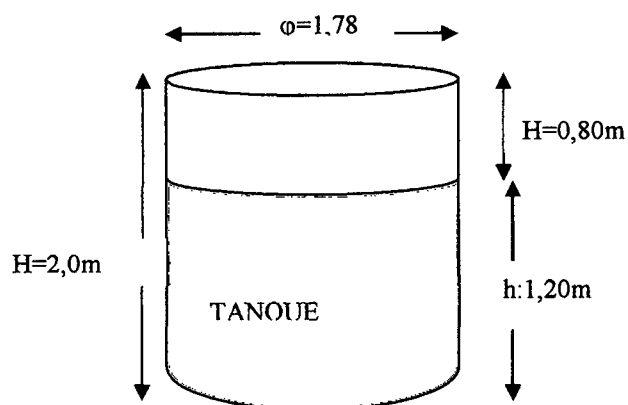
Para determinar la densidad de la pulpa se tomaron ocho muestras del tanque agitador en la planta de relleno hidráulico; y se utilizó la balanza Marcy para obtener las densidades como se observa en Anexo (Imagen N°01).

DENSIDAD DE LA PULPA	
N° DE MUESTRA	g/l
1	1730
2	1690
3	1720
4	1695
5	1700
6	1685
7	1710
8	1696
9	1680
10	1695
PROMEDIO	1700

Entonces, la densidad promedio de la pulpa será: 1700g/l

3.6.6.2. Caudal del relleno hidráulico que llega al tajeo

Para calcular el caudal (Q) del relleno hidráulico que llega al tajeo, se tomaron diversos datos como: el diámetro del tanque, altura que bajó la pulpa en el tanque agitador y los tiempos.



h : Altura de la pulpa en agitador ($2-0,8=1,20m$).

\emptyset : Diámetro del agitador (1,78m)

Entonces hallemos el volumen:

$$Vol. = \pi x \frac{\emptyset^2}{4} x h \quad \rightarrow \quad Vol. = 3,1416 x \frac{(1,78)^2}{4} x 1,2 \quad \rightarrow \quad Vol. = 2,99m^3$$

Para calcular el caudal se tomo el tiempo de descarga de agitador, como se indica en el siguiente cuadro:

TOMA DE TIEMPOS	
Nº de muestra	Tiempo (s)
1º	88
2º	85
3º	81
4º	90
5º	82
6º	86
7º	84
8º	83
PROMEDIO	85

Tiempo promedio = 85 segundos en descarga de agitador.

$$Q = \frac{Vol}{t} \rightarrow Q = \frac{2,99}{85} = \frac{0,0351m^3}{s} \cong \frac{126,47m^3}{hr}$$

$$Q = 126,47m^3/hr$$

3.6.6.3. VELOCIDAD DEL RELLENO HIDRÁULICO CON QUE INGRESA ALTAJEJO POR TUBERÍAS DE 4" DE DIAMETRO.

En la sesión anterior determinamos el caudal que ingresa al interior de mina entonces la velocidad es lo siguiente:

$$Q = AxV$$

A: área de la sección de tubería SCH80

V: Velocidad de la pulpa.

$$A = \pi x \frac{\phi^2}{4} \rightarrow A = 3,1416x \frac{(0,1016)^2}{4}$$

$$A = 0,0081m$$

Luego:

$$V = \frac{0,0351m^3}{0,0081m^2} \rightarrow V = 4,33m/s$$

3.6.6.4. CONSTANTE DE SÓLIDOS (K)

$$K = \frac{S - 1}{S}$$

Donde:

S: Gravedad específica de los sólidos 2.65

Luego:

$$K = \frac{2,65 - 1}{2,65}$$

$$K = 0,6226$$

3.6.6.5. PESO DE SÓLIDO SECO EN UN LITRO DE PULPA (W)

$$W = \frac{P - 1000}{K}$$

Donde:

P: Densidad de la pulpa (1700g/l)

K: Constante de sólidos (0,6226)

Remplazando en la formulas se tiene:

$$W = \frac{1700 - 1000}{0,6226} \rightarrow W = 1124,32g/L$$

3.6.6.6. PORCENTAJE DE SÓLIDOS POR PESO EN LA PULPA (Pw)

$$Pw = 100x \frac{P - 1000}{PK}$$

Donde:

P : Densidad de la pulpa = 1700g/l

K : Constante de sólidos = 0,6226

Remplazando en la ecuación se tiene:

$$P_w = 100 \times \frac{1700 - 1000}{1700 \times 0,6226}$$

$$P_w = 66,14\%$$

3.6.6.7. RELACIÓN: PESO LÍQUIDO A PESO SÓLIDO (G)

$$G = \frac{100 - P_w}{P_w}$$

Donde:

P_w : Porcentaje de sólidos por peso es 66,14%

$$G = \frac{100 - 66,14}{66,14}$$

$$G = 0,512$$

3.6.6.8. RELACIÓN VOLUMÉTRICA DE LÍQUIDOS A SÓLIDOS (L)

$$L = G \times S$$

Donde:

G: Relación peso líquido/peso sólido

S. Gravedad específica de los sólidos

Entonces reemplazando obtendremos lo siguiente:

$$L = 0,512 \times 2,65$$

$$L = 1,357$$

3.6.6.9. TONELAJE DE SÓLIDOS POR HORA QUE LLEGA AL TAJEO (T)

En los párrafos anteriores se calculó el peso de sólidos en un litro de pulpa, así como el caudal del relleno hidráulico que llega al tajeo.

Entonces podemos hacer cálculo de tonelaje que llega al tajeo:

$$T = 1124,32g/L \times \frac{126,47m^3}{hr} \times \frac{1000l}{1m^3} \times \frac{1kg}{1000g} \times \frac{1ton}{1000kg}$$

$$T = \frac{142,34ton}{hr}$$

3.6.6.10. VOLUMEN DE SÓLIDO ENVIADO POR HORA AL TAJEO (Vs)

Como ya se ha calculado la relación volumétrica de líquido a sólido, ahora necesitaremos el rendimiento m^3/hr , este dato obtendremos del anexo (tabla N° 03) el promedio de rendimiento por hora.

$$Vs = 72,26m^3/hr$$

3.6.6.11. VOLUMEN DE LÍQUIDO ENVIADO POR HORA AL TAJEO (V_l)

Para calcular V_l se tiene la siguiente relación:

$$V_l = Q - V_s$$

V_s : Volumen sólido enviado al tajo.

Q : Caudal de pulpa $126,47 \text{ m}^3/\text{hora}$

En la siguiente expresión se muestra el volumen de líquido enviado por hora al tajo

$$V_l = 126,47 - 72,26$$

$$V_l = 54,20 \text{ m}^3/\text{hr}$$

3.7. DETERMINACIÓN DE RMR Y GSI EN LOS TAJOS QUE SE APLICÓ EL RELLENO HIDRÁULICO.

Como ya mencionamos en la parte teórica en este capítulo consideramos como parte experimental la determinación de RMR y GSI para ello se ha utilizado el matillo de Schmidt, estas pruebas solo se realizó en los tajos TJ 7970, TJ 8080, TJ 8000-3

Parámetro	Val.	NV.1865 oc RESIST. A LA COMP.	LABOR: RQD	TJ.7970 ESPACIAMIENT. ENTRE DISCONT.	Nº REBOTE	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES					AGUA SUBT.	ORIENTACION DE DISCONT.	RMR	GSI
						ABERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZAC.	REBOTE				
Punto de Mapeo		1. - > 250 Mpa 2. - 100-250 Mpa 3. - 50-100 Mpa 4. - 25-50 Mpa 5. - < 25 Mpa	1. - 90-100% 2. - 75-90% 3. - 50-75% 4. - 25-50% 5. - < 25%	1. - > 2 m 2. - 0.6-2 m 3. - 200-600 mm 4. - 60-200 mm 5. - < 60 mm	1. - < 1m 2. - 1-3 m 3. - 3-10 m 4. - 10-20 m 5. - > 20 m	1. - Cerrada u 2. - Muy Angosta < 0.1 mm 3. - Angosta 0.1 - 1.0 mm 4. - Abierta 1.0 - 5.0 mm	1. - Muy rugoso 2. - Rugoso 3. - Ligeramente rugosa 4. - Lisa 5. - Muy lisa	1. - Ninguna 2. - Relleno duro < 5mm 3. - Relleno duro > 5mm 4. - Relleno blando < 5mm 5. - Relleno blando > 5mm	1. - No meteorizada 2. - Ligeramente 3. - Moderadamente 4. - Altamente meteorizada 5. - Descompuesta	1. - Completamente seco 2. - Húmedo 3. - Mojado 4. - Goteando 5. - Fluyendo	1. - Muy favorable 2. - Favorable 3. - Regular 4. - Desfavorable 5. - Muy desfavorable			
1		7	8	8	4	5	5	0	5	7	5		44	39
2		4	5	5	4	5	5	0	5	10	5		38	33
3		7	8	8	4	5	5	0	5	10	5		43	38
4		4	8	8	4	5	5	0	5	7	5		40	35
5		7	8	8	2	5	5	0	5	10	10		39	34
6		7	8	8	2	5	5	0	5	7	10		34	29
7		4	8	8	4	5	5	2	5	7	5		43	38
8		7	8	8	4	5	5	2	5	7	5		45	40
9		7	8	8	2	5	5	0	5	7	10		34	29
10		4	8	8	4	5	5	2	5	7	5		43	38
PROMEDIO		6	8	8	3	4	4	1	5	8	7		40	35

Parámetro	Val.	NV.1865 oc RESIST. A LA COMP.	LABOR: RQD	TJ.8080 ESPACIAMIENT. ENTRE DISCONT.	Nº REBOTE	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES					AGUA SUBT.	ORIENTACION DE DISCONT.	RMR	GSI
						ABERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZAC.	REBOTE				
Punto de Mapeo		1. - > 250 Mpa 2. - 100-250 Mpa 3. - 50-100 Mpa 4. - 25-50 Mpa 5. - < 25 Mpa	1. - 90-100% 2. - 75-90% 3. - 50-75% 4. - 25-50% 5. - < 25%	1. - > 2 m 2. - 0.6-2 m 3. - 200-600 mm 4. - 60-200 mm 5. - < 60 mm	1. - < 1m 2. - 1-3 m 3. - 3-10 m 4. - 10-20 m 5. - > 20 m	1. - Cerrada u 2. - Muy Angosta < 0.1 mm 3. - Angosta 0.1 - 1.0 mm 4. - Abierta 1.0 - 5.0 mm	1. - Muy rugoso 2. - Rugoso 3. - Ligeramente rugosa 4. - Lisa 5. - Muy lisa	1. - Ninguna 2. - Relleno duro < 5mm 3. - Relleno duro > 5mm 4. - Relleno blando < 5mm 5. - Relleno blando > 5mm	1. - No meteorizada 2. - Ligeramente 3. - Moderadamente 4. - Altamente meteorizada 5. - Descompuesta	1. - Completamente seco 2. - Húmedo 3. - Mojado 4. - Goteando 5. - Fluyendo	1. - Muy favorable 2. - Favorable 3. - Regular 4. - Desfavorable 5. - Muy desfavorable			
1		7	8	8	4	5	5	0	5	10	5		44	39
2		12	10	10	2	5	5	2	5	7	10		39	34
3		12	10	10	2	5	5	2	5	10	12		43	38
4		7	8	8	2	5	5	2	5	10	10		40	35
5		7	8	8	4	5	5	4	5	10	10		47	42
6		7	8	8	4	5	5	4	5	10	10		43	38
7		4	8	8	4	5	5	4	5	10	10		40	35
8		7	8	8	4	5	5	4	5	10	10		46	41
9		7	8	8	2	5	5	4	5	7	10		34	29
10		4	8	8	4	5	5	2	5	7	5		43	38
PROMEDIO		7	8	8	3	4	4	1	5	9	10		42	37

Tabla N° 38. Cálculo de RMR en tajos

Parámetro	NV.1847	LABOR:		TJ 8000-3	Nº REBOTE	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES				AGUA	ORIENTACION		RMR	GSI		
		σc	RQD			ESPACIAMIENT. ENTRE DISCONT.	PERSISTENCIA	ABERTURA	RUGOSIDAD		RELLENO	METEORIZAC.			SUBT.	DE DISCONT.
Val.	15 12 7 4 2	20 15 10 8 5	20 15 10 8 5	20 15 10 8 5	6 5 4 3 2	6 5 4 3 2	6 5 4 3 2	6 5 4 3 2	15 10 7 4 0	0 -2 -5 -10 -12						
Punto de Mapeo	1- < 250 Mpa 2- 100-250 Mpa 3- 50-100 Mpa 4- 25-50 Mpa 5- < 25 Mpa	1- 90-100% 2- 75-90% 3- 50-75% 4- 25-50% 5- < 25%	1- < 2 m 2- 0.6-2 m 3- 200-600 mm 4- 60-200 mm 5- < 60 mm	1- 1 m 2- 1.3 m 3- 3-10 m 4- 10-20 m 5- > 20 m	1- Cerrada 2- Muy Angosta < 0.1 mm 3- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4- Abierta 1.0 - 5.0 mm	1- Muy rugoso 2- Rugoso 3- Ligera 4- Lisa 5- Muy lisa	1- Ninguna 2- Relleno duro 3- Relleno duro 4- Relleno blanco 5- No meteorizada	1- Completamente seco 2- Húmedo 3- Mojado 4- Gotando 5- Fluyendo	1- Muy favorable 2- Favorable 3- Regular 4- Desfavorable 5- Muy desfavorable							
1	7	8	8	4	5	2	5	7	5	5	46					
2	4	5	5	4	5	2	5	10	5	5	40					
3	7	8	8	4	1	2	5	10	5	5	45					
4	4	8	8	4	4	2	5	7	5	5	42					
5	4	8	8	2	4	2	5	10	10	10	38					
6	4	8	5	2	4	2	5	7	10	10	33					
7	4	8	8	4	5	2	5	7	5	5	43					
8	4	8	8	4	4	2	5	7	5	5	42					
9	7	8	5	2	4	6	5	7	10	10	40					
10	4	8	8	4	5	2	5	7	5	5	43					
PROMEDIO	5	8	7	3	4	2	5	8	7	7	41					

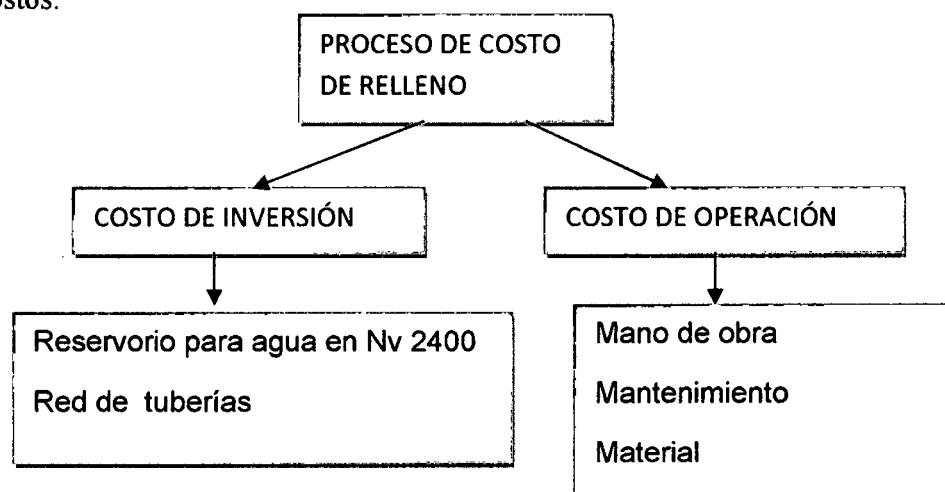
CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. ANÁLISIS DE LA EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO

4.1.1. GENERALIDADES

Los costos de un sistema de relleno hidráulico incluirán: costos de inversión y costos de operación. En la implementación del sistema de relleno hidráulico en Compañía Minera Poderosa S. A. se consideran los siguientes costos:



4.1.2. COSTO DE INVERSIÓN

En el costo de inversión se considerará el costo de materiales y los costos de instalación realizados en: reservorio de agua para abastecer a la planta, red de tuberías para el relleno hidráulico, y la planta de relleno hidráulico.

✓ Reservorio para agua

En el cuadro siguiente se resume la inversión ha realizarse en el reservorio:

Cuadro N°01. inversión en reservorio N°02

ITEM	CUADRO DE INVERSIÓN TOTAL PARA DIQUE N°02(RESERVORIO)				
	DESCRIPCIÓN	CANT	UNID	Pu (US\$)	COSTO (US\$)
1	Tubería Polietileno 2" para empalme	42	m	1,49	62,58
2	Tubería Polietileno 4" para empalme	42	m	4,85	203,70
3	Tablas de 2'x8'x10'	190	pie2	0,7	133,00
4	Alambre negro n°8	30	kg	1,4	42,00
5	Alambre negro n°16	10	kg	0,9	9,00
6	Cemento	120	bls	9,95	1194,00
7	Clavos de 6'', 8'' y 2''			70,55	70,55
8	Instalación(Mano de Obra + Traslado de Arena y Hormigón)				16259
COSTO TOTAL					17973,83

✓ **Tuberías**

La inversión realizada en tuberías se explica en el cuadro siguiente:

Cuadro N°02 Inversión de red de tuberías

CUADRO DE RESUMEN TOTAL PARA LA INSTALACIÓN DE TUBERÍA DE R.H					
ITEM	DESCRIPCIÓN	CANT	UNID	PU(US\$)	US\$
1	Tubería de polietileno C-12,5 de 4''	800	m	5,5	4400
2	Tubería de acero sch80 de 4 pulgadas	1800	m	40,5	72900
3	Niples para codos sch80	288	Unid.	7,25	15515
4	Rompe presión de acero sch80	3	Unid.	13,5	40,5
5	Tubería sch80 de 4" para codos	102	m.	35,2	3590,4
6	Bridas de acero de 6 pulgadas	2140	Unid.	11,25	24075
7	Alcayatas	600	Unid.	6,2	3720
8	Otros				6250
9	Mano de obra para la instalación				72900
TOTAL					203390,9

Costo de inversión total para la instalación de red de tubería de R.H 221364,73

4.1.3. COSTO DE OPERACIÓN DEL SISTEMA DE RELLENO HIDRÁULICO

➤ **Costo de depreciación del equipo**

La tasa de depreciación anual en CMPSA es de 20%. Los cálculos del costo de depreciación se resumen en el cuadro siguiente:

Cuadro N° 03. Costo de depreciación.

COSTO DE DEPRECIACIÓN		
DESCRIPCION	UNIDAD	SUB TOTAL
Inversión inicial	\$	221364,73
Tasa de depreciación anual	%	20%
Depreciación anual	\$	44272,95
Producción de mineral mensual	t	12935
Producción de mineral } anual	t	155222
Costo de depreciación	\$/t	0,285
Costo de depreciación	0,812\$/m ³	

➤ **Costo operación**

El costo de mano de obra que involucra el sistema de relleno hidráulico se resume en el siguiente cuadro N° 04:

EL costo de operación está constituido por los siguientes:

- a. Costo de transporte.
- b. Costo de mano de obra.
- c. Costo de materiales.
- d. Costo de mantenimiento.

Estos costos son calculados a detalle por lo cual solo utilizaremos el resumen total. Anexo (Tabla N° 04).

CuadroNº. 04 .Resumen de costo de operacion

RESUMEN DE COSTOS		
	ITEM	\$/t
1	COSTO DE CARGUIO (Caterpillar)	1,203
2	COSTO DE TRANSPORTE (Volquete)	0,577
3	COSTO DE CAMIONETA (Toyota)	0,200
4	COSTO DE MANO DE OBRA (P.R/H+Cantera)	5,899
5	COSTO DE CLAVOS	0,013
6	COSTO MALLA ELECTROSOLD.	0,088
7	COSTO DE TELA POLIPROPILENO	0,058
8	COSTO DE MANT. TALLER R/H	0,698
	TOTAL	8,736
	COSTO DE RELLENO HIDRÁULICO	8,74 \$/t
	COSTO DE RELLENO HIDRÁULICO	18,17 \$/m ³
	GASTOS GENERALES 10%	1,82 \$/m ³
	IMPREVISTOS 5%	0,91 \$/m ³
	UTILIDAD 10%	1,82 \$/m ³
	COSTO TOTAL	22,71 \$/m ³
	COSTO TOTAL	63,59 \$/ m ³

4.1.4. EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO DE RELLENO HIDRÁULICO

Las consideraciones que se tomaron en cuenta para la evaluación económica del proyecto son las siguientes:

- ✓ Al reducir los costos de operación con la implementación del relleno hidráulico habrá un ahorro anual que se considera como beneficio.
- ✓ El costo de capital será de 15 % anual.
- ✓ El horizonte del proyecto será de tres años.
- ✓ La comparación entre el sistema actual, sin relleno hidráulico, y con relleno hidráulico en base a la producción de mineral de la zona.

4.1.4.1. COSTO DE OPERACIÓN

Del apéndice anterior se tiene se tiene el siguiente resumen de los costos de operación del sistema de relleno hidráulico:

RESUMEN DE COSTOS DE OPERACIÓN	\$/m³
Costo de depreciación	0,812
Costo de operación	22,71
TOTAL DE COSTOS DE OPERACIÓN	23,52

A continuación se presenta el costo actual de sostenimiento en las labores de explotación sin aplicar el relleno hidráulico y el costo de sostenimiento cuando se aplique el relleno hidráulico.

AÑO		2011	MAYO		
Unidad Operativa	Veta		Costo Avances (S/.)	Costo Sost. (S/.)	Costo Sost. R.H (S/.)
Unidad Marañon	GLO2		701559,95	280842,43	284484
	GLO2		101509,57	8003,05	8003,05
Total Unidad Marañon			803069,52	288645,49	288645,49
Total TAJOS			701559,95	288845,49	284484,00
AÑO		2011	JUNIO		
Unidad Operativa	Veta		Costo Avances (S/.)	Costo Sost. (S/.)	Costo Sost. R.H (S/.)
Unidad Marañon	GLO2		550236,199	224459,36	283556,7
	GLO2			3357,08	3357,08
Total Unidad Marañon				206816,44	206816,44
Total TAJOS			550236,199	227816,44	283556,7
AÑO		2011	JULIO		
Unidad Operativa	Veta		Costo Avances (S/.)	Costo Sost. (S/.)	Costo Sost. R.H (S/.)
Unidad Marañon	GLO2		599236,01	347561,02	291865,6
	GLO2		109414,75	2945,69	1945,69
Total Unidad Marañon			708650,76	337506,70	337506,70
Total TAJOS			599236,01	350506,70	291865,60
AÑO		2011	AGOSTO		
Unidad Operativa	Veta		Costo Avances (S/.)	Costo Sost. (S/.)	Costo Sost. R.H (S/.)
Unidad Marañon	GLO2		518762,11	298652,01	292378,59
	GLO2		105960,60	993,83	973,83
Total Unidad Marañon			624722,71	296625,84	296625,84
Total TAJOS			518762,11	299645,84	292378,59
RESUMEN COSTO DE SOSTENIMIENTO			\$/m ³		\$/m ³
			64,27		63,59

4.1.4.2. AHORRO ANUAL

Del cuadro anterior se calcula el ahorro en $\$/m^3$ que generará el proyecto y el ahorro en sostenimiento anual total. El cuadro siguiente muestra el ahorro que genera el proyecto en el sostenimiento de las labores de explotación:

AHORRO CON RELLENO HIDRÁULICO		
	$\$/t$	$\$/m^3$
costo de sostenimiento antes de aplicar R.H	22,53	64,27
Costo de sostenimiento de R.H	22,31	63,59
Ahorro mensual	3074,90	8763,46
Ahorro anual	92246,97	262903,88

4.1.4.3. APLICACIÓN DE LOS MÉTODOS DE EVALUACIÓN FINANCIERA

Para calcular los coeficientes financieros se tendrá en cuenta una tasa de interés anual del 15% y un horizonte del proyecto de tres años. En el cuadro siguiente se resume los factores a considerarse en la evaluación financiera:

DESCRIPCIÓN	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3
Inversión inicial	-221364,73	0	0	0
Costo de operación anual	0	296098,04	296098,04	296098,04
Ahorro anual	0	92246,97	92246,97	92246,97
Tasa de interés anual	15%	15%	15%	15%
Utilidad neta	-221364,73	203851,07	203851,07	203851,07

A. Cálculo del VAN

El VAN se calcula tomando como base la fórmula ya descrita en los

párrafos anteriores:

$$VAN = \sum_{\tau=0}^n \left[\frac{(B\tau - C\tau)x^2}{(1 + \tau)^\tau} \right]$$

$Bt - Ct$: Utilidad anual neta

$$VAN = -\frac{221364,73}{(1 + 0,15)^0} + \frac{203851,07}{(1 + 0,15)^1} + \frac{203851,07}{(1 + 0,15)^2} + \frac{203851,07}{(1 + 0,15)^3}$$

$$VAN = 244073,14 > 0$$

B. Cálculo del TIR

Haciendo: $VAN=0$ se tiene:

$$VAN = -\frac{221364,73}{(1 + 0,15)^0} + \frac{203851,07}{(1 + 0,15)^1} + \frac{203851,07}{(1 + 0,15)^2} + \frac{203851,07}{(1 + 0,15)^3} = 0$$

$$\frac{203851,07}{(1 + r)^1} + \frac{203851,07}{(1 + r)^2} + \frac{203851,07}{(1 + r)^3} = 221364,73$$

r	
75,000%	221086,292
74,866%	221364,723
80,000%	211121,479

$$TIR=74,866=75%>15\%$$

C. Cálculo del beneficio / costo (B/C)

Para calcular el coeficiente financiero B/C, es necesario actualizar tanto el costo como el beneficio a lo largo del horizonte del proyecto, es decir en tres años.

$$B = \sum_{t=1}^n b_t (1 + i)^t \quad C = \sum_{t=1}^n c_t (1 + i)^t$$

Si:

$B/C \geq 1$ Acéptese el proyecto; ya que, por cada peso de costo se obtiene lo equivalente a uno o más pesos de beneficio. De lo contrario recházese.

Donde:

- t Número de período.
- I Inversión de capital.
- B Beneficios.
- b_t Beneficio del período t.
- C Costo.
- c_t Beneficio del período t.

$$B = 203851,07(1 + 0.15)^1 + 203851,07(1 + 0.15)^2 + 203851,07(1 + 0.15)^3$$

$$B = 814053.767$$

$$C = 92246,97(1 + 0.15)^1 + 92246,97(1 + 0.15)^2 + 92246,97(1 + 0.15)^3$$

$$C = 368376.744$$

$$B/C=2.21$$

4.2. ANÁLISIS DE OPTIMIZACIÓN DE CONSUMO DE MADERA

A continuación se presenta un resumen de consumo de madera antes de aplicar el relleno hidráulico y después de su aplicación de relleno hidráulico, de la tabla siguiente sacamos una conclusión que hasta el mes de junio el consumo de madera promedio por mes era de 279 467,167 pies² y después de aplicación de relleno hidráulico en los tajos de producción el consumo promedio de madera sería de 132 214,273 pies² quiere decir se reducirá el consumo de madera en un 53%.

Tabla 42. Cuadro de control de operaciones mineras solo de los tajos que están en proceso de relleno hidráulico

<i>Base de Datos de Control de Operaciones Mineras CIA poderosa</i>														
DATOS	UNIDAD	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	TOTAL
Días de operación	Dias	31,0	28,0	31,0	30,0	31,0	30,0	31,0	31,0	30,0	31,0	31,0	28,0	363,0
Numero de guardias	Gdias	62,0	56,0	62,0	60,0	62,0	60,0	62,0	62,0	60,0	62,0	62,0	56,0	726,0
Consumo de madera redonda	Pies2	218.321,0	303.869,0	311.315,0	270.633,0	265.810,0	306.855,0							1.676.803
Consumo de madera con R.H	Pies2							120.076,6	133.702,4	143.204,9	124.491,2	127.588,8	144.221,9	793.286
TAJEOS														
Cantidad de taladros en tajos	TAL	5.157,0	5.523,0	5.157,0	6.442,0	5.897,0	6.041,0	5.314,0	5.698,0	4.173,0	4.731,0	5.157,0	5.523,0	64.813,0
Consumo de explosivos en tajos (Kg)	Kg	1.855,8	1.874,8	2.175,0	2.237,4	1.819,3	1.880,8	1.649,2	1.630,0	952,6	1.567,3	1.855,8	1.874,8	21.372,8
Pies perforados tajeos	PP	24.153,9	24.522,2	24.154,0	28.938,0	27.332,8	27.360,4	24.043,7	23.092,8	19.303,0	21.140,5	24.153,9	24.522,2	292.717,2
Mineral roto a altura de tajeos	m3	1.175,6	1.263,8	1.843,0	1.364,9	1.139,9	1.179,7	1.189,6	1.388,1	1.022,6	1.226,6	1.175,6	1.263,8	15.233,3
Ley de cabeza programada	gr/TM	9,00	8,93	9,00	9,02	8,73	8,70	8,41	10,17	8,88	8,39	9,00	8,93	107,2
Minera roto total (TMS)	TMS	4.164,6	4.516,0	4.776,2	4.655,0	4.029,7	4.058,1	3.877,7	4.164,4	4.897,9	4.846,6	4.164,6	4.516,0	52.666,8
Área Explotada	m^2	1.325,2	1.163,5	1.159,7	1.418,5	1.241,4	1.062,5	1.063,9	1.239,4			1.325,2	1.163,5	12.162,8
Total de Tareas	Nº Tareas	1.420,2	1.530,7	1.551,9	1.748,4	1.995,8	1.668,3	2.393,9	1.534,2	1.913,1	2.070,9	1.420,2	1.530,7	20.778,3
Valorización en tajeos	S/.	221.024,0	205.732,4	275.339,6	273.235,1	229.790,6	238.033,6	234.750,3	208.362,4	250.542,3	338.472,9	221.024,0	205.732,4	2.902.039
Nº de Espaciadores en Tajos	Unidad								172,0	641,0	833,0			1.646,0
LINEALES														
Cantidad de taladros en lineales	TAL	3.512,0	1.452,0	3.512,0	1.994,0	1.281,0	2.852,0	3.919,0	4.272,0	6.425,0	5.340,0	3.512,0	1.452,0	39.523,0
consumo de explosivos en lineales (Kg)	Kg	1.308,3	579,6	1.073,5	743,7	422,0	891,2	1.326,3	1.400,0	2.100,0	2.018,2	1.308,3	579,6	13.750,7
Pies perforados lineales	PP	16.155,3	6.451,9	16.155,0	8.951,2	5.699,8	12.866,4	17.524,0	19.722,2	29.091,0	24.394,0	16.155,3	6.451,9	179.617,8
Avance Lineal	mts	244,9	84,0	176,3	127,6	87,0	156,7	206,0	291,3	388,2	328,6	244,9	84,0	2.419,2
Total Tareas	Nº Tareas	159,0	214,5	225,9	178,9	120,0	478,1	614,0				159,0	214,5	2.363,8
Valorización en lineal	S/.	82.981,2	29.302,3	64.016,7	55.500,5	40.491,4	70.203,7	93.124,8	134.834,5	161.179,4	123.337,6	82.981,2	29.302,3	967.255,6

Fuente: Cuadro de base de datos de control de operación de CIA Minera Poderosa

4.3. DISCUSIONES

- ✓ Si bien es cierto que la tabla geomecánica no menciona para aplicar el relleno hidráulico como sostenimiento, pero es factible cuando el RMR es <50 se puede aplicar el relleno hidráulico teniendo en consideración el área de abertura de tajo, de esta manera para dar la velocidad en el ciclo de minado, reducir el costo de sostenimiento y consumo de madera, en Tabla N° 37. Indica el RMR de los tajos que se hizo el relleno hidráulico.

- ✓ Cuando se inició con el relleno hidráulico para estabilizar los tajos de explotación se realizo la primera prueba en TJ 8350 NV.1827, para ello adicionamos 20kg de cal por m^3 de arena de cantera, esta prueba salió exitosamente sin dificultades con una densidad de 1600gr/lt, después de ello aumentamos la densidad a 1800gr/lt con esta densidad se atoró toda la red de tubería por ende buscamos por varias pruebas una densidad promedio con lo que se pueda lanzar la pulpa desde la planta hacia el tajo de esta manera encontramos una densidad adecuada que se 1700gr/lt, según el análisis de laboratorio deberíamos adicionar un ligante de $1,875kg/m^3$ de cal pero esta no se cumplió al momento de realizar el lanzado de RH, mas bien hemos tenido varios atoros de la red de tubería, por ende aumentamos en escalas hasta llegar a un tope máximo donde la pulpa aumente la velocidad para que rompa la resistencia en las galerías y/o rampas positivas.

- ✓ Por día estará programado $151m^3$ para rellenar, tomando este dato la cantidad de consumo de cal por día es 3,02t, este producto se transporta desde Trujillo, por ello no es conveniente. Para ello hacemos una mezcla de $10m^3$ de arena

pura con $0,1\text{m}^3$ de tierra arcillosa, quiere decir una relación de 10/0,1; la tierra arcillosa pasa a ser un ligante, con estas pruebas se logró un relleno hidráulico netamente convencional.

- ✓ Como todo proyecto es bueno pero también trae problemas en este caso, el problema fundamental es la acumulación de lamas en las cunetas, en las cámaras de bombeo y los accesos se vuelven pisos resbaladizos, para dar solución a este problema utilizarán un floculante para detener la lama en el tajo mismo pero con este método la velocidad de percolación es <1 .

CAPÍTULO V

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES

- Se logrará la estabilidad de tajos con la utilización de relleno hidráulico de esta forma dará mayor velocidad de minado.
- Se reducirá el costo de sostenimiento en 1% por cada m³.
- Se reducirá el consumo de madera en un 53% y se minimizará los estallidos de roca, que eran producidos por concentraciones de esfuerzos en los pilares y puentes
- La prueba realizada de percolación indicó 4cm/hr, pero cuando se aplico el floculante en el proyecto mismo es <1cm/hr.
- El relleno hidráulico tendrá una densidad de pulpa: 1700g/l, con 66,14% de sólidos.
- El volumen de líquido enviado al interior del tajo será de 54,20m³/hr y 72,26m³/hr de sólido.
- La recuperación de mineral en los tajos es de 95% cuando se aplica el relleno hidráulico.
- Los análisis granulométricos determinaron que se tiene: D60 = 1893micras y D10 = 152 micras, con lo cual se obtiene un coeficiente de uniformidad (CU) de 12,45.
- Los agregados para el relleno hidráulico estarán formados por una mezcla de arena de la zona de Glorita y desmonte de los avances de la mina chancado al

100% a 3/8" en relación 1:1. También se adicionará de cal a razón 0,75kg/t de mezcla para mejorar las propiedades ligantes de la mezcla.

- El RMR promedio en los tajos es de 41
- Los factores financieros calculados considerando un horizonte para el proyecto de tres años y una tasa de interés anual 15% son: VAN: S/ 244 073,14, TIR 75%, Beneficio/Costo 2,21 y recuperación de la Inversión en 3 años

5.2. RECOMENDACIONES.

- implementar con un software (Red Hart SCH), para controlar la vida útil de las tuberías.
- Se debe considerar la posibilidad de reutilizar el agua que ingresa con el relleno, creando un circuito cerrado de agua, optimizando su utilización.
- El diseño de la planta debe contemplar la posibilidad de utilizar cemento a granel para obtener mejores propiedades estructurales en el relleno, esto con el fin de minimizar la compactación.
- Implementar la planta de relleno hidráulico con pitones automáticos para disminuir la mano de obra.
- Para la profundización de la mina se debe considerar, dejar desmonte grueso en los tajos y completar con relleno cementado para evitar mayor costo de operación en relleno hidráulico.
- Donde se aplica el relleno hidráulico siempre generara problemas con lamas en las cunetas para ello se recomienda utilizar el floculante para detener la lama en el tajo mismo.

BIBLIOGRAFÍA.

BATALLANOS NEME, Carlos (2002), "Proyecto de Diseño de Relleno Hidráulico en la Mina Huarón Panamerican Silver S.A.C." Lima - Perú.

CREFEL YALLE G., Erles (2009) "Construcción de la Planta de Relleno Hidráulico 100% Relave". Lima – Perú.

FELICIANO DE SANTIS (2008). Análisis de los parámetros geomecánicos en la excavación del túnel de trasvase taguaguay valles de tucutunemo(2008). Caracas – Venezuela.

GOMERO GONZALES, Nicko (2005), "finanzas y proyecto de inversión". San Marcos. Lima – Perú.

GONZÁLEZ DE VALLEJO L., M. FERRER, L. ORTUÑO y C. OTEO (2002). Geomecánica aplicada. Prentice Hall. Madrid, 715 p.

GONZÁLEZ DE VALLEJO, 2004. Clasificación geomecánica RMR. Bieniawski. Caracas - Venezuela

INGEMMET (1999), "Compendio de Yacimientos Minerales del Perú". Lima-Perú.

MOTT L. Robert (1998), "Mecánica de Fluidos Aplicada". Pearson_Educación. Universidad de Dayton México.

M. FERRER y L. GONZÁLEZ DE VALLEJO (1999). Manual de campo para la descripción y caracterización de macizos rocosos en afloramientos. IGME, Madrid, 107 p.

SIFUENTES, Sócrates (1995). "Agregados en Relleno Hidráulico para la Explotación por Cámaras y Pilares Temporales en Yacimientos Sub Horizontales". Compañía Minera Aurífera Retamas S.A., Perú.

TAIÑA MAMANI, Marcial (2000), "El Relleno Hidráulico como Soporte", Hidr. Perú.

TEC & SKILL (2009). "Sostenimiento Compresible". Lima - Perú.

TRABAJOS TÉCNICOS

COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A. (2006). Evaluación Ambiental para las Actividades de Exploración Minera, Lima-Perú

CÓRDOVA Néstor David., 2004 “Evaluación Geomecánica para el Método de Minado del Proyecto San José – Patagonia – Argentina” Informe Técnico preparado para Compañía Minera Santa Cruz S.A. Argentina

CÓRDOVA ROJAS Néstor David,(2008).Geomecánica en el minado subterráneo, Lima-Perú

ROMERO Alfonso A. Caracterización de la pasta de relave para uso como relleno en labores mineras.

ROJAS LINARES Edito Luis, (Julio 2010). Tecnologías y técnicas, para el relleno en pasta e hidráulico, Lima-Perú.

TORRE GONZALES Adolfo (2008), Sistema de relleno hidráulico – mina Cerro de Pasco. Peru

TUMIALÁN P.H. (1987), Geología del yacimiento de oro - Poderosa. San Marcos, Lima-Perú.

ANEXOS

Tabla N°01: El Índice de resistencia geológica GSI

	CONDICIONES			
SOSTENIMIENTO SPALM G.S.I. (modificado) <small>LABORES TEMPORALES sección: 1.5 - 2.5m</small>				
TAJOS				
G	Puntales sistemático 1.5m			
D	Puntales de madera máx. espac = 1.5m en dirección del minado			
A	Cuadros de madera máx. espac = 1.5m en dirección del minado			
G	GALERIAS (2.5 - 3.0 m)			
A	Sin soporte o perno split ocasional Spies			
G	Pernos split set Spies sistemáticos espaciados a 1.5x1.5			
D	Pernos Helicoidal sistemático espaciados a 1.5x1.5 mas malla			
D	Cuadros de madera espac = 1.5m			
ESTRUCTURA				
	LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (ROD 75-90) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A)	(A)	
	MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)	---	---	---
	MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (ROD 25-50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	---	---	(D)
	INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	---	---	(D) (D)

METODOLOGÍA DE APLICACIÓN				
<small>LABORES TEMPORALES sección: 1.5 - 2.5m</small>				
INDICE G.S.I.	CALIDAD DE ROCA	ABERTURA MAXIMA LINEAL		TIEMPO DE AUTOSOPORTE
		TAJOS	GALERIAS	
LEVEMENTE FRACTURADA/BUENA (LF/B)	MUY BUENA			
LEVEMENTE FRACTURADA/REGULAR (LF/R)	BUENA	1 CANAL (1.5m)		
MODERADAMENTE FRACTURADA/BUENA (F/B)	BUENA		30 m	11 días
MODERADAMENTE FRACTURADA/REGULAR (F/R)	BUENA			
MODERADAMENTE FRACTURADA/POBRE (F/P)	REGULAR	1.5 m	20 m	7 días
MUY FRACTURADA/REGULAR (MF/R)	REGULAR			
MUY FRACTURADA/POBRE (MF/P)	REGULAR			
MUY FRACTURADA/MUY POBRE (MF/MP)	MALA	1.2 m	1.5 m	Inmediato
INTENSAMENTE FRACTURADA/POBRE (IF/P)	MALA			
INTENSAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (IF/MP)	MUY MALA			

METODOLOGIA DE APLICACION	
<ol style="list-style-type: none"> 1.- Para la utilización de esta tabla de sostenimiento, se basa en la aplicación del Índice de Resistencia Geologica G.S.I. modificado, definiendose dos parametros: 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 lineal, previamente lavadas las paredes y techo de la labor. Seguidamente se define la condición superficial con golpes indentando la picota en las paredes de la excavación mas representativa como macizo rocoso, además observar la presencia de alteraciones en las paredes de las estructuras o el tipo de relleno, forma de las fracturas y 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 G.S.I.). Por Ejemplo: si el macizo rocoso presenta un G.S.I. MF/R sin factor influyente, ese pasara a MF/P con factor influyente. 4.- En caso 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 camaras diamantinas: Usar pernos split set de 7pies con malla como sostenimiento. 7.- Para la instalación de cuadros de madera: Usar madera de diametro 8" en sombreros y postes. 8.- Para instalación de puntales: Usar madera de diametro de 7-8" 	

Tabla N°02: Clasificación del RMR

Clasificación RMR					PODEROSA		UBICACIÓN		GL-SW Nv 1847		Compañía minera poderosa S.A.		
							TIPO DE ROCA		Granodiorita con Venillas de Cuarzo con Pirita		Sección geomecánica		
							ORIENTACION DELA EXPOSICION						
Registro N°			Familia de Discont.	Azimit de labor	CONDICION DE LA EXPOSICION: Fresca, Decolorada, Descompuesta, Desintegrada (Subrayar)								
Pará metr o	gc ESIST. A LA COMP.	RQD	ESPACIAMIENT. ENTRE DISCONT.	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES					AGUA SUBT.	ORIENTACION DE DISCONT.	Jv	RMR %	OBSERVACIÓN
Punto de Mapeo	1.- > 250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100 Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- < 25 Mpa	1.- 90-100% 2.- 75-90% 3.- 50-75% 4.- 25-50% 5.- < 25%	1.- > 2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.- < 60 mm	PERSISTENCIA	ABERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZAC.	1.- Completamente seco 2.- Húmedo 3.- Mojado 4.- Gotteando	0 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12			
1	7	8	8	4	5	5	4	3	10	10	14	44,00	
2	12	8	5	2	5	5	4	1	7	10	17	39,00	
3	12	10	10	2	1	5	2	3	10	12	8	43,00	
4	7	8	10	2	4	5	4	3	7	10	16	40,00	
5	7	8	8	4	6	5	4	5	10	10	21	47,00	
6	7	5	8	4	5	5	4	5	10	10	25	43,00	
7	4	5	8	4	5	5	4	5	10	10	24	40,00	
8	7	8	8	4	5	5	4	5	10	10	20	46,00	
9	12	10	10	2	1	5	2	3	10	12	8	43,00	
10	7	8	10	2	4	5	4	3	7	10	16	40,00	
11	7	8	8	4	6	5	4	5	10	10	21	47,00	
pro											17	42,91	

Clasificación RMR					PODEROSA		UBICACIÓN		GL-SW Nv 1865		Compañía minera poderosa S.A.		
							TIPO DE ROCA		Granodiorita con Venillas de Cuarzo con Pirita		Sección geomecánica		
							ORIENTACION DELA EXPOSICION						
Registro N°			Familia de Discont.	Azimit de labor	CONDICION DE LA EXPOSICION: Fresca, Decolorada, Descompuesta, Desintegrada (Subrayar)								
Pará metr o	gc RESIST. A LA COMP.	RQD	ESPACIAMIENT. ENTRE DISCONT.	CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES					AGUA SUBT.	ORIENTACION DE DISCONT.	Jv	RMR %	OBSERVACIÓN
Punto de Mapeo	1.- > 250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100 Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- < 25 Mpa	1.- 90-100% 2.- 75-90% 3.- 50-75% 4.- 25-50% 5.- < 25%	1.- > 2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.- < 60 mm	PERSISTENCIA	ABERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZAC.	1.- Completamente seco 2.- Húmedo 3.- Mojado 4.- Gotteando	0 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12			
1	7	8	8	4	5	5	0	5	7	5	20	44	
2	4	5	5	4	5	5	0	5	10	5	30	38	
3	7	8	8	4	1	5	0	5	10	5	18	43	
4	4	8	8	4	4	5	0	5	7	5	20	40	
5	7	8	8	2	4	5	0	5	10	10	22	39	
6	7	8	5	2	4	5	0	6	7	10	16	34	
7	4	8	8	4	5	5	2	5	7	5	18	43	
8	7	8	8	4	4	5	2	5	7	5	20	45	
2	4	5	5	4	5	5	0	5	10	5	30	38	
3	7	8	8	4	1	5	0	5	10	5	18	43	
4	4	8	8	4	4	5	0	5	7	5	20	40	
pro											21	40,64	

Tabla N° 03, m3 de sólido enviado al interior de mina

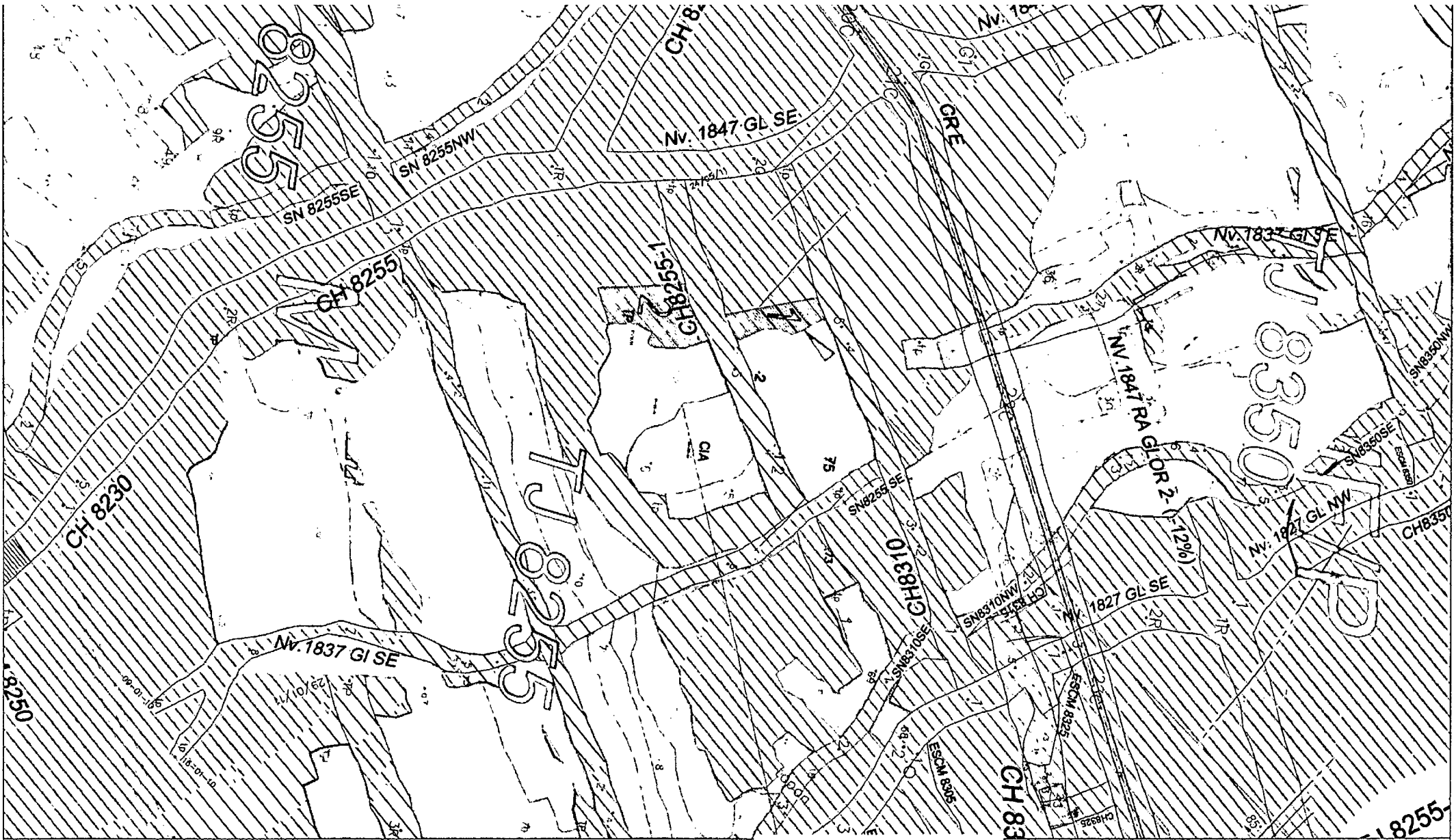
Rendimiento por metros de Balcones (m ³ /hr)						
TN	NV.	LABOR	m ³	TAR.	REND. m ³ /hr.	REND. m ³ /Tar.
N	1827	TJ 8350	155	10,37	69,92	14,94
D	1827	TJ 8350	100	10	71,43	10
N	1827	TJ 8350	100	10	69,77	10
D	1827	TJ 8350	140	13,38	66,67	10,47
N	1847	TJ 8000-3	80	10	80	8
D	1847	TJ 8000-3	100	10	71,43	10
N	1847	TJ 8000-3	100	10,38	66,67	9,64
D	1847	TJ 8000-3	90	10,38	77,14	8,67
D	1827	TJ 8255	100	13,75	71,05	7,273
N	1827	TJ 8255	100	13,75	72,1	7,27
N	1827	TJ 8255	80	13,75	68,57	5,82
D	1827	TJ 8255	100	10	70,59	10
N	1827	TJ 8255	80	13,75	73,85	5,82
D	1827	TJ 8255	100	10	68,97	10
N	1827	TJ 8255	80	13,75	73,85	5,82
D	1827	TJ 8255	75	10	71,43	7,5
N	1827	TJ 8255	30	12,63	48,65	2,38
N	1865	T J 7970	100	12,63	63,16	7,92
D	1865	T J 7970	90	11	69,23	8,18
N	1865	T J 7970	100	12,25	66,67	8,16
D	1865	T J 7970	85	11,38	71,83	7,47
N	1865	T J 7970	80	9	74,07	8,89
D	1865	T J 7970	80	10	60,15	8
N	1865	T J 7970	80	9,38	77,67	7,71
D	1865	T J 7970	80	10	76,19	8
N	1865	TJ 8080	100	11,63	70,92	8,6
D	1865	TJ 8080	100	12,63	75,18	7,92
N	1865	TJ 8080	100	12	73,53	8,33
D	1865	TJ 8080	100	11,5	70,92	8,7
N	1865	TJ 8080	120	12	64,86	10
D	1865	TJ 8385	100	11	73,53	9,09
N	1865	TJ 8385	100	13	72,46	7,69
D	1865	TJ 8385	70	11	70	6,36
N	1865	TJ 8385	50	12,5	61,73	4
D	1865	TJ 7970	40	12,25	80	3,3
N	1865	TJ 7970	100	10,38	72,46	9,64
D	1865	TJ 7970	100	12,25	75,19	8,16
D	1865	TJ 8055	200	12,5	72,72	15,53
N	1865	TJ 8055	200	11,25	85,84	17,8
D	1865	TJ 8055	150	10	72,12	15
PROMEDIO			4095	689,25	72,26	8,7

Tabla Nº 04. Cálculo de precios unitario

CÁLCULO DE PRECIOS UNITARIOS				
1.00 COSTO DE TRANSPORTE				
Tipo de cambio		2,8		
VOLQUETES VOLVO DOBLE EJE				
		S/. / Hr	US\$ / Hr	
Tarifa de volquete		50,4	18	
1,1.- Tarifa de volquete			0,20 US\$ /Tm x Km	
	$Tv = S/. 0.55 / TM \times Km =$	0,20	US\$ /Tm x Km	
1,2.- Capacidad de carga :			22 Tc	
	nominal = 25 TM			
	efectivo = 20 TM = 22 tc			
1,3.- Duración del Ciclo completo:			72 min	
	Distancia cancha desmontera - planta R/H = 6 Km.			
	Velocidad de bajada = 10 Km/hr (cargado de mineral)			
	Velocidad de subida = 10 Km/hr (cargado de relleno)			
	Ciclo completo = $(6/10) + (6/10) = 1.2 \text{ hr} = 72 \text{ min.}$			
1,4.- numero de viajes por hora:			0,83 Viajes/hr	
	$n = 60 \text{ min/hr} / 72 \text{ min/ciclo} =$	0,83		
1,5.- toneladas por hora :			17,6 Tc/Hr	
	$tc = (22 \text{ tc/viaje}) \times (0.8 \text{ viajes/hr}) =$	17,6		
1,6.- Considerando una utilización efectiva del 85%, tendremos :			14,96 Tc/hr	
	$tc = 17.6tc/hr \times 0.85 =$	14,96		
1.- Costo por tonelada $Ct = 1 \times (\\$18.00/hr) / 14.96 \text{ tc/hr} =$		1,20	1,20	\$/tc
2.0. COSTO DE CARGUIO				
CARGADOR FRONTAL 950G				
Tipo de cambio		2,8		
		S/. / hr	US\$ / hr	
Tarifa Cargador Frontal		126	45	
		yd3	m3	
Capacidad de cuchara		4,50	3,50	
2,1.- Capacidad de carga de cuchara			6,55 TC/Viaje	
	$Ccc = Cc \times G.E \text{ del relave(desmontera)} \times \text{factor de llenado}$			
	$Ccc = 3.50 \text{ m}^3 \times 2.08 \text{ Tc/m}^3 \times 0.90 =$	6,55		
2,2.- Duración del ciclo completo de carguío = 3.5 min/ciclo			3,5 Min/Ciclo	
2,3.- Numero de viajes por hora :			14 Viajes/Hora	
	$n = 50 \text{ min/hr} / 3.5 \text{ min/ciclo} = 14.29 =$	14		
2,4.- Toneladas por hora :			91,73 Tc/Hr	
	$Tc = (6.55 \text{ tc/viaje}) \times (14 \text{ viajes/hr}) =$	91,73		
2,5.- Considerando una utilización efectiva del 85%, tendremos :			77,97 Tc/Hr	
	$tc = 91.73 \times 0.85 =$	77,97		
2,6.- Costo horario del alquiler (contratista) = \$45.00/hr			45 US\$ / Hr	
2.- Costo por tonelada $Ct = \\$65.00/hr / 77.97 \text{ tc/hr} =$		0,58	0,58	\$/tc
3.0. COSTO DE TRANSPORTE (camioneta)				
Tipo de cambio		2,8		
cálculos de costo por tonelada				
		US\$ / Día	US\$ / Hr	
Tarifa de la camioneta		60	5	
El costo de la tarifa de camioneta es a todo costo incluido el chofer				

3.1.- viajes por hora de la camioneta			
Viajes por hora = $60 / ((\text{tiempos fijos} + (2 \times \text{dist prom})) / (\text{veloc prom.}))$			2,9
tiempos fijos =	20	hrs	
3.2.- Disponibilidad Mecánica :			
Disponibilidad física :			85%
Utilización del equipo :			80%
3.3.- Duración del Ciclo completo:			
Distancia cancha desmontera - planta R/H = 3 Km.			18 min
Velocidad de bajada = 20 Km/hr			
Velocidad de subida = 20 Km/hr			
Ciclo completo = $(3/20) + (3/20) = 0.3 \text{ hr} = 18 \text{ min.}$			
3.4.- Considerando 156 tc/día a rellenar:			
3.5.- toneladas por hora :			
$tc = ((312 \text{ tc/día}) \times (1/24 \text{ día/hr})) / (12 \text{ viajes/hr}) = 1.08 \text{ tc/viaje}$			14,9
$tc/hr = (0.8 \text{ tc/viaje}) \times (1 \text{ viaje} / 0.3 \text{ hrs ciclo completo}) = 3.6 \text{ tc/hr}$			
3.- Costo por tonelada $Ct = (\\$5.0/hr) / 11.4 \text{ tc/hr} =$			
	0,2	\$/tc	0,2 \$/tc
4.0. COSTO DE CLAVOS :			
4.1.- Número de clavos por tabla =		8 clavos	
4.2.- Numero de tablas o rajados al mes =		200 tablas	
4.3.- Numero clavos 6 pulg. = $8 \times 200 =$		1600 clavo	
1 kg de clavos 6 pulg. =		32 clavo	
peso clavo =		0,03125 Kg/clavo	
TOTAL CLAVO AL MES : $1600 \times 0.03125 =$		50 Kg	
COSTO DE CLAVO =		1,95 US\$/Kg	
COSTO DE CLAVOS AL MES = $2.15 \times 50 =$		97,5 US\$	
COSTO DIARIO DE CLAVOS = $(107.5 \$/\text{MES}) / (25 \text{ DIAS}/\text{MES}) =$		3,9 US\$/Día	
4.- Costo consumo de clavos = $(\\$4.30/\text{día}) / (312 \text{ tc/día}) =$			
			0,0125 \$/tc
5.0. COSTO DE MALLA ELECTROSOLDADA :			
5.1.- Numero de rollos =		8 Un	
5.2.- Precio Rollo =		103,5 US\$	
5.3.- Cantidad de Malla por mes =		8 Rollos	
5.2.- Costo por mes = $103.5 \$/\text{rollo} \times 8 \text{ rollos}/\text{mes} =$		824 US\$/mes	
5.3.- Costo por día = $(824 \$/\text{mes}) / (30 \text{ días}/\text{mes}) =$		27,47	
4.- Costo Malla Electrosoldada = $(\\$27.47/\text{día}) / (312 \text{ tc/día}) =$			
			0,088 \$/tc
6.0. COSTO DE TELA ARPILLERA			
6.1.- Consumo promedio tela al mes = 500 m ²			
6.2.- costo por metro lineal = 0.76 \$/mes			
1500m ² / 2m = 750 m lineales / mes			
6.3.- costo por mes = $(0.76 \$/\text{m}) \times (712.5 \text{ m}/\text{mes}) = 541.5 \$/\text{mes}$			
6.4.- costo por día = $(541.5 \$/\text{mes}) / (30 \text{ días}/\text{mes}) = 18.05 \$/\text{día}$			
6.- Costo consumo tela = $(\\$18.05/\text{día}) / (312 \text{ tc/día}) =$			
	0,058	\$/tc	
7.0. COSTO DE MATENIMIENTO			
Planta			
	Precio (\$)	Cantidad	
Aceites y Lubricantes	93,8	8,0	750,7
Soldadura, Oxi, Acet	109,0	8,0	872,3
Planchas de Fe	12,5	8,0	99,8
Total			1722,9
Tuberías y Accesorios			
	Precio	Cantidad	
Tubería	19,3	35,0	675,9

			Total	675,9
Codos	Precio	Cantidad		
Soldadura Supercito	4,3	22,0	94,8	
			Total	94,8
Niple Acero Cronit	Precio	Cantidad		
Niple	11,0	32,0	353,1	
			Total	353,1
Rompe Presión				
	Precio	Cantidad		
Niple	11,0	9,0	99,3	
Plancha Acero Cronit	448,3	2,3	1008,6	
Soldadura Supercito	4,3	22,5	97,0	
Soldadura Citoduro	29,0	9,0	260,7	
			Total	1465,6
Mantenimientos Varios				
	Precio	Cantidad		
Mtto de Rodillos	304,1	1,0	304,1	
Revestimiento Quijadas	81,0	1,0	81,0	
Mtto de Rompe Presión	131,0	14,0	1834,5	
			Total	2219,7
Costo Mtto Planta, Tubería y Acc. = US\$ 6962.65/30 Día				
Costo Mtto =	217,7 US\$/Día			
Costo Mtto =	0,7 US\$/Ton			
8.0.COSTO DE MANO DE OBRA				
DESCRIPCION	Tar./Gdia.	S./Gdia.	S./día	
Bombero lanzador de agua para la planta R.H	1	90,68	181,36	
Pitoneros de la tolva de planta	2	90,68	362,72	
Operador de la planta	1	110,64	221,28	
Recepcionista s de R.H en tajo	3	90,68	544,08	
Preparadores del tajo para R.H	3	90,68	544,08	
TOTAL				1853,52
Costo de mano de obra	12,27	5,90	soles/m3 de relleno	
RESUMEN DE COSTOS :				
	ITEM	\$/tc		
1	COSTO DE CARGUIO (Caterpillar)	1,203		
2	COSTO DE TRANSPORTE (volquete)	0,577		
3	COSTO DE CAMIONETA (toyota)	0,200		
4	COSTO DE MANO DE OBRA (P.R/H+cant)	5,899		
5	COSTO DE CLAVOS	0,013		
6	COSTO MALLA ELECTROSOLD.	0,088		
7	COSTO DE TELA POLIPROPILENO	0,058		
8	COSTO DE MANT. TALLER R/H	0,698		
	TOTAL	8,736		
Costo de relleno hidraulico =		8,74	\$/tc	
Costo de relleno hidraulico =		18,17	\$/m3	
Gastos Generales 10% =		1,82	\$/m3	
Imprevistos 5% =		0,91	\$/m3	
Utilidad 10% =		1,82	\$/m3	
Costo Total =		22,71	\$/m3	
Costo Total =		63,60	S/. / m3	



SOSTENIMIENTO OBGUN G.S.I. (modificado)
LABORES TEMPORALES seccion 1.5 - 2.5m

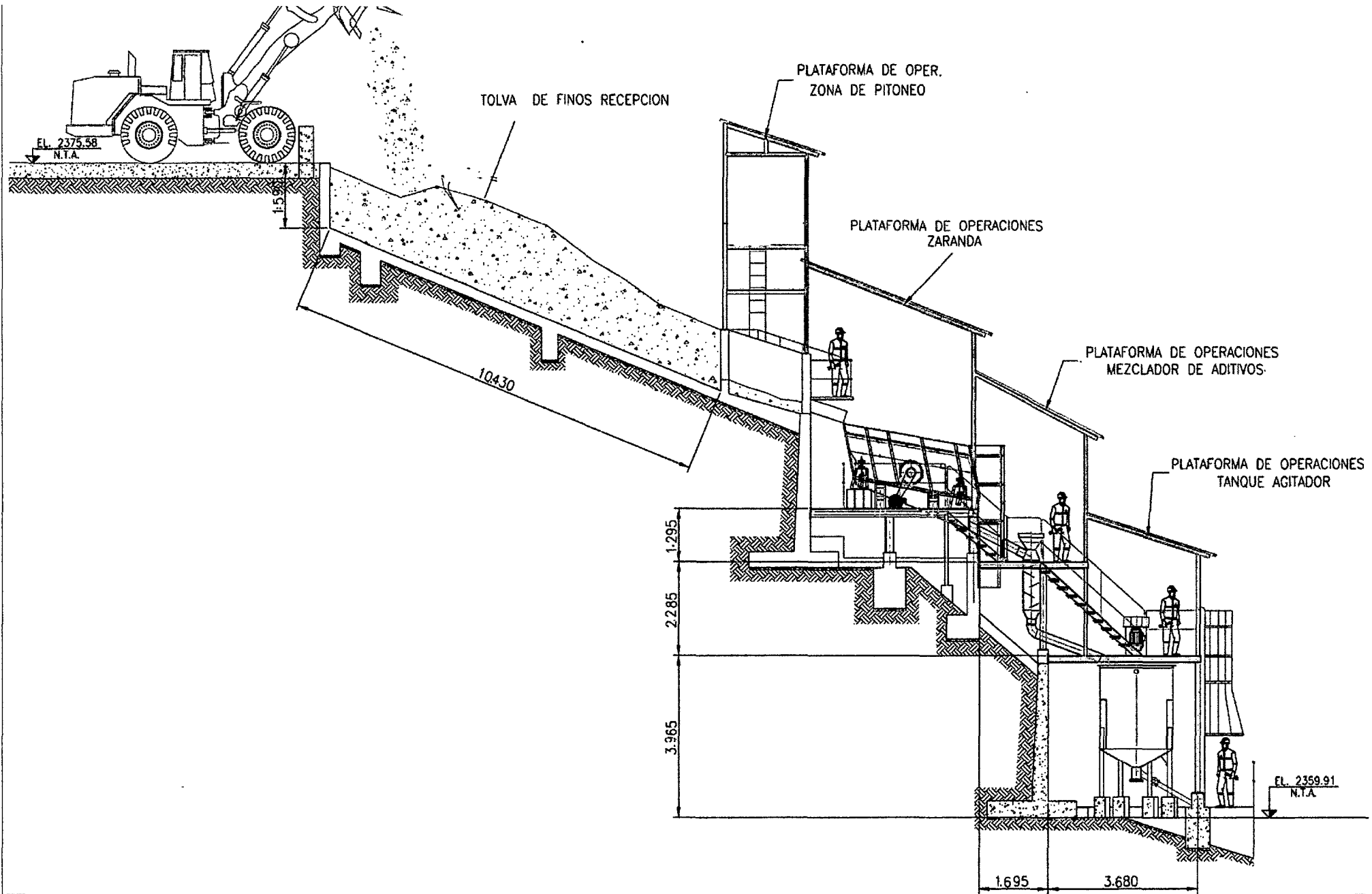
TAJOS

- B** Puntales sistemático 1.5m
- C** Puntales de madera máx. espac = 1.30m en dirección del minado
- D** Cuadros de madera máx. espac = 1.5m en dirección del minado

PLANO GEOMECANICO
NV 1827 TJ 8255

Solicito		Diseño	P & I	Reviso	---	Escala	1/500
Topogr.	JL-SV-TS	Dibujo	---	Aprobo	---	Fecha	11-10-11

UEA:	PODEROSA
SECCION:	GLORITA 2
PLANO:	Nº 01



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

UBICACION

MINA : Papagayo
 UNIDAD : Paraiso
 ANEXO : Vijus
 DISTRITO : Pataz
 PROVINCIA : Pataz

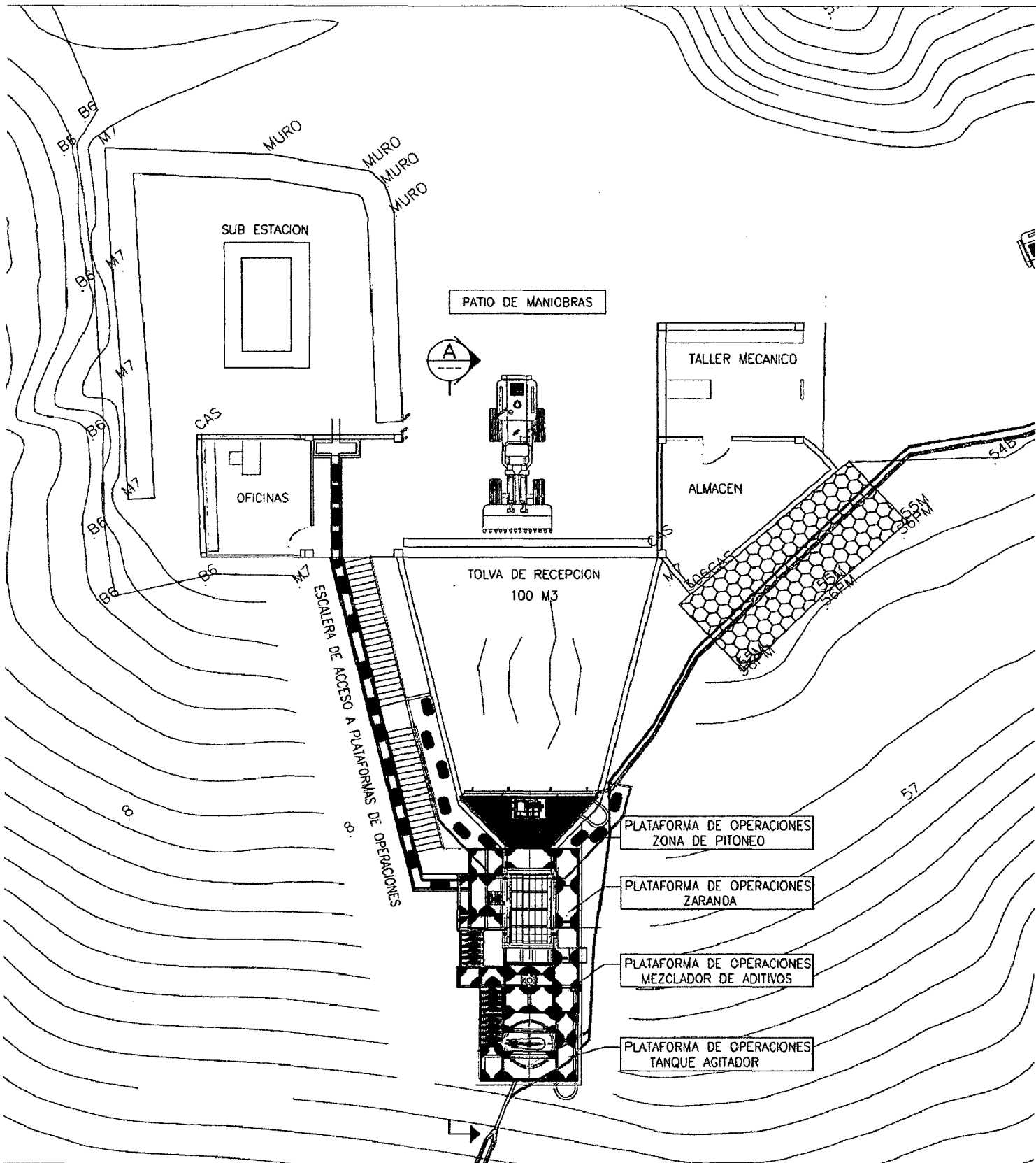
PROYECTO: RELLENO HIDRÁULICO
 PLANO EN PERFIL

ELABORADO POR:
 Dario León Paucar

FECHA:
 12/05/2011

ESCALA:
 1/1000

PLANO
 N°02



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

UBICACION

MINA : Papagayo
 UNIDAD : Paraiso
 ANEXO : Vilus
 DISTRITO : Pataz
 PROVINCIA : Pataz

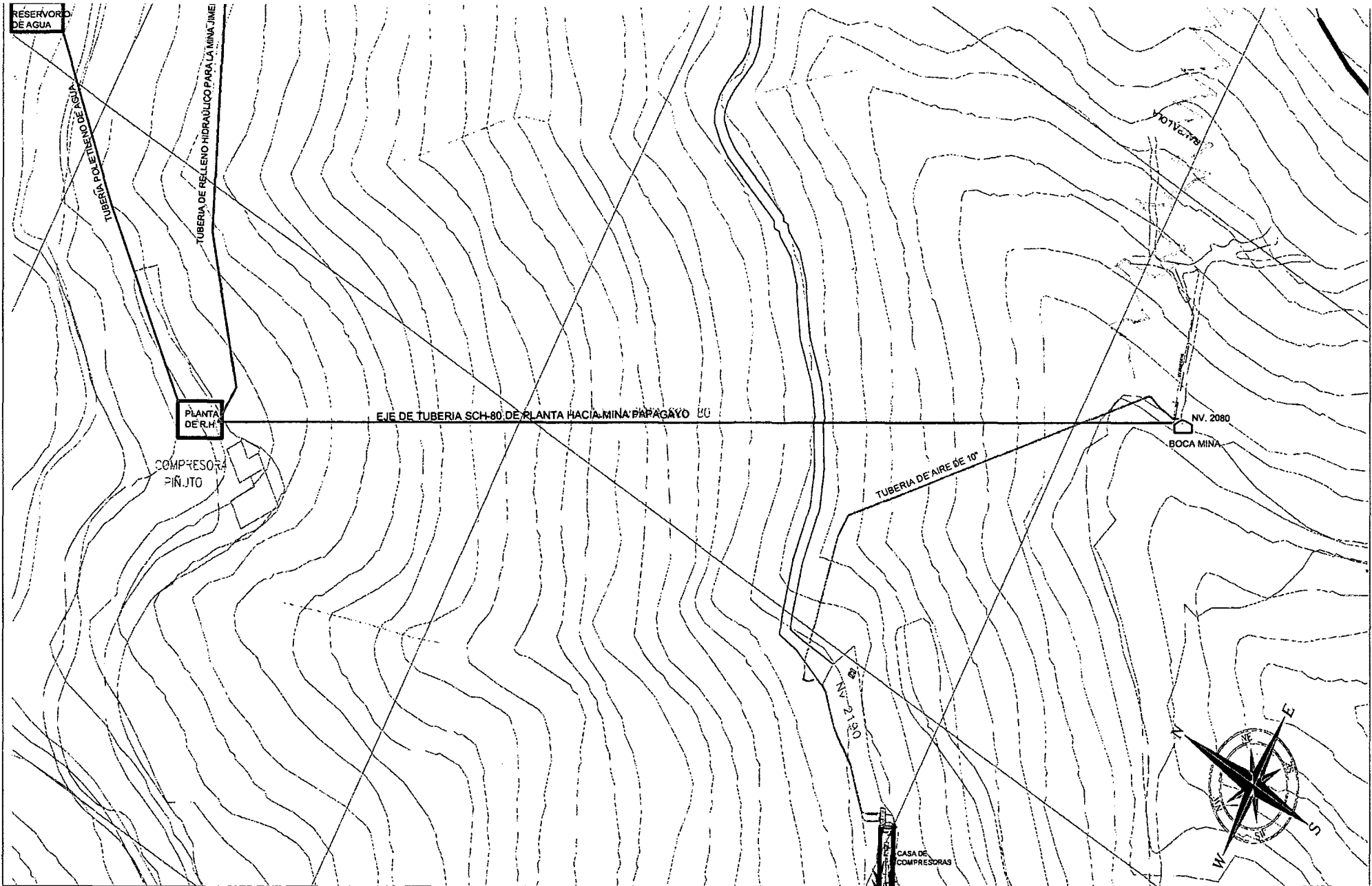
PROYECTO: RELLENO HIDRÁULICO
 PLANO EN PLANTA

ELABORADO POR:
 Darío León Paucar

FECHA:
 12/05/2011

ESCALA:
 1/1000

PLANO
 N°03



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

UBICACION

MINA : Papagayo
 UNIDAD : Paraiso
 ANEXO : Vijus
 DISTRITO : Pataz
 PROVINCIA : Pataz

**PROYECTO: RELLENO HIDRÁULICO
 PLANO EN PLANTA**

ELABORADO POR:
 Dario Leon Paucar

FECHA:
 12/05/2011

ESCALA:
 1/2000

PLANO
 N°04

GRAFICO N°01. DIAGRAMA DE RED DE TUBERIA EN GLORITA

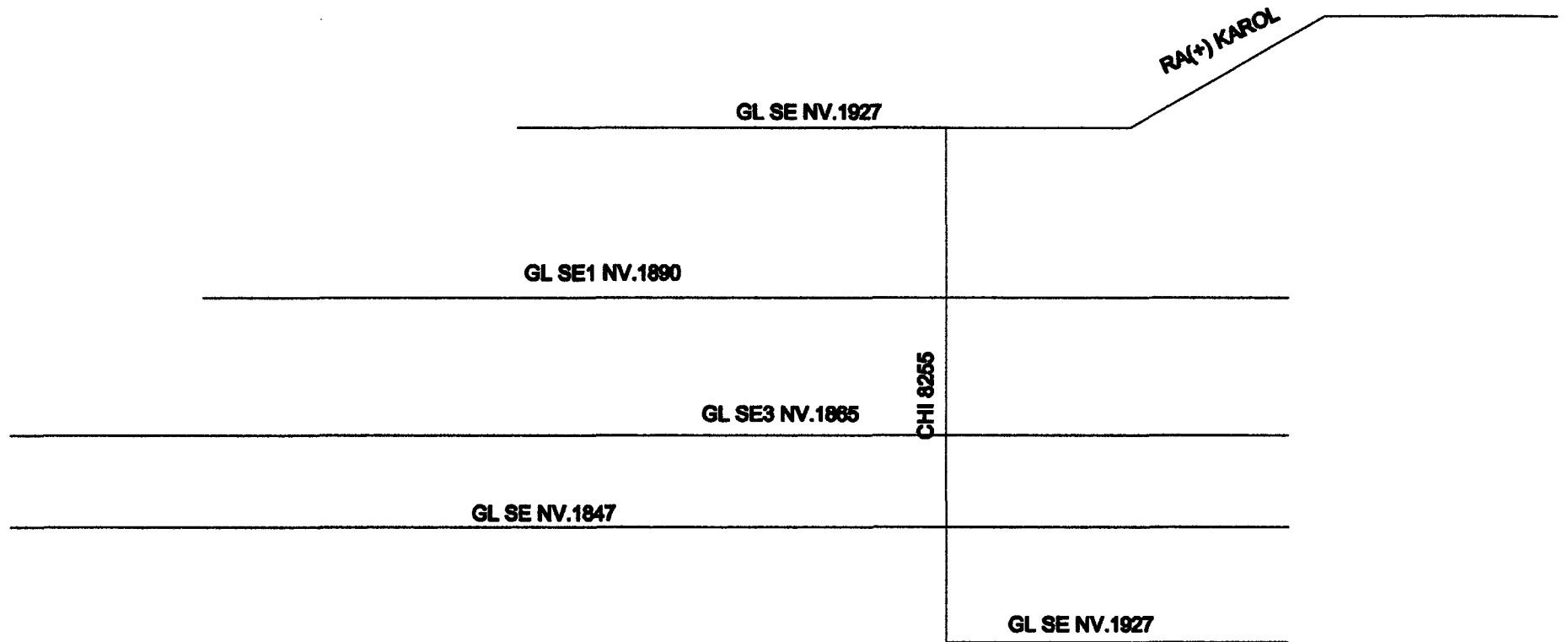


DIAGRAMA DE DISTRIBUCION DE RED DE TUBERIAS EN INTERIR MINA
ELABORADO POR: DARIO LEON FAUCAR

TUBERIA POLIETILENO C-12.5 DIAMETRO 4" PARA LOS TAJOS _____
RED TRONCAL DE TUBERIA POLIETILENO C-12.5 DIAMETRO 4" _____
TUBERIA SCH 80 DIAMETRO 4" _____

Imagen N°01. Balanza Mark , medición de densidades para enviar la pulpa

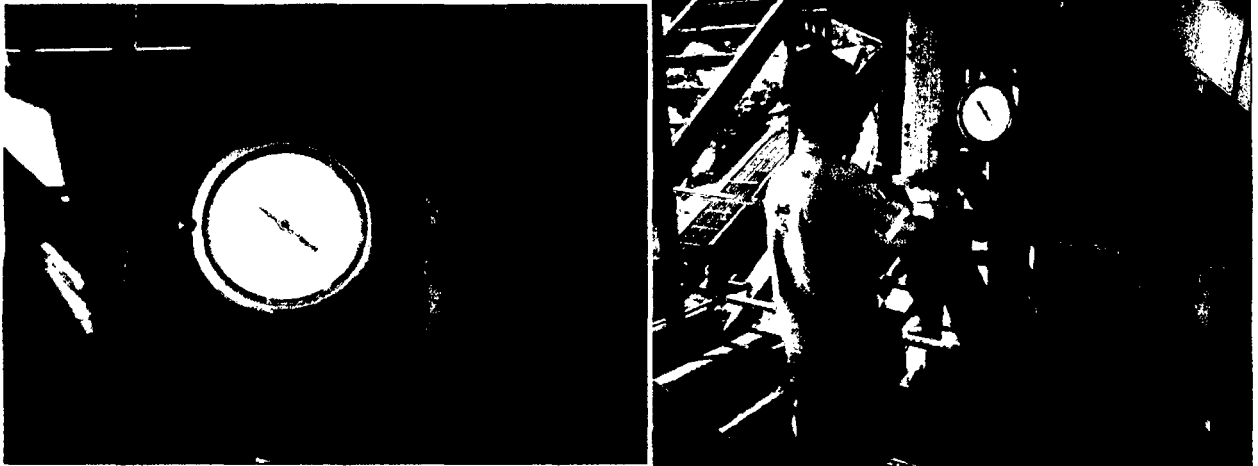


Imagen N°02. Preparación de barreras para el proceso de relleno hidráulico



Imagen N°03. Red de instalación de tubería SCH 80 en superficie e interior mina.



Imagen N° 04 Instalación de tela polipileno y tubería corrugada en Tj 8000

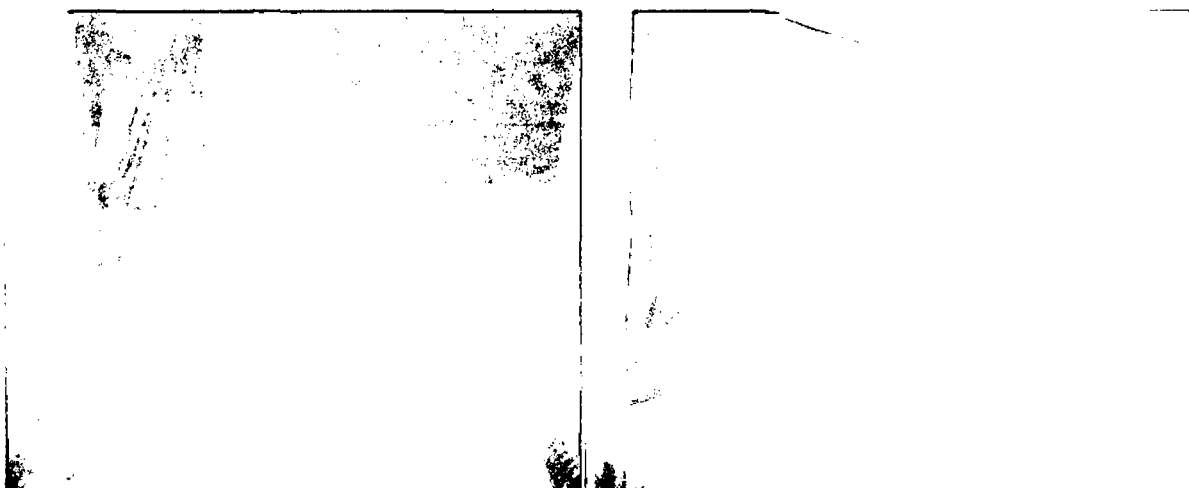


Imagen N° 05. Proceso de preparación de pulpa para enviar al interior de mina

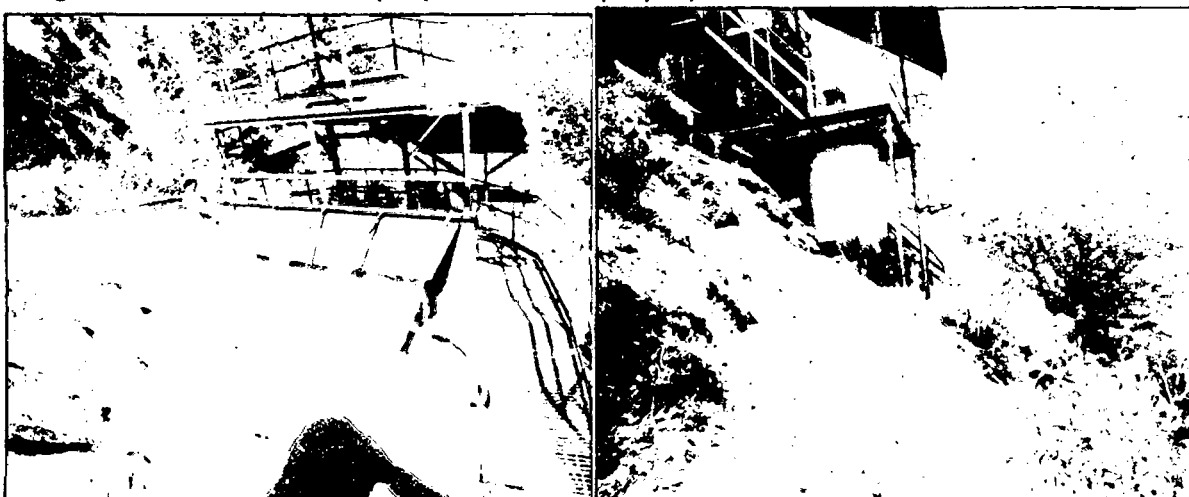


Imagen N° 06 Proceso de relleno hidráulico en Tj 8000

