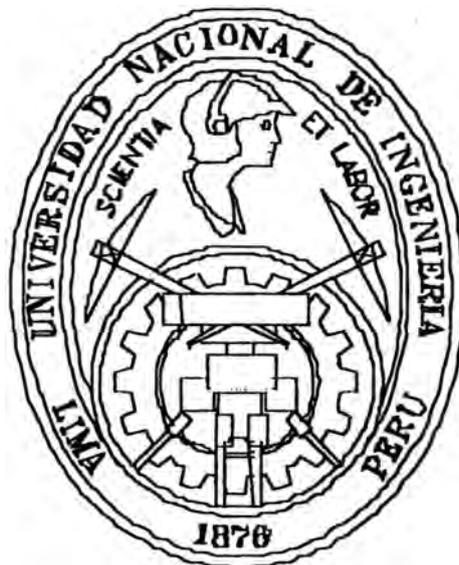


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA
GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



MINADO DEL MINERAL REMANENTE
DE MINA JUANITA

INFORME DE INGENIERIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

ARMANDO JAVIER CACERES MASIAS

LIMA – PERU
1999

MINADO DEL MINERAL REMANENTE DE JUANITA

MINA PERUBAR

CONTENIDO

1.	RESUMEN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	1
1.1	Resumen	1
1.2	Conclusiones	3
1.3	Recomendaciones	8
2.	INTRODUCCION	10
2.1	Objetivo y alcance del estudio	11
2.2	Actividades realizadas	12
2.3	Participación	14
3.	UNIDAD ECONOMICA ADMINISTRATIVA (U.E.A.) GRACIELA	15
3.1	Generalidades	15
3.2	Marco geológico	15
3.2.1	Geología general	15
3.2.2	Geología local	15
3.2.3	Geología estructural	17
3.3	Explotación de la mina	17
3.4	Delimitación de la zona de estudio	21
4.	HISTORIA DEL MINADO PREVIO DE JUANITA	22
4.1	Estudios e investigaciones realizadas	22
4.2	Propiedades de la roca y del relleno	28
4.3	Estrategias de minado utilizadas	33
4.4	Respuesta del terreno al minado	36
5.	INVESTIGACIONES GEOMECANICAS	39
5.1	Características del material cuaternario	39
5.2	Caracterización de la masa rocosa	39
5.2.1	Registro de datos	39
5.2.2	Distribución de discontinuidades	40
5.2.3	Aspectos estructurales	41
5.3	Clasificación de la masa rocosa	43

5.4	Zonificación geomecánica de la masa rocosa	44
5.5	Resistencia de la roca	45
5.5.1	Resistencia de la roca intacta	45
5.5.2	Resistencia de las discontinuidades	46
5.5.3	Resistencia de la masa rocosa	47
5.6	Condiciones del agua subterránea	48
5.7	Esfuerzos	48
6	ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES – CONSIDERACIONES	50
6.1	Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones	50
6.2	Aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento	51
6.3	Estabilidad estructuralmente controlada	52
6.4	Dimensionamiento del pilar de corona	53
6.5	Requerimientos de resistencia del relleno	62
6.6	Estabilidad controlada por esfuerzos	62
7.	ESTRATEGIAS DE MINADO PROPUESTAS	75
7.1	Método de minado	75
7.2	Dimensiones de los tajeos	75
7.3	Secuencia de minado	76
7.4	Tiempos de exposición	77
7.5	Características del relleno	78
7.6	Sostenimiento de los tajeos	78
7.7	Monitoreo	79
8.	MEDIDAS DE CIERRE	81
8.1	Generalidades	81
8.2	Medidas a implementarse	81
9.	REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	83

ANEXOS

Anexo 1	Resultados de los ensayos realizados
Anexo 2	Data básica del mapeo geotécnico realizado

RELACION DE FIGURAS

- Figura 1 Diagrama estereográfico de estructuras mayores de Mina Juanita - Compósito
- Figura 2 Diagrama estereográfico de estructuras menores de Mina Juanita - Compósito
- Figura 3 Ejemplo de un Nivel de la mina Juanita
- Figura 4 Secciones transversales del yacimiento. Ejemplos.
- Figura 5 Dominios estructurales de la mina Juanita – Ref. 7, 1987
- Figura 6 Requerimientos de resistencia del relleno cementado para tajeos primarios – Ref. 7, 1987
- Figura 7 Esquema del método de minado de mina Juanita.
- Figura 8 Resistencia vs tiempo de curado y contenido de cemento
- Figura 9 Resultados de ensayos in-situ sobre el relleno cementado mina Juanita
- Figura 10 Resultado del monitoreo de subsidencias de la Carretera y Ferrocarril Centrales
- Figura 11 Diagrama estereográfico de la distribución de estructuras menores del área de estudio – Compósito general

RELACION DE CUADROS

- Cuadro 1 Propiedades físico-mecánicas de las rocas intactas
- Cuadro 2 Parámetros de resistencia de las discontinuidades
- Cuadro 3 Características de resistencia de la masa rocosa
- Cuadro 4 Resistencia compresiva y parámetros elásticos del relleno cementado
- Cuadro 5 Resumen de ensayos de resistencia al corte del relleno cementado
- Cuadro 6 Orientaciones promedio de los principales sistemas de discontinuidades en el área de estudio
- Cuadro 7 Clasificación de la masa rocosa
- Cuadro 8 Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta

Cuadro 9	Angulo de fricción residual de las discontinuidades a partir de ensayos tilt test
Cuadro 10	Características de resistencia de la masa rocosa
Cuadro 11	Direcciones preferenciales de avance
Cuadro 12	Abiertos máximos según el criterio RMR y NGI

RELACION DE LAMINAS

Lámina 1	Plano de ubicación del área de estudio
Lámina 2	Plano geológico Nivel 1238
Lámina 3	Plano geomecánico Nivel 1238
Lámina 4	Plano de estaciones de mapeo geotécnico
Lámina 5	Sección geomecánica transversal 15
Lámina 6	Sección geomecánica transversal 17
Lámina 7	Sección geomecánica transversal 19
Lámina 8	Sección geomecánica longitudinal 7
Lámina 9	Tajeos en planta Nivel 1238
Lámina 10	Sección transversal 15
Lámina 11	Sección transversal 16
Lámina 12	Sección transversal 17
Lámina 13	Sección transversal 18
Lámina 14	Sección transversal 19
Lámina 15	Sección transversal 20
Lámina 16	Sección transversal 21

Lámina 17 Sección transversal 22

Lámina 18 Plano de ubicación de los puntos de control topográfico

1. RESUMEN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1.1 RESUMEN

PERUBAR S.A. explotó casi enteramente en los pasados años la Mina Juanita, pero una pequeña porción del cuerpo mineralizado Juanita no fue minado a causa de sus leyes sub-económicas. En las condiciones actuales resulta rentable minar este mineral remanente, que se encuentra ubicado próximo a la Carretera Central y al Ferrocarril Central, razón por la cual se realizó este estudio para asegurar que el minado no tenga efectos adversos sobre la infraestructura situada en la superficie del terreno y que sea conducida de una manera segura para el personal y/o infraestructura de la mina subterránea.

Como parte del estudio se efectuaron trabajos de campo, laboratorio y gabinete, desarrollados durante los meses de Mayo y Junio de 1999, aplicando tecnologías adecuadas entre las alternativas disponibles, cuyos resultados son presentados en este informe técnico.

Como cuestión previa, se establece en primer lugar un marco de referencia de la U.E.A. Graciela, abordándose aspectos de su localización, rasgos geológicos y características del minado de sus yacimientos; luego, la historia del minado previo de la mina Juanita, la cual incluye un retroanálisis (back analysis) de la explotación pasada, referido a las propiedades de la roca y del relleno, a las estrategias de minado utilizadas y a la respuesta del terreno al minado.

A fin de demostrar que no habrá perturbaciones, ni en el corto ni en el largo plazo, del ferrocarril y de la carretera y que el mineral será recuperado en forma segura, se presentan las “investigaciones básicas” realizadas, con el fin de obtener la información necesaria sobre los factores principales de control de la estabilidad y estimar los parámetros geomecánicos básicos. Asimismo, se presentan los resultados de la evaluación de las “condiciones de estabilidad de las excavaciones” que estarán involucradas en el minado, la cual fue realizada integrando toda la información lograda.

Como parte de las investigaciones básicas realizadas, se ha caracterizado, clasificado y zonificado a la masa rocosa y se ha determinado sus propiedades de resistencia; asimismo, se ha evaluado las condiciones del agua subterránea y de los esfuerzos. También se han evaluado las características del material cuaternario.

Como parte de la evaluación de las condiciones de estabilidad de las excavaciones involucradas con el minado, se ejecutaron los cálculos de diseño, estableciéndose así: la dirección de avance de las excavaciones, las dimensiones de los tajeos y del pilar de corona, los requerimientos de resistencia del relleno, y en general, la estabilidad local y global del área de estudio.

Como resultado de todos los trabajos desarrollados se han propuesto las estrategias para el minado del mineral remanente de la Mina Juanita y las medidas para su cierre. Como parte de las estrategias de minado: se han establecido las dimensiones mas adecuadas de las excavaciones, se usará la secuencia de minado más ventajosa (en retirada), se efectuarán voladuras controladas, se sostendrán los techos de los tajeos, se utilizará relleno cementado bien topeado al techo y se realizarán monitoreos de las deformaciones del terreno y del agua subterránea. Estas acciones, garantizan que no habrá problemas de estabilidad física del terreno ni en el corto ni en el largo plazo, que pudieran causar perturbaciones a la infraestructura localizada sobre la superficie, como la Carretera Central y el Ferrocarril Central.

Las medidas de cierre, han sido aparejadas a las estrategias de minado, en el corto plazo estas permitirán controlar la estabilidad tanto local como globalmente y en el largo plazo, el relleno cementado utilizado permitirá mantener la estabilidad del pilar de corona y por ende una superficie estable, sin posibilidades de ocurrencia de subsidencias.

1.2 CONCLUSIONES

- 1. El método de minado utilizado en la antigua explotación de la Mina Juanita fue el corte y relleno mecanizado por subniveles, con utilización de relleno cementado y recuperación de pilares, constituyendo un sistema de explotación a gran escala y con alta recuperación del mineral, producto de la modernización y perfeccionamiento del método de arranque por subniveles, gracias al progreso de las distintas tecnologías mineras producidas en los últimos años. Dentro de la clasificación de los métodos de explotación, el nuevo método utilizado se considero como una “explotación especial”. Para lograr el éxito que tuvo esta explotación, se realizaron una serie de estudios e investigaciones, que involucraron incluso programas de monitoreo para evaluar la respuesta del terreno al minado, de tal manera que se tuvieron las estrategias de minado mas adecuadas para proteger a las obras públicas ubicadas en la superficie y al personal e infraestructura de la mina. La experiencia ganada en estos trabajos, será ahora puesta a disposición para recuperar el mineral remanente del cual aquí nos ocupamos.**
- 2. Las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta, discontinuidades estructurales y macizo rocoso involucrados con la antigua explotación de la Mina Juanita, así como las del relleno cementado de relaves con cemento, se presentan en el numeral 4.2 de este informe, estas fueron determinadas a través de estudios e investigaciones que PERUBAR S.A. encargó realizar al INGEMMET. Los parámetros de interés asociados al área del presente estudio, han sido rescatados para ser utilizados en el diseño de las estrategias de minado que más adelante se mencionan. Fueron de especial utilidad, los parámetros del comportamiento del relleno cementado, que cumplieron los requerimientos de resistencia especificados en el diseño.**
- 3. De los programas de monitoreo de las deformaciones de la masa rocosa implementados por PERUBAR S.A. en la antigua explotación de la mina Juanita, para chequear la respuesta del terreno al minado del yacimiento, se estima, que en el tiempo que duró la explotación (8 años), se produjeron descensos de la cota de la Carretera Central de menos de 5cm, contra los 30 cm pronosticados por el modelamiento numérico realizado en los cálculos de diseño. Esto indica por un lado que el diseño fue conservador y por otro lado, que la estabilidad del pilar de corona en la práctica tuvo un mayor factor de seguridad, lo cual fue corroborado por las observaciones visuales realizadas: no hubo ningún tipo de agrietamiento ni problema de estabilidad, no obstante que el área de influencia del minado fue mucho mayor que el involucrado con el actual mineral remanente que estamos estudiando. Igualmente, las deformaciones de los diferentes componentes estructurales de la mina (cámaras, pilares, relleno, etc.) estuvieron debajo de los límites establecidos por los estudios iniciales realizados. En general, podemos afirmar que no hubieron problemas de estabilidad de significancia que pusieran en riesgo a la operación minera, la misma que fue segura y eficiente, es decir exitosa, por las estrategias de minado utilizadas.**
- 4. El área del actual estudio, está ubicada en el extremo NE superior del cuerpo Juanita, encima de la cota 1226, esta área, corresponde al cuerpo mineralizado remanente de la explotación antigua. La zona de explotación actual será desde el Nv 1238 hacia abajo hasta el Nv. 1226. Es en esta área y sus alrededores inmediatos que se realiza el presente estudio.**

5. En el área de estudio se han diferenciado en superficie materiales aluviales del cuaternario y debajo de esta cubierta, rocas volcánicas del Grupo Casma (andesitas y tufos), donde se emplaza el yacimiento económico que consiste en baritina, marmatita, pirita diseminada y galena.
6. Según observaciones de campo realizadas como parte del presente trabajo y según los resultados de los ensayos de laboratorio, los depósitos aluviales ubicados en el área de estudio, se clasifican como GP – GM, aplicando el Sistema Unificado de Clasificación de Suelos (SUCS). La descripción de los materiales GP corresponde a gravas mal graduadas, mezclas de arena y grava con pocos finos o sin ellos. Los materiales GM, corresponden a gravas limosas, mezclas mal graduadas de grava, arena y limo. Sus propiedades físicas y parámetros estimados son: peso unitario seco 2.0 Ton/m^3 , densidad relativa 70 – 95 %, permeabilidad (K) $1.4 \times 10E-02 \text{ cm/s}$ (ensayo in-situ) y $6.9 \times 10E-04 \text{ cm/s}$ (laboratorio), relación de Poisson 0.35, módulo de deformación 850 Kg./cm^2 . En resumen, se trata de un suelo no cohesivo y permeable.
7. El análisis de los resultados de la distribución de discontinuidades estructurales de la masa rocosa efectuada, en relación a las estructuras mayores, muestra que en el área de estudio prácticamente se localiza una sola falla confirmada y otra por confirmarse, pertenecientes al tercer sistema de fallamiento de la Mina Juanita (Ver Lámina 2). Con relación a las estructuras menores, estas están formadas por cuatro sistemas principales de diaclasas, cuyo rumbo y buzamiento, en orden de importancia son: NS y empinado al E y W, EW y echado al N, EW y empinado al N y S, y NS echado al E. Los dos primeros son los principales, el primero concuerda con el tercer sistema de fallamiento de la Mina Juanita. Los últimos constituyen estructuras secundarias. Adicionalmente se presenta un sistema de naturaleza localizada. Las características estructurales tanto de las estructuras mayores (fallas) en general y menores (diaclasas) por cada litología, se presentan en la Sección 5.2.3.
8. La clasificación geomecánica de la masa rocosa efectuada, indica que en el cuerpo mineralizado en general se presentan masas rocosas de calidad REGULAR, según el criterio de Bieniawski (1989). Las andesitas y tufos presentan mayormente calidad REGULAR (Clase III), pero también hay zonas de calidad MALA (Clase IV). Los primeros están ubicados en los alrededores del cuerpo mineralizado, a excepción de una zona de falla (E 03) que tiene calidad MALA. Los segundos están ubicados en la superficie, la cual se encuentra intemperizada y fracturada.
9. La zonificación geomecánica de la masa rocosa efectuada, indica que en la zona de estudio, están presentes cuatro zonas o dominios estructurales: DE-3a, DE-3b, DE-3c y DE-4, cada uno con sus propias características litológicas y de calidad de la masa rocosa, los cuales se pueden observar en el plano y secciones geomecánicas que se presentan en las Láminas 3 a la 8.
10. Los valores promedios de la resistencia compresiva de la roca intacta, estimados a partir de ensayos de rebote con el martillo Schmidt de dureza y de los estudios previos, son: DE-3a (mineral) 70MPa, DE-3b y DE-3c (ambas andesitas y tufos) respectivamente 75 y 100 MPa y DE-4 (andesitas y tufos) 40MPa. Los valores

considerados para los parámetros “mi” y “si” del criterio de falla de Hoek & Brown para el mineral son de 15 y 1 respectivamente y para la andesita y Tufos 17 y 1 respectivamente. La densidad considerada para el mineral es de 4 Tn/m^3 y para las andesitas y tufos 2.7 Tn/m^3 . Los valores promedios del ángulo de fricción residual de las discontinuidades, estimados a partir de ensayos del tablero inclinable (tilt test), son: para el mineral 34° y para las andesitas y tufos 32° . Los resultados de las características de resistencia de la masa rocosa, se presentan en el Cuadro 10.

11. En el área de estudio, existe una napa freática a nivel del río Rímac, que ejerce sobre la galería del Nv. 1238 una carga hidráulica equivalente a una presión de poros de 0.8 Kg./cm^2 , equivalente a una profundidad del aluvial de 8 m. Producto de esta napa, se registran en los taladros de drenaje flujos de 0.32 a 1.10 l/s, estimándose una permeabilidad secundaria de la masa rocosa de $2 \times 10\text{E-}04 \text{ cm/s}$ a $6 \times 10\text{E-}04 \text{ cm/s}$, característicos de masas rocosas medianamente fracturadas y de permeabilidad moderada. El caudal de 1.1 l/s, indica la presencia de fracturas de conexión hidráulica importantes en la masa rocosa. En el cuaternario, la permeabilidad medida fue de $1.1 \times 10\text{E-}02 \text{ cm/s}$ a $1.7 \times 10\text{E-}02 \text{ cm/s}$, estos valores son característicos de gravas arenosas limpias o con poco fino ($< 5 \%$) e indican que el material cuaternario es de permeabilidad alta. Estos aspectos deben ser considerados de suma importancia durante la operación de la mina.
12. Debido a que las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado estarán mayormente influenciadas por el debilitamiento estructural de la masa rocosa, los esfuerzos pasan a un segundo plano, sin embargo, a manera de verificar los resultados del análisis de estabilidad estructuralmente controlado y el diseño geométrico de la estructura del minado, se efectuaron modelamientos numéricos de esfuerzos y deformaciones asociados al minado, para lo cual se estimó que el nivel del esfuerzo vertical sería del orden de 0.5 MPa y la constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) de 1.0, debido a que los valores del módulo de deformación de la mayor parte de masas rocosas presentes en el área de estudio es del orden de 10 GPa. El esfuerzo vertical de 0.5 MPa es muy pequeño para considerar posibilidad de ocurrencia de problemas asociados a esfuerzo, esto refuerza la aseveración de que la estabilidad estará mayormente controlada por las discontinuidades estructurales.
13. Las direcciones de avance más convenientes de las excavaciones asociadas al minado desde el punto de vista de la estabilidad serían: NW a SE y SE a NW, sin embargo, considerando los resultados de la distribución de discontinuidades estructurales, la morfología del yacimiento, las ventajas en las prácticas operativas, la labor de preparación principal ya ejecutada (Galería del Nv. 1238) y el hecho de tener menor área de exposición de la Carretera Central y el Ferrocarril Central a problemas potenciales de inestabilidad, se establece que la dirección de avance de las excavaciones debe ser aproximadamente $S33^\circ W$ a $N33^\circ E$, esto es, perpendicular a la carretera y ferrocarril y al río Rímac. Esta dirección de avance corresponde a una condición de estabilidad MODERADA a DESFAVORABLE, lo cual nos conduce a afirmar que se deben tomar medidas de sostenimiento adecuadas.
14. Considerando a los tajeos como aberturas temporales, en los cuales los valores de la calidad de la masa rocosa han sido corregidos por la orientación de la

discontinuidades estructurales en relación a la dirección de avance preferencial de las excavaciones, es conveniente establecer como ancho de los tajeos 4 m. Las alturas involucradas con el mineral económico (9 a 15 m) son permisibles con los abiertos máximos calculados. En estas condiciones, el tiempo que podría dejarse abierto un tajeo sería como máximo aproximadamente 3 semanas.

15. Se estima que el comportamiento de la masa rocosa estará condicionada a su modelo estructural mas que a los esfuerzos presentes, en tales condiciones, el análisis de estabilidad controlado por el debilitamiento estructural efectuado con el programa UNWEDGE, ha revelado la presencia de cuñas potencialmente inestables en el techo (Factores de Seguridad de 0 a 0.53) y estables en las paredes (Factor de Seguridad de 1.28). Según este análisis, que es válido tanto para rocas REGULARES (Clase III) y MALAS (Clase IV), el método de estabilización de estas cuñas sería el uso combinado de pernos – malla y/o shotcrete. Los pernos serían utilizados sobre una base sistemática, recomendándose emplear varillas con resina.
16. Los cálculos efectuados para verificar el comportamiento del puente rocoso que será dejado como pilar de corona, usando el método convencional de teoría de losas, indica que el mínimo puente rocoso deberá tener 6 m de altura para un FS = 1.5, sin considerar la capa rocosa superficial intemperizada de 1 m de espesor que está en contacto con el cuaternario. Este cálculo ha considerado condiciones no disturbadas de la roca, lo cual significa que se tiene que hacer voladuras controladas en el techo de los tajeos.
17. El cálculo de los requerimientos de resistencia del relleno cementado, usando el principio de pared vertical autoestable o talud vertical (Stacey & Page, 1983), indicó que este debe tener 205 KPa de resistencia compresiva uniaxial. Teniendo en cuenta la importancia que reviste este caso, es recomendable según la información procesada utilizar una mezcla de relleno cementado de proporciones en peso cemento/relave de 1/25 a 1/30.
18. Los resultados obtenidos de la simulación numérica de esfuerzos y deformaciones del minado del mineral remanente de la Mina Juanita, efectuada con el programa PHASES, indican que en general las condiciones de estabilidad tanto local como global son aceptables, con factores de seguridad mínimos de 1 a 2 y máximo desplazamiento de 30 mm (en el Tajeo 9). Solamente en el relleno cementado de los primeros cortes se dan casos de inestabilidad potencial, casos que pueden ser superados utilizando mezclas más ricas de relleno cementado.
19. El método de explotación a utilizarse para la recuperación del mineral remanente de la Mina Juanita será el “CORTE Y RELLENO POR SUBNIVELES”. El acceso al cuerpo mineralizado será por la galería existente del Nv. 1238, que cruza longitudinalmente a este cuerpo y conecta a la Rampa Juanita, a la cual se accesa por la bocamina ubicada adyacente a la Carretera Central. La galería del Nv. 1238 será el acceso superior. Para tener el acceso inferior, se construirá desde la galería superior otra galería con pendiente – 15% que llegará a la cota 1226 (ver Láminas 9 a la 17).
20. En cuanto a las dimensiones de los tajeos: el ancho será de 4 m, las alturas y las longitudes serán variables y estarán limitadas por los contornos de la

mineralización o el pilar de corona que se dejará. Las alturas de los tajeos propiamente dichos variarán de 9 a 15 m, las longitudes de 9 a 18 m, pero si consideramos la extensión del subnivel inferior hacia el N33°E, las longitudes de los tajeos alcanzarían de 20 a 30 m. Las dimensiones de altura y longitud de los tajeos podrían variar, acomodándose a las condiciones encontradas en el terreno, a fin de respetar el puente o pilar de corona que deberá dejarse y que será de 6 m de altura como mínimo.

21. El minado de los tajeos será secuencial, de E a W, comenzando con el Tajeo 1 y concluyendo con el Tajeo 10. El proceso de minado de un tajeo tendrá la siguiente secuencia: primero se construirán los subniveles superior e inferior desde las galerías de acceso usando voladuras controladas y sosteniendo el techo; luego, bajo techos con sostenimiento, se procederá a la extracción del puente rocoso mineralizado que quede entre los subniveles, utilizando taladros largos con menor espaciamiento y carga explosiva que los normalmente utilizados en la U.E.A. Graciela para sus otras minas; una vez limpiado el mineral, se procederá con la preparación de los tajeos para ser rellenos; procediéndose finalmente al relleno, asegurando un buen topeo del techo. Después del fraguado de la mezcla, se expondrán las paredes del relleno cuando se aperture el siguiente tajeo.
22. El tiempo de exposición de un tajeo abierto por cuestiones operativas, para el método de minado planteado es de máximo 3 semanas, lo cual está de acuerdo con el tiempo que podría dejarse abierto un tajeo señalado en la Conclusión 14. El tiempo de exposición de la pared de relleno cementado sería similar al tiempo de exposición de un tajeo, es decir, 3 semanas, el cual se establece a la luz de los resultados conseguidos en el minado de las otras minas de la U.E.A. Graciela y a partir de la información procesada en el presente estudio.
23. Las características del relleno cementado que se utilizarán serán las mismas que aquellas que se han venido utilizando hace 12 años con bastante éxito en la U.E.A. Graciela, la misma que cuenta con una infraestructura adecuada y amplia experiencia del personal para realizar esta labor, utilizando los relaves procedentes de la planta de beneficio con adición de cemento.
24. El monitoreo a implementarse será superficial y subterráneo, en superficie se empleará el control instrumental topográfico y el control visual, en subterráneo solo el control visual. La metodología de control topográfico y visual en superficie, será la misma que la utilizada en los años 1992 y 1993 que se encuentran ampliamente detallados en los Informes “Control de la Estabilidad de la Mina Juanita – Primera Etapa” y “Control de la Estabilidad de las Minas Juanita y Graciela – Segunda Etapa”, respectivamente Refs. 13 y 11, desde las bases hoy operativas “Leonila” y “Perubar” a los puntos de control ubicados sobre la superficie del área de minado.

El monitoreo subterráneo consistirá en la observación de cualquier signo de inestabilidad, que deberá ser registrado en un cuaderno especialmente destinado a esta actividad. Por otro lado, también se monitoreará el agua, midiendo los caudales de bombeo a superficie y aforos de las infiltraciones

25. Para garantizar que no habrán problemas de estabilidad física del terreno ni en el corto ni en el largo plazo, que pudieran causar perturbaciones a la infraestructura localizada sobre la superficie, como la Carretera Central y el Ferrocarril Central, las medidas de cierre asociadas con la recuperación del mineral remanente, están aparejadas al proceso mismo de su explotación, es decir las operaciones y método de minado han sido establecidos de tal manera que estos a la vez constituyan las medidas de cierre adecuadas para este yacimiento. Para esto: se han dimensionado adecuadamente las excavaciones, se usará la secuencia de minado más ventajosa (en retirada), se efectuarán voladuras controladas, se sostendrán los techos de los tajeos, se utilizará relleno cementado bien topeado al techo y se realizarán monitoreos. En el corto plazo, estas medidas permitirán controlar la estabilidad local y globalmente. En el largo plazo, el relleno cementado utilizado permitirá mantener la estabilidad del pilar de corona y por ende una superficie estable, sin posibilidades de ocurrencia de subsidencias.

1.3 RECOMENDACIONES

1. En la Sección 10 se da un caso crítico, debido a que la galería de acceso superior, ya construida y que se encuentra con sostenimiento, forma un pilar de corona menor que 6 m. En este caso, las medidas que se recomiendan por el momento son: complementar el sostenimiento con pernos tipo varillas (reabars) colocadas con resina y esperar su comportamiento in-situ, el cual se evaluará mediante los sistemas de monitoreo planteados.
2. Es necesario que el topeo del relleno sea ejecutado rigurosamente. Los techos que se presentan generalmente inclinados hacia el N33°E favorecerán el topeo. En los lugares horizontales, si es necesario se deberá volver a rellenar si se observaran vacíos. Es recomendable que el relleno ingrese a los tajeos por el extremo S33°W.
3. Será importante realizar cuidadosos diseños de las voladuras controladas para asegurar la estabilidad de los tajeos y a la vez la integridad del pilar de corona. Se debe tener presente que los taladros largos que se utilicen deberán tener menores cargas explosivas y espaciamientos de los que normalmente se utilizan en la explotación de los otros cuerpos de la U.E.A.Graciela, a fin de no causar perturbaciones en el medio rocoso.

4. Las mezclas de relleno cementado que se recomienda utilizar, serán de 1/25 a 1/30 (proporciones en peso cemento/relave), las primeras serán aplicadas en los tajeos que tengan las mayores alturas y las segundas en los que tengan menores alturas
5. Para el sostenimiento del techo de los tajeos, se recomienda utilizar: pernos de roca de 2.5 m de longitud, espaciados cada 1.5 m e instalados sistemáticamente, estos pernos deben ser complementados con el uso de malla metálica. En las zonas de falla, adicionalmente deberá utilizarse una capa de shotcrete de 2 pulgadas de espesor. Es recomendable usar pernos de varilla (reabars) con resina.
6. Será importante que el sostenimiento sea instalado tan pronto después de producida la voladura, a fin de lograr una buena interacción roca – sostenimiento, de tal manera de producir las mínimas deformaciones en los contornos de las excavaciones.
7. También tendrá particular importancia la velocidad de minado, puesto que es un principio de la mecánica de rocas que cuanto menor tiempo se deje abierta una excavación, menor será la perturbación del entorno de la masa rocosa y viceversa.
8. Será importante controlar el agua de infiltraciones, en este sentido, por ejemplo si se registraran flujos de agua a través de los taladros de perforación para propósitos de voladura, esta no se ejecutaría, tomando las medidas que el caso amerite para contener estos flujos, ya sea utilizando sellos, válvulas, inyecciones u otras. Por otro lado, se debe considerar la posibilidad de suspender las operaciones mineras durante la estación de lluvias, por la crecida del río Rímac.

2. INTRODUCCION

PERUBAR S.A. ha explotado casi enteramente en los pasados años el cuerpo mineralizado Juanita. Este cuerpo mineralizado está parcialmente ubicado próximo a la Carretera Central y al Ferrocarril Central. Por esta razón, para proceder con la extracción del mineral, se tuvieron que tomar especiales precauciones, entre las cuales, se llevaron a cabo estudios para asegurar que el minado no tendría efectos adversos sobre la infraestructura situada en la superficie del terreno y que sería conducida de una manera segura para la infraestructura y el personal de la mina subterránea.

Los estudios mencionados fueron realizados por el Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET). Los estudios iniciales fueron presentados al Ministerio de Energía y Minas (MEM) como soporte de la autorización que emitió para proceder con la extracción de la parte del cuerpo mineralizado Juanita ubicado en el área crítica.

En aquel tiempo, una pequeña porción del cuerpo mineralizado Juanita no fue minado a causa de sus leyes sub-económicas. Esta porción de este cuerpo mineralizado está ubicado en la región donde las líneas de las secciones Noreste/Suroeste 16, 17, 18 y 19, intersectan a la línea de sección Noroeste/Sureste 7. En las condiciones actuales resulta rentable minar este mineral remanente, siendo necesario realizar un nuevo estudio, a fin de asegurar que el minado no tendrá efectos adversos, ni en el corto plazo ni en el largo plazo, sobre la infraestructura situada en la superficie del terreno como la carretera y el ferrocarril, y que será conducida de una manera segura para el personal y/o infraestructura de la mina subterránea.

El nuevo estudio señalado, es el que aquí se presenta, bajo el título de " MINADO DEL MINERAL REMANENTE DE MINA JUANITA – U.E.A. GRACIELA", el mismo que será puesto a consideración del Ministerio de Energía y Minas a fin de obtener la autorización respectiva.

2.1 OBJETIVO Y ALCANCE DEL ESTUDIO

El estudio fue llevado a cabo con el objetivo de recuperar el mineral remanente de la Mina Juanita de la U.E.A. Graciela, de tal manera de satisfacer o garantizar tanto a la Empresa Minera Perubar S.A. como al Ministerio de Energía y Minas que:

- No habrán problemas de estabilidad del terreno ni en el corto ni en el largo plazo, que pudieran causar perturbaciones a la infraestructura localizada sobre la superficie, como el ferrocarril y la carretera, y que
- El mineral sea recuperado en forma segura, es decir, sin poner en riesgo la seguridad del personal de la mina y/o infraestructura de la misma, particularmente con respecto al riesgo de inundación creado por la proximidad del Río Rímac.

El estudio se direccionará a los siguientes aspectos:

- Historia del minado previo, de la parte del cuerpo mineralizado Juanita ubicado debajo del Río Rímac, del Ferrocarril Central y de la Carretera Central, el cual incluirá un retroanálisis (back analysis) de la explotación, referido a las propiedades de la roca y del relleno, a las estrategias de minado utilizadas y a la respuesta del terreno al minado.
- Estrategias del minado propuesto, incluyendo las dimensiones de las excavaciones, el método y secuencia de minado, los tiempos de exposición, las características del relleno y el sostenimiento a utilizarse.
- Medidas de cierre, incluyendo una descripción de las medidas a ser puestas en el lugar, a fin de prevenir cualquier perturbación a la carretera y al ferrocarril en el largo plazo.

A fin de demostrar que no habrá perturbaciones, ni en el corto ni en el largo plazo, del ferrocarril y de la carretera y que el mineral será recuperado en forma segura, se efectúa en una primera etapa del estudio, “investigaciones básicas” con el fin de obtener la información necesaria, que permita evaluar los factores principales de control de la estabilidad y estimar los parámetros geomecánicos básicos. En una segunda etapa del estudio, integrando toda la información lograda, se evalúan las “condiciones de estabilidad de las excavaciones” que estarán involucradas en el minado propuesto, planteándose finalmente las “alternativas de solución”.

Los diferentes aspectos considerados como **investigaciones básicas** son:

- Revisión y análisis de toda la información disponible a fin de establecer la “Historia del Minado Previo”
- Caracterización de la masa rocosa de acuerdo a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM)
- Determinación de las propiedades físico – mecánicas de los materiales involucrados (roca, cuaternario y relleno)
- Clasificación geomecánica de la masa rocosa, según los criterios de Bieniawski (1989) y Barton (1974)
- Zonificación geomecánica del área de estudio
- Evaluación de la influencia de la presencia de agua subterránea
- Evaluación de las condiciones de esfuerzos

Los aspectos considerados en la evaluación de las **condiciones de estabilidad de las excavaciones** están referidos a los análisis de estabilidad de la zona, simulando diferentes situaciones de minado del yacimiento, utilizando modelos de análisis en base a la identificación de los mecanismos de falla potencial del terreno.

Los aspectos considerados en el planteamiento de las **alternativas de solución** están referidos al establecimiento de las estrategias de minado del yacimiento y a las medidas de cierre de esta porción de la mina Juanita.

2.2 ACTIVIDADES REALIZADAS

El estudio combinó observaciones y acopio de información de campo, pruebas de laboratorio y trabajos de gabinete, utilizando técnicas adecuadas, seleccionadas entre las alternativas disponibles.

En el **campo** se realizaron las siguientes actividades:

- Revisión y análisis de la información disponible para el “back analysis” y aprovechamiento de la información pertinente al presente estudio.
- Reconocimiento geológico-geomorfológico de la zona.
- Mapeo geotécnico.

- Ejecución de calicata y toma de muestras del material cuaternario para ensayos de laboratorio.
- Ensayos in-situ de impacto con el martillo Schmidt de dureza para estimar la resistencia compresiva de la roca.
- Ensayos del tablero inclinable (tilt test) sobre testigos de perforación diamantina, para determinar los parámetros de resistencia al corte de las discontinuidades estructurales.
- Medición de la permeabilidad in-situ del material cuaternario en el lecho de río, mediante la utilización del método de absorción de agua en materiales sueltos.
- Mediciones de los caudales en los taladros de reconocimiento del mineral, para el cálculo de la permeabilidad de la masa rocosa.
- Recopilación de información adicional (planos, informes, etc.), de interés para el estudio.

En el **laboratorio** se realizaron los siguientes trabajos:

- Determinación de las propiedades físicas del material cuaternario: clasificación y permeabilidad.

En **gabinete** se llevó a cabo lo siguiente:

- Elaboración de los planes de trabajo, referentes a los detalles prácticos de la ejecución del estudio.
- Revisión de la información concerniente a la historia del minado previo.
- Procesamiento y análisis de la información registrada en el mapeo geotécnico: aplicación de técnicas estereográficas y estadística convencional de acuerdo a las normas ISRM. Compatibilización de esta información con la información del “back analysis” y establecimiento del modelo estructural de la masa rocosa.
- Evaluación de las propiedades físico-mecánicas de los materiales involucrados (roca, cuaternarios y relleno).
- Clasificación geomecánica de la masa rocosa, aplicando los criterios de Bieniawski (1989) y Barton (1974), a partir de la información procesada del mapeo geotécnico.

- Zonificación geomecánica.
- Evaluación de los factores complementarios que tengan influencia sobre la estabilidad (agua subterránea).
- Preparación de la información geomecánica y ejecución de los análisis de estabilidad, es decir, de toda la información registrada, se estableció a manera de conclusión todos los datos de entrada para los cálculos de estabilidad (diseño).
- Diseño de los sistemas de control instrumental para el monitoreo de deformaciones del terreno cuando se ejecute el minado.
- Establecimiento de la estrategia de minado.
- Establecimiento de las medidas de cierre.
- Elaboración del informe técnico, incluyendo la elaboración de planos, gráficos, cuadros, figuras, etc.

3. UNIDAD ECONOMICA ADMINISTRATIVA (U.E.A.) GRACIELA

3.1 GENERALIDADES

La U.E.A. Graciela, de la cual forma parte la Mina Juanita, se encuentra en la zona de Corcona, del distrito de Santa Cruz de Cocachacra, provincia de Huarochirí, departamento de Lima, a una elevación promedio de 1250 m.s.n.m.

Como punto de referencia se utiliza el hito del Km 49.5 de la Carretera Central y el hito del Km 68.0 del Ferrocarril Central, que pasan por encima de la mina, en la margen izquierda o lado Sur del río Rímac (ver Lámina 1).

El yacimiento se encuentra en la vertiente occidental de la Cordillera de los Andes, apreciándose en la zona cierta rugosidad del terreno, con fuertes escarpas y pendientes accidentadas que se dirigen hacia el curso del río.

3.2 MARCO GEOLOGICO

3.2.1 Geología general

En el área de operaciones de la Unidad Minera Juanita, afloran rocas de origen volcánico – sedimentario, facies oriental de Grupo Casma del Cretáceo Medio Superior. Esta secuencia está alineada en una franja de dirección SW – NE de aproximadamente 5 Km de longitud y 3 Km de ancho. Los límites al NE, N, W y S son el contacto intruido por rocas intrusivas de naturaleza granodiorítica, granítica y diorítica del Batolito de la Costa. El límite SE está en contacto fallado (Falla Agua Salada) con rocas ignimbríticas, aglomerados y lavas andesíticas-dacíticas del Grupo Calipuy, de origen continental (Terciario).

Por otro lado, la zona está intruída por diques, sills y apófisis dioríticos – andesíticos pre-batolíticos, de tamaños que varían desde unos pocos metros hasta el orden de kilómetros.

Litológicamente el Grupo Casma esta constituido principalmente por derrames andesíticos, flujos de lava y tufos brechosos con intercalaciones de calizas, margas y lutitas. En general estas rocas presentan color gris verdoso oscuro, considerable metamorfización y principalmente silicificación, son muy densas, duras y están cubiertas por depósitos coluviales, proluviales y aluviales.

3.2.2 Geología local

En el área de estudio se han diferenciado en superficie materiales aluviales del cuaternario y debajo de esta cubierta, rocas volcánicas del Grupo Casma, donde se emplaza el yacimiento económico que consiste en baritina, marmatita (sulfuro de zinc) y pirita diseminada.

A continuación se describe de arriba hacia abajo las características de estos materiales:

Depósitos Aluviales (Q – Al)

Estos depósitos se encuentran en el cauce y en ambos márgenes del Río Rímac. En el área de estudio se ubica debajo del Ferrocarril Central y debajo de la Carretera Central. También se encuentran estos materiales en los taludes ubicados en el lado Sur de la Carretera Central y en forma aislada se presentan materiales cuaternarios formando remanentes antiguos de terrazas aluviales.

Rocas volcánicas

Las rocas volcánicas se ubican por debajo de los depósitos aluviales, en contacto inclinado 30° respecto a la horizontal (ver secciones transversales y longitudinal en la sección de Planos). El espesor de la roca volcánica que existe entre el contacto de la zona mineralizada y el contacto con los depósitos aluviales varía entre 2.0 y 5.0 m en promedio.

Las rocas volcánicas consisten en andesitas y tufos del tipo sandstone y mudstone (limolitas – grava), de color gris, grano fino y grueso, ligeramente meteorizada a sana (II, I), resistencia alta (70 a 100 MPa), fracturada (10 a 14 fracturas/m) y en zonas aisladas muy fracturadas (> 15 fracturas/m). Los registros de perforación indican, que por encima del Nv 1238 las rocas volcánicas se presentan silicificadas y diseminadas con pirita.

Es importante indicar que estas mismas rocas volcánicas en superficie por encima de la Carretera Central se presentan meteorizadas y muy fracturadas.

Zona mineralizada

Corresponde a la zona de mineralización metálica del yacimiento. Se ubica debajo de la roca volcánica. Esta constituida en orden de abundancia por baritina, marmatita, pirita y galena.

En su conjunto la zona mineralizada se presenta de color blanquecina y gris, con estructura masiva y bandeada, sana, poco fracturada y resistencia media (50 MPa en promedio), con presencia de fallas aisladas (F4), de tipo planar.

Diques

Son estructuras tabulares de naturaleza andesitas porfíricas, con tendencia orientacional general NE – SW y buzamiento de 60° al Oeste en promedio. Estas estructuras cortan a las rocas y zona mineralizada anteriormente descritas. Uno de estos diques es el llamado “Dique Central”, que se dejó intacto durante la explotación pasada de la Mina Juanita, el cual es mostrado en las Secciones Geomecánicas que se presentan en este informe.

3.2.3 Geología estructural

El Grupo Casma se encuentra afectado por la tectónica andina (Fase Fini – eocena), localizándose en el área un anticlinal con rumbo N 20° W, el cual se recuesta al Sur sobre una falla regional (N54°W, 60° SW). El plano axial del anticlinal se inclina al NE.

A nivel de Mina Juanita, lugar donde se ubica el área de estudio, los sistemas de fallamiento que conforman las estructuras mayores se muestra en el diagrama estereográfico de la Figura 1, elaborado con datos recuperados de los estudios previos, según este: el sistema principal de fallamiento tiene rumbo NW y buzamiento echado hacia el NE, otro sistema de fallamiento tiene rumbo NE y buzamiento alto hacia el NW, un tercer sistema de fallamiento tiene rumbo NS y altos buzamientos tanto hacia el E como al W, un último sistema de fallamiento tiene una tendencia orientacional de rumbo NW y buzamiento mediano hacia el SW.

Igualmente a nivel de Mina Juanita, los sistemas de estructuras menores o fracturamiento de la roca, conformada principalmente por diaclasas, tienen las siguientes características orientacionales promedias según orden de importancia:

Sistema	Rumbo	Buzamiento	Grado de Buzamiento
1	NS	W	Empinado
2	NEE	NW	Empinado
3	NW	NE	Echado
4	NNE	NW	Empinado
5	NW	SW	Mod. empinado

En el diagrama estereográfico de la Figura 2 se muestra con mayor detalle estas características orientacionales, y como se puede apreciar, los sistemas de fracturamiento de la masa rocosa de la Mina Juanita concuerdan en buen grado con los sistemas fallamiento arriba señalados.

3.3 EXPLOTACION DE LA MINA

La U.E.A. Graciela actualmente esta conformada por las Minas Graciela y Santa Cecilia. La Mina Graciela se encuentra ubicada al Norte del cuerpo Juanita y esta conformada por la antigua mina a cielo abierto y los cuerpos Rimac y Webs , estos últimos se encuentran actualmente en operación; igualmente, hoy en día pertenece a la Mina Graciela, el cuerpo de mineral remanente de la Mina Juanita que es materia del presente estudio. La Mina Santa Cecilia se ubica al SE del Cuerpo Juanita y está conformada por las Minas Cecilia Norte y Cecilia Sur, que también actualmente se encuentran en operación.

La producción mensual promedio de la U.E.A. Graciela es de 45,000 Tn, con una ley de 6% de Zinc y 1.0% de Plomo. La Mina Santa Cecilia contribuye con el 80 al 85 % de la producción total, el resto se obtiene de la Mina Graciela.

La explotación del mineral remanente de la Mina Juanita contribuirá a regular la ley de cabeza del mineral explotado corrientemente, por tener leyes un poco más altas.

La planta concentradora trata el mineral por el método de flotación para obtener concentrados de Zinc con una ley de 53% y un porcentaje de recuperación de 89%, y concentrados de Plomo con una ley de 72% y un porcentaje de recuperación de 73%.

Método de Explotación

El método de explotación empleado en la U.E.A. Graciela, en general, es el de corte y relleno cementado por subniveles con taladros largos (Blasthole), cuya secuencia es la siguiente:

La preparación consiste en la construcción de un crucero en el subnivel inferior, a un costado y a lo largo de la cámara que resultará, este crucero en una primera etapa permitirá la perforación de taladros largos en abanico hacia el subnivel superior y posteriormente la extracción del mineral abatido por la voladura.

Para el arranque del mineral, en un extremo del tajeo y en la parte central, primero se construye una chimenea, luego esta es ensanchada hacia los límites de las paredes del tajeo, de tal manera que se disponga de una cara libre (slot) para las voladuras de producción.

El sistema de voladura es el sistema Dino Novel, consistente en el uso de iniciadores eléctricos con microretardos para detonar la dinamita, que servirá como cebo para detonar el Anfo.

Para la perforación se emplean 02 perforadoras Tamrock tipo Simba o Jumbo (01 neumático y 01 electrohidráulico), adicionalmente para los trabajos de preparación a cargo de contratas se emplean 01 jumbo y 4 jackleg. El diámetro de los taladros en la voladura primaria es de 2”.

Para la extracción o carguío se emplean scooptrams de 3.5 y 6 yds³ a control remoto y para el transporte del mineral a la planta concentradora se emplean 03 camiones Kiruna de bajo perfil de 25 TM y 03 volquetes convencionales de 25 TM.

Anteriormente la secuencia de explotación comprendía el esquema de tajeos primarios y secundarios, hoy en día ya no rige este esquema, lo que se hace es explotar secuencialmente el mineral adyacente al tajeo anterior relleno, cuidando sólo que el tiempo de curado del relleno hidráulico cementado en el tajeo sea de 90 días. El relleno utilizado normalmente tiene relación cemento/relave de 1/25 en promedio, lo cual representa 3.8 % de cemento. En zonas donde no es necesario exponer paredes de relleno se usan mezclas que varían progresivamente desde la base hasta el tope del tajeo, de 1/25 hasta 1/80.

Las dimensiones de los tajeos normalmente son de 8 a 10 m de ancho, alturas hasta de 20 m y longitudes de 30 m como máximo.

3.4 DELIMITACION DE LA ZONA DE ESTUDIO

El área de estudio está ubicada en el extremo NE superior del cuerpo Juanita (ya explotado), encima de la cotas 1226, aproximadamente entre las coordenadas:

Por el SW : (N4973, E10040) y (N4950, E10070)

Por el NW: (N4980, E10050) y (N4960, E10080)

Esta área, corresponde al cuerpo mineralizado remanente y aquí se intersectan las líneas de las secciones Noreste/Suroeste 16, 17, 18 y 19, con la línea de sección Noroeste/Sureste 7 (ver Láminas 1 y 2).

La zona de explotación será desde el Nv 1238 hacia abajo hasta el Nv. 1226, existiendo reservas de aproximadamente 40,000 Tn, con leyes de Zn de hasta 8% y de Pb de 1% en promedio.

Es en esta área y sus alrededores inmediatos que se realiza el presente estudio.

4. HISTORIA DEL MINADO PREVIO DE JUANITA

4.1 ESTUDIOS E INVESTIGACIONES REALIZADAS

Como antecedente se debe señalar que la empresa minera PERUBAR S.A., en 1987, venía iniciando la explotación de su Mina Juanita con el método de corte y relleno mecanizado por subniveles, con relleno convencional seco, principalmente de relaves y roca estéril.

A fin de mejorar las condiciones de seguridad y eficiencia de la operación minera, asimismo la recuperación de este rico yacimiento de zinc, decidió cambiar el método de explotación. El nuevo método de minado propuesto contempló el corte y relleno mecanizado por subniveles, con utilización de relleno cementado y recuperación de pilares, el mismo que era un sistema de explotación a gran escala y con alta recuperación del mineral, producto de la modernización y perfeccionamiento del método de arranque por subniveles, gracias al progreso de las distintas tecnologías mineras producidas en los últimos años. Dentro de la clasificación de los métodos de explotación, el nuevo método propuesto estaba considerado como una “explotación especial”.

La puesta en práctica del nuevo método propuesto por PERUBAR S.A. para la explotación de su mina Juanita, planteó una serie de interrogantes, como: ¿Cuáles serían las dimensiones correctas de las cámaras y pilares?, ¿Qué características debería tener el relleno cementado para recuperar los pilares sin problemas y brindar estabilidad integral o global a la mina?, ¿Cuál debería ser la dimensión mínima del pilar de corona o puente de masa rocosa o mineral, que sería dejado como techo de las excavaciones a ejecutarse, para brindar seguridad a las obras públicas situadas en la superficie, como la Carretera y el Ferrocarril Central?, y, ¿Cuáles serían los elementos de juicio que contribuyan a adoptar las mejores alternativas asociadas a la secuencia de minado?.

Para aclarar estas interrogantes, PERUBAR S.A. utilizó los servicios del Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET), entidad que llevó a cabo en 1987 los estudios iniciales (Refs. 6 y 7), los mismos que fueron presentados al MEM y sirvieron como soporte de la autorización que este organismo emitió para proceder con la explotación de la Mina Juanita. Posteriormente el INGEMMET continuó realizando una serie de estudios e investigaciones de seguimiento a sus trabajos iniciales y de monitoreo de la respuesta del terreno al minado (Refs. 11, 12 y 13).

A través del estudio inicial de mecánica de rocas (Ref. 7), se dimensionó geomecánicamente los diferentes componentes estructurales de la mina. Siguiendo métodos internacionalmente aceptados, se realizaron investigaciones básicas de la masa rocosa involucrada, que condujeron a su caracterización, a la determinación de sus propiedades físicas y mecánicas, a su clasificación geomecánica, y, al establecimiento de sus dominios estructurales. Investigaciones equivalentes fueron realizadas en los materiales cuaternarios. Sobre el relleno cementado, igualmente se realizaron estudios e investigaciones que condujeron a su caracterización, a la selección de los materiales

alternativos más adecuados, y, a la determinación de sus propiedades físico-químicas, y de resistencia.

Utilizando todos los resultados de las investigaciones básicas realizadas, se ejecutaron los cálculos de diseño. Así: se dimensionaron las cámaras y los pilares; se determinaron los requerimientos de resistencia del relleno cementado; se analizó la estabilidad integral o global de la mina, la cual constituyó la parte final de la modelización de la mina.

Los principales resultados obtenidos, en forma resumida, se dan enseguida, acompañados por las Figuras 3 a la 7:

- Los factores de seguridad obtenidos en los análisis indicaron tanto la estabilidad local como la estabilidad integral de la mina.
- Las cámaras de los tajeos primarios debían tener 14 m de ancho y 14 m de altura; los pilares debían tener 16 m de ancho, estos se constituirían posteriormente en los tajeos secundarios.
- Los requerimientos de resistencia del relleno se presentan en la Figura 6.
- Se podría utilizar solo relleno hidráulico en los tajeos secundarios, pero, el uso de relleno cementado contribuirá a beneficiar la estabilidad integral.
- Las mayores deformaciones esperadas al término de la explotación de la mina, ocurrirían en la parte central longitudinal de la mina, pudiéndose esperar en esta área hasta 30 cm de descenso de la cota de la Carretera Central, esta deformación no constituirá problema de subsidencia y no tendría mayor significado para causar problemas a las obras públicas situadas en superficie.
- Para efectos prácticos de la explotación y según los resultados de los estudios realizados, era recomendable tomar como límite superior de la explotación el Nv. 1238.
- En la secuencia de extracción de tajeos primarios y secundarios, era recomendable un avance convergente desde los extremos E y W hacia la zona central longitudinal del cuerpo mineralizado, con esto aumentaban las condiciones de estabilidad integral o global.
- Durante la recuperación de los pilares no se recomendaba utilizar paneles de mas de 30 m de longitud horizontal, lo cual contribuirá a eliminar o minimizar los problemas de dilución e inestabilidad.
- Todos los parámetros señalados no eran rígidos, podrían variar en cierto margen hacia arriba, desde que los factores de seguridad establecidos lo permitían, el asunto era compatibilizar con los procedimientos operacionales de minado y las condiciones de estabilidad local establecidas.

- Se recomendó efectuar programas de monitoreo para verificar la respuesta del terreno al minado, de tal manera de afinar o mejorar el diseño original y prevenir alguna situación de riesgo.

Bajo estas premisas de diseño, se inició la explotación de la mina y durante el proceso de explotación fueron optimizándose las diferentes variables mineras, en especial las concernientes a las técnicas utilizadas en el relleno. En los siguientes acápite se da mayor información sobre los diversos aspectos que estuvieron involucrados en la explotación de la mina Juanita.

4.2 PROPIEDADES DE LA ROCA Y DEL RELLENO

Las propiedades físicas y mecánicas de la roca se obtuvieron a partir de una campaña de ensayos de laboratorio (INGEMMET 1987) como parte de los estudios iniciales de diseño (Refs. 6 y 7). Un resumen de las propiedades físico mecánicas se presenta en el Cuadro 1.

Cuadro 1

PROPIEDADES FISICO MECANICAS DE LAS ROCAS INTACTAS

PARAMETROS	Tipo de Roca			
	Andesitas	Mineral Masivo	Mineral Diseminado	Doleritas Dique
- Densidad	2.7	4.0	2.9	2.7
- Porosidad aparente (%)	0.5	0.6	0.7	0.5
- Absorción	0.18	0.15	0.25	0.2
- Resistencia compresiva uniaxial (MPa)	130	40	70	175
- Resistencia a tracción (MPa)	14	6	10	11.5
- Módulo de elasticidad (GPa)	46.1	16.6	22.1	65.4
- Relación de Poisson	0.35	0.4	0.4	0.35
- Cohesión (MPa)	22	9.0	-	22
- Angulo de Fricción interna (°)	54°	49°	-	57°

Asimismo del estudio previo señalado, se ha obtenido los parámetros de resistencia al corte de las discontinuidades estructurales, referidos a los ángulos de fricción residual empleados en los análisis de estabilidad estructuralmente controlada (ver Cuadro 2).

De igual manera, las propiedades de resistencia de la masa rocosa fueron obtenidas durante los estudios previos (Ref. 6 y 7). Un resumen de las mismas se presenta en el Cuadro 3.

El cálculo de la resistencia compresiva y resistencia a la tracción de la masa rocosa, estuvo basado en el criterio empírico original de Hoek & Brown (1980). El módulo de elasticidad fue obtenido a partir de la relación empírica de Bieniawski (1978). Los parámetros de resistencia al corte (cohesión y ángulo de fricción) de las

discontinuidades, fueron determinados a partir de ensayos de laboratorio y a partir de las clasificaciones geomecánicas.

Cuadro 2

PARAMETROS RESISTENTES DE LAS DISCONTINUIDADES

Roca	Angulo de Fricción Residual (°) Promedio
Andesita	33
Mineral	33

Cuadro 3

CARACTERISTICAS DE RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA

PARAMETROS	Andesitas Caja Techo RMR: 42 - 69	Mineral Masivo RMR: 49 - 67	Doleritas * Diques RMR: 45 - 72
Resistencia compresiva uniaxial (MPa)	1.10 - 11.13	0.62 2 - 2.88	1.95 - 19.32
Resistencia a la tracción (MPa)	0.03 - 0.39	0.01 0.07	0.06 - 0.69
Módulo de deformación in-situ (GPa)	38.00	1.0 - 35	42
Cohesión 'C'- (KPa)	270	200	310
Angulo de fricción básico ϕ_b (°)	37.5°	36.5°	39.5°
Angulo de fricción residual (°)	34.5°	33°	36.0°
Según Clasificación Geomecánica			
RMR de 61 a 80 Cohesión (KPa)	300 - 400	300 - 400	300 - 400
Ang. Fricción (°)	35° - 45°	35° - 45°	35° - 45°
RMR de 41 a 60 Cohesión (KPa)	200 - 300	200 - 300	200 - 300
Ang. Fricción (°)	25° - 35°	25° - 35°	25° - 35°

(*) y pórfidos andesíticos

Las propiedades iniciales de resistencia del relleno cementado, fueron determinadas a través de una campaña importante cualitativa y cuantitativa de ensayos de laboratorio (INGEMMET 1987) también como parte de los estudios de diseño (Refs. 4 y 7). En los Cuadros 4 y 5 se presentan resúmenes de las propiedades obtenidas.

Se debe señalar que la muestra "E" de relaves, correspondió a aquella sobre la cual se obtuvieron los mejores resultados de resistencia con los consumos menores de cemento. Esta muestra fue la que inicialmente se puso en práctica para el minado del yacimiento.

Por otro lado, durante la operación minera, se implementó un estricto control de calidad de la resistencia del relleno cementado, efectuándose ensayos de laboratorio (INGEMMET - UNI - PUCP - ARPL) a partir de muestras tomadas durante el proceso de colocación del relleno en el tajeo y también a partir de bloques in-situ extraídos (tallados) de rellenos antiguos. De esta fuente de información se han preparado los 5 gráficos que se presentan en la Figura 8.

Lo rescatable de la información proporcionada por estos gráficos, es que generalmente se observa que la resistencia compresiva alcanza su máximo valor en tiempos de curado que varían de 80 a 120 días. Pasado este tiempo, no hay una tendencia clara del crecimiento o disminución de la resistencia, debido a la gran dispersión de los datos. Sin embargo, se puede afirmar que la mayoría de los valores de resistencia pasan los 0.5 MPa y dependiendo del contenido de cemento en la mezcla, estos valores son más altos. Por tanto, cumplieron con los requisitos del diseño inicial y lo más importante es que los resultados en la práctica del minado fueron muy exitosos.

Cuadro 4

RESISTENCIA COMPRESIVA Y PARAMETROS ELASTICOS DEL RELLENO CEMENTADO

Muestra	Mezcla	Cemento (% en peso)	Tiempo de curado	N° de Probetas Ensayadas	Densidad gr/cm ³	Resistencia Compresiva (KPa)	Módulo de Deformación (MPa)	Relación de Poisson
E	1/6	14.28	07	2	2.28	2126	301	0.35
			14	3	2.31	2189	321	0.33
			28	3	2.30	2922	400	0.30
			56	4	2.45	4578	549	0.27
	1/15	6.25	07	2	2.33	373	51	0.33
			14	3	2.39	392	58	0.33
			28	3	2.33	479	80	0.30
			56	3	2.24	883	116	0.29
	1/20	4.76	07	2	2.46	198	43	0.33
			14	3	2.38	222	56	0.30
			28	3	2.38	307	70	0.31
			56	2	2.24	572	94	0.31
	1/30	3.23	07	2	2.38	110	37	0.34
			14	2	2.42	137	41	0.33
			28	3	2.44	157	66	0.32
			56	4	2.18	207	80	0.33
	1/40	2.44	07	1	-	78	35	-
			14	1	-	90	39	-
			28	1	2.25	118	60	0.32
			56	2	2.07	150	74	0.32

Cuadro 5

RESUMEN DE ENSAYOS DE RESISTENCIA AL CORTE DEL RELLENO CEMENTADO

Muestra	Mezcla	Cemento (% en peso)	Tiempo de curado	Nº de Probetas Ensayadas	Cohesión (KPa)	Angulo de Fricción (°)
E	1/6	14.28	07	-	-	-
			14	2	314	33
			28	2	600	42
			56	3	1000	21
	1/15	6.25	07	-	-	-
			14	2	120	41
			28	2	155	32
			56	2	216	30
	1/20	4.76	07	-	-	-
			14	-	-	-
			28	3	91	27
			56	3	147	30
	1/30	3.23	07	-	-	-
			14	3	48	16
			28	1	53	30
			56	3	83	23
	1/40	2.44	07	-	-	-
			14	1	36	29
			28	4	40	36
			56	3	73	24

Para mayor información se presenta el gráfico de la Figura 9, el mismo que corresponde a unas pruebas realizadas por el INGEMMET en 1989 (Ref. 12), como parte de las investigaciones para chequear la variación espacial de la resistencia del relleno en base a muestras obtenidas in-situ, consistentes en bloques tallados de relleno, a partir de los cuales se prepararon los cilindros de ensayos. Quizás estas sean las pruebas más importantes que se tengan de Mina Juanita, respecto a la resistencia in-situ del relleno cementado. Estas pruebas se realizaron en el Block 21 de minado, el cual fue rellenado con una mezcla de proporción cemento/relave de 1/25.

Los resultados de esta investigación igualmente indicaron que la resistencia del relleno cementado cumplía los requisitos del diseño.

Cabe finalmente señalar que el material de relave utilizado en el relleno cementado fue el relave total, es decir involucrando a los finos, lo cual se estableció después de una serie de trabajos en el que se probaron diferentes alternativas de este material.

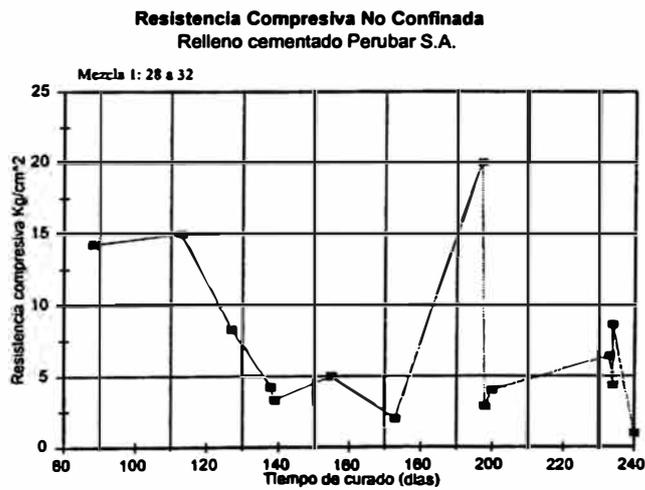
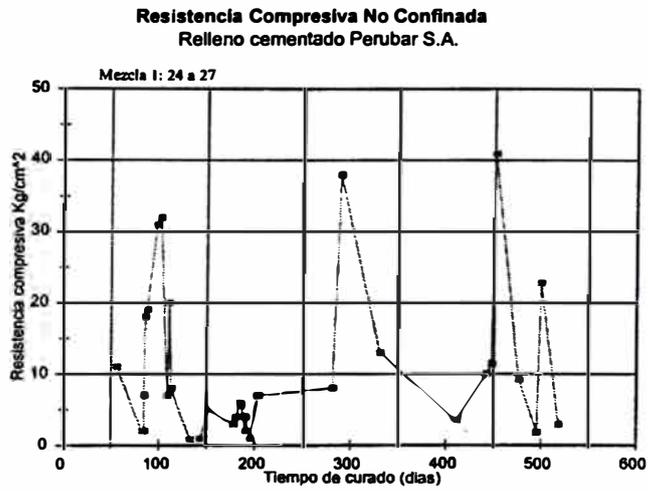
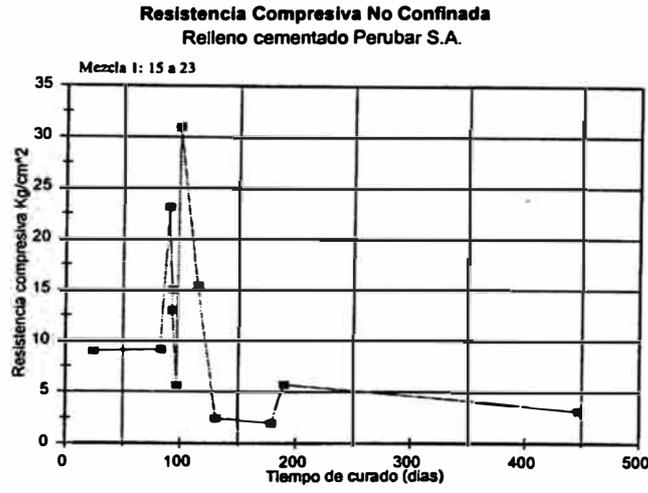


Figura 8.- Resistencia vrs. tiempo de curado y contenido de cemento

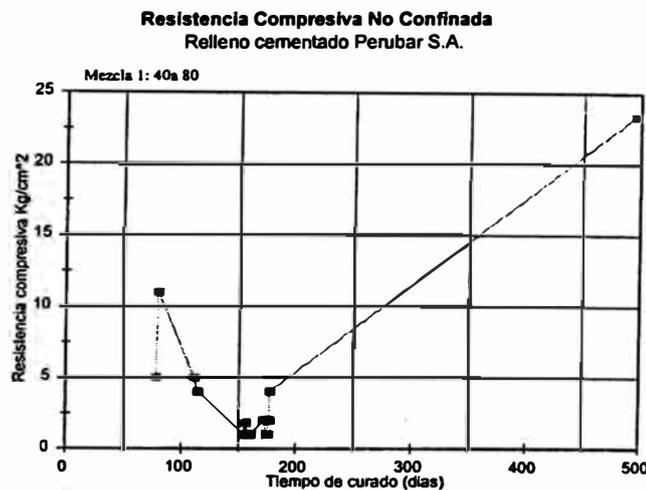
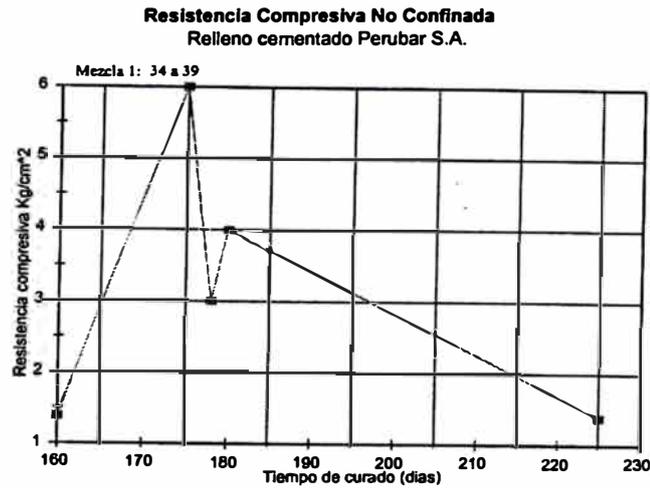


Figura 8 (Continuación)

4.3 ESTRATEGIAS DE MINADO UTILIZADAS

Las estrategias de minado utilizadas siguieron prácticamente todas las recomendaciones del diseño señaladas en el numeral 4.1 – Estudios e Investigaciones Realizadas.

El método de minado utilizado para la explotación de la mina Juanita fue el “corte y relleno mecanizado por subniveles con utilización de relleno cementado y recuperación de pilares”, la implementación de este método aprovechó todas las labores preparadas como parte del método antiguo (la mina se encontraba preparada en un 80%), en una secuencia en la que compatibilizaban el planeamiento y diseño de la mina, los procedimientos operacionales de minado y las condiciones de estabilidad.

El yacimiento fue dividido en 3 áreas de minado: Area 1, la porción en forma de cuña ubicada hacia el Oeste del dique longitudinal; Area 2, ubicada en la parte central del

yacimiento, entre el dique longitudinal y el dique central; Area 3, hacia el este del dique central hasta la falla que constituye la caja techo del yacimiento (Ver Figura 4).

Como excavaciones de acceso y servicio de la mina se construyeron dos rampas principales, una en mineral y la otra en la andesita de la caja techo. Desde la rampa de la caja techo se desarrollaron 10 niveles, en los cuales se abrieron cruceros paralelos y superpuestos alineados en la dirección N33°E y en separación alternada de 10 y 20 m.

El esquema de cámaras y pilares, comprendió cámaras de 14 m de ancho y pilares largos de 16 m de ancho. Los primeros constituyeron los tajeos primarios y los segundos al ser recuperados constituyeron los tajeos secundarios. Según este esquema, y en relación a la alternancia de separación de los cruceros, la configuración de la geometría de los tajeos primarios y pilares se puede observar en la Figura 7.

La altura de los tajeos fue variable, teniendo como límite máximo 14 m. Una vez arrancada una cámara, ésta se rellenaba con relleno cementado. Cuando los tajeos primarios eran arrancados y rellenos en su totalidad vertical, se procedía a la recuperación de los pilares, los mismos que en aquel momento se convertían en los tajeos secundarios. Las mezclas de relleno cementado utilizadas en los tajeos primarios corresponden a las mezclas más ricas señaladas en la Figura 8, y las utilizadas en los tajeos secundarios también fueron cementadas y corresponden a las mas pobres indicadas en la Figura 8. Los tiempos de exposición de las paredes de relleno cementados variaron de 30 a 40 días. Se llegaron a exponer paredes de relleno de hasta 60 m de altura, con cortes longitudinales de 25 m como máximo, caso este sin precedentes en nuestro medio.

Para el minado de un tajeo primario, normalmente se tenía una cámara inferior (o cámara piso) y otra superior (o cámara techo), arrancando el puente de mineral que quedaba entre ambas cámaras. Se utilizaba en este caso técnicas de perforación con taladros largos verticales y voladuras controladas para lograr mayor estabilidad de las excavaciones. En ciertos casos no había necesidad de tener la cámara techo, en estos casos el techo del tajeo se formaba por perforación de taladros horizontales y voladura. Para la recuperación de los pilares de mineral o tajeado secundario, se utilizaban taladros largos con perforaciones en abanico entre subniveles formando anillos paralelos.

Normalmente los taladros de las perforaciones realizadas eran de 2" de diámetro y el explosivo utilizado era el ANFO con cebos de cartuchos de dinamita con fulminante.

Para la limpieza del mineral se utilizaban cargadores de bajo perfil (scooptrams) a control remoto, de 3.5 yds³, estos transportaban el mineral roto a través de los cruceros hacia las áreas de carguío, en las cuales se disponían de cargadores frontales de 3.5 yds³, que cargaban a volquetes de 10 yd³, los mismos que vía la rampa principal llevaban el mineral hacia la planta concentradora.

Al inicio de la explotación con el nuevo método de minado, la mina Juanita producía 550 TM/día, luego la producción aumentó a 1000 TM/día de minerales de cabeza de los cuales se extraían concentrados de Zn y Pb.

Efectuada la extracción del mineral de los tajeos, se procedía a la preparación del tajeo para ser rellenado. Por un lado se preparaban los tapones en los cruceros, utilizando una estructura de acero anclada en el terreno y madera, enrejado con tablas y cubierto con una tela filtrante de fibra sintética. Por otro lado, se preparaban dentro del tajeo las torres de drenaje, consistente de malla de alambre cubierta también con la misma tela filtrante, estas torres se encontraban interconectadas en su base mediante tubos flexibles agujereados y también cubiertos por la tela filtrante, que desembocaban en el tapón . El relleno ingresaba al tajeo a través de su respectiva tubería, la misma que atravesaba taladros perforados en el techo.

En adición al drenaje natural de la mina, se preparaban taladros de nivel a nivel para el drenaje del agua filtrada del relleno, este drenaje se integraba al sistema de drenaje general de la mina, la cual se realizaba mediante 4 estaciones de bombeo. El agua que se evacuaba de la mina hacia superficie era de 200 gpm.

La velocidad de minado fue una de las variables que se adicionó a la operación minera, para una menor perturbación de la masa rocosa en los alrededores de las excavaciones y su entorno.

4.4 RESPUESTA DEL TERRENO AL MINADO

PERUBAR S.A. comenzó con la explotación de la Mina Juanita en 1987 y a fin de evaluar la respuesta del terreno al minado del yacimiento en 1990 contrató los servicios del INGEMMET para que este diseñara los sistemas de control (monitoreo) mas adecuados de comportamiento de los diferentes componentes estructurales asociados al método de minado y comportamiento general de toda la masa rocosa circundante a las operaciones mineras (Ref. 13). De este modo se diseñaron de una manera integral los siguientes sistemas de control:

En superficie:

- Control instrumental topográfico con estación total, a fin de detectar deformaciones incipientes provocadas por la probable subsidencia y seguir su evolución.
- Control visual de las obras civiles, construcciones y taludes ubicados dentro de la zona de probable subsidencia, con el mismo fin que el anterior.

En subterráneo:

- Control de las deformaciones de los diversos componentes estructurales de la mina (cámaras, pilares, pilar de corona, relleno, rampas, galerías, cruceros, etc.), mediante mediciones de convergencia de los contornos de las excavaciones y utilizando los equipos: “extensómetro de cinta” y “tubo telescópico de varillas invar”, este último para medir descenso de los techos de las excavaciones.
- Control visual de signos de inestabilidad en el interior de la mina.

Todos estos sistemas de control de la estabilidad tuvieron carácter de “preventivos”, a fin de tomar las medidas “correctivas” en casos que surgieran problemas de inestabilidad.

A principios del segundo trimestre del 1992 quedaron implementados los sistemas de monitoreo diseñados (Ref. 11), ampliándose al control de la estabilidad de la mina a cielo abierto Graciela, habiéndose adquirido a aquella fecha los equipos más modernos que habían en el país para este tipo de trabajos. A partir de esa fecha, durante un año se llevó a cabo el monitoreo según los periodos de mediciones especificados en el diseño, luego, la misma empresa PERUBAR S.A. dio continuidad al monitoreo.

Del monitoreo de deformaciones efectuado, consideramos de interés presentar los resultados del sistema de control de subsidencia de la Carretera y Ferrocarril Centrales, mediante instrumentación topográfica con estación total. Para esto, tomamos como referencia los resultados del modelamiento numérico realizado en los estudios iniciales de diseño (Ref. 7), según este, se pronosticó que el descenso en cota de tales obras civiles (carretera y ferrocarril), a causa de la deformación elástica de la roca producto de los efectos del minado, sería como máximo de hasta 30 cm en la parte central longitudinal del cuerpo Juanita.

La parte central longitudinal del cuerpo Juanita, corresponde al Block de Minado 21, sobre este block y sobre la plataforma de la Carretera Central se colocaron los puntos de control 21E', 21' y 21W'. Los resultados del monitoreo sobre estos puntos se presentan en la Figura 10 y en buena cuenta estos resultados indican la estabilidad del pilar de corona. Las mediciones iniciales son de fecha 29 de Abril de 1992 y las últimas mediciones se efectuaron entre el 31 de Marzo y 1 de Abril de 1993, es decir el gráfico de la Figura 10 comprende un periodo de 336 días. En este periodo se produjeron descensos de alrededor de 2 cm.

Si consideramos que antes de estas mediciones también se produjeron descensos de la cota de la carretera, en un periodo aproximado de 5 años y posteriormente en un periodo de aproximadamente 2 años mas, que es el tiempo que duró la explotación activa del cuerpo Juanita (hasta 1995), luego, se estima, por extrapolación según las tendencias de las curvas, que el descenso total de la cota de la carretera ha sido menos de 5 cm. La Figura 10, también revela que las deformaciones producidas en la Carretera Central han sido menores que las pronosticadas por el modelamiento numérico, lo cual es un indicativo de que la estabilidad del pilar de corona en la práctica tuvo un mayor factor de seguridad, esto es corroborado por las observaciones visuales realizadas: no hubo ningún tipo de agrietamiento ni problema de estabilidad, no obstante que el área de influencia del minado fue mucho mayor que el involucrado con el actual mineral remanente que estamos estudiando.

Con relación a los resultados del monitoreo subterráneo, se debe señalar que en este caso las deformaciones de los diferentes componentes estructurales de la mina estuvieron debajo de los límites establecidos por los estudios iniciales que efectuó el INGEMMET (Ref. 7), lo cual fue corroborado por las inspecciones visuales realizadas. En general, podemos afirmar que no hubieron problemas de estabilidad de significancia que pusieran en riesgo a la operación minera.

MEDICIONES DE SUBSIDENCIA
Sección Longitudinal 21E', 21', 21W'

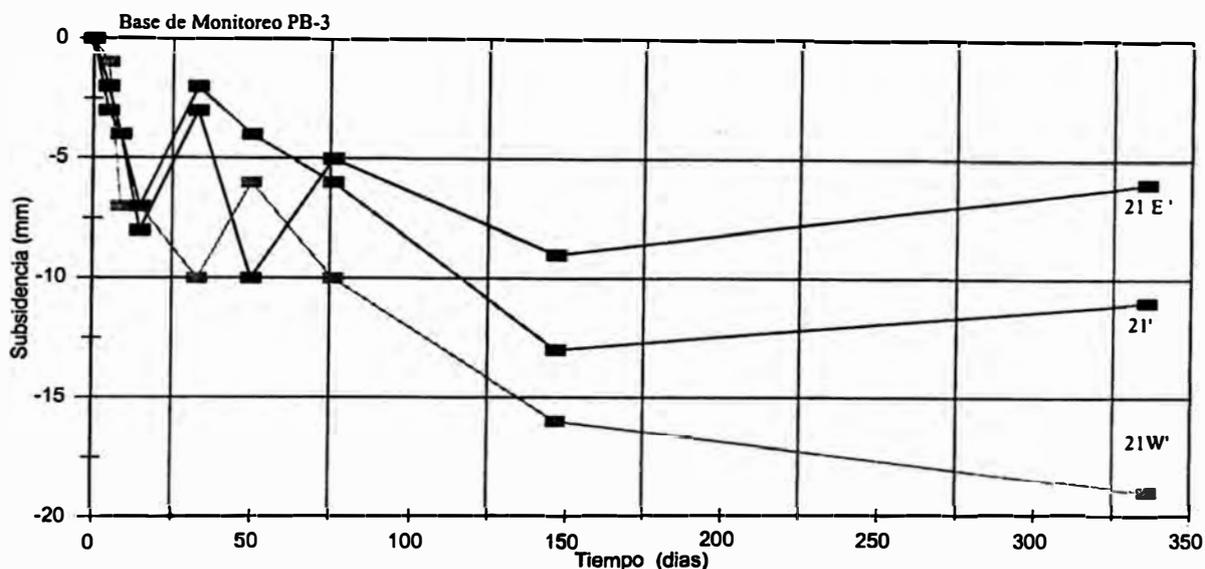


Figura 10.- Resultados del monitoreo de subsidencias de la Carretera y Ferrocarril Centrales

También se debe señalar, que el INGEMMET como parte de sus programas de investigaciones efectuó hasta en tres oportunidades, en diferentes etapas del avance del minado, evaluaciones geomecánicas de la explotación de la mina, con el fin de hacer un seguimiento de sus tecnologías utilizadas para el diseño y a la vez dar las recomendaciones del caso sobre diferentes aspectos vinculados con la respuesta del terreno al minado del yacimiento, de tal manera que se contribuyó a lograr en la Mina Juanita una operación segura y eficiente, es decir exitosa.

5. INVESTIGACIONES GEOMECHANICAS

5.1 CARACTERISTICAS DEL MATERIAL CUATERNARIO

Los materiales cuaternarios de la zona del presente estudio consisten de depósitos aluviales conformados por gravas arenosas limpias, con bolones, bloques y algo de finos no plásticos. Estos depósitos tienen compacidad media en los primeros metros superiores y alta a muy alta en los niveles inferiores, encontrándose saturados por debajo del nivel del río. Los materiales gruesos presentan cantos redondeados y subredondeados, sanos a ligeramente meteorizados, de naturaleza andesítica y granítica, el espesor promedio es 8.0 m.

El porcentaje de la granulometría se estima en los cortes de la mina a cielo abierto Graciela, donde se observan cortes de hasta 7 m de altura, con taludes 1:3 (H:V); estos de indican a continuación:

Bloques y bolones	30 % (tamaño máximo 2.0 m)
Grava	35 %
Arena	30 %
Finos no Plásticos	5 %

Según observaciones de campo realizadas y según los resultados de los ensayos de laboratorio efectuados (ver Anexo 1), estos depósitos aluviales, se clasifican como GP – GM, aplicando el Sistema Unificado de Clasificación de Suelos (SUCS). La descripción de los materiales GP corresponde a gravas mal graduadas, mezclas de arena y grava con pocos finos o sin ellos. Los materiales GM, corresponden a gravas limosas, mezclas mal graduadas de grava, arena y limo.

A continuación se indican algunas propiedades físicas y parámetros estimados a partir de las observaciones de campo, ensayos in-situ realizados (ver Anexo 1) y de la revisión de bibliografía especializada (Ref. 8):

Peso unitario seco	2.0 Ton/m ³
Densidad relativa	70 – 95 %
Permeabilidad (K)	1.4 x 10E-02 cm/s (ensayo in-situ) 6.9 x 10E-04 cm/s (laboratorio)
Módulo de deformación	850 Kg./cm ²
Relación de Poisson	0.35

5.2 CARACTERIZACION DE LA MASA ROCOSA

5.2.1 Registro de datos

Para la caracterización de la masa rocosa del área de estudio, por un lado se rescataron datos de los estudios previos, por otro lado, se registraron datos a partir del mapeo geotécnico de campo, que se llevó cabo utilizando el "método directo por celdas de detalle". Mediante este último método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en una estación de

medición (En), representada por un tramo de extensión variable de la roca aflorante tanto en excavaciones subterráneas como en superficie.

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro diseñados por el CONSULTOR para esta evaluación, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), ver formatos y data básica del mapeo geotécnico en el Anexo 2. Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento.

Cada celda de detalle constituyó una estación de medición (En), en total se realizaron mapeos en 18 celdas o estaciones de medición.

5.2.2 Distribución de discontinuidades

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareales, utilizando la versión avanzada del programa de computo DIPS (1989 - 95) elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).

Los resultados de las características de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales se muestran en el Cuadro 6 y Láminas 2 y 3.

El análisis de los resultados, en relación a las estructuras mayores, muestra que en el área de estudio prácticamente se localiza una sola falla, no habiéndose definido con precisión otra posible falla, por estar cubierto el tramo de la galería del Nv. 1238. La única falla observada corresponde al tercer sistema de fallamiento de la Mina Juanita (Ver Lámina 2).

En relación a las estructuras menores, estas están formadas por cuatro sistemas principales de diaclasas (ver Figura 11):

Sistema	Rumbo	Buzamiento	Grado de Buzamiento
1	NS	E y W	Empinado
2	EW	N	Echado
3	EW	N y S	Empinado
4	NS	E	Echado

Los sistemas 1 y 2 son los principales y el primero concuerda con el tercer sistema de fallamiento de la Mina Juanita, los sistemas 3 y 4 son estructuras secundarias; adicionalmente se presenta un sistema de naturaleza localizada.

Cuadro 6
ORIENTACIONES PROMEDIO DE LOS PRINCIPALES SISTEMAS
DE DISCONTINUIDADES EN EL AREA DE ESTUDIO

Estación	SISTEMAS				
	I	II	III	IV	V
	Rumbo/Buz.	Rumbo/Buz.	Rumbo/Buz.	Rumbo/Buz.	Rumbo/Buz.
Estructuras Mayores*	N15W/80NE	N15W/84SW			
DE-3 a**	N87W/89NE	N08W/90SW	N49E/78SE	N63W/09SW	
DE-3 b	N14E/84SE	N33W/88SW	N75E/34NW	N88E/88NW	
DE-3 c	N10W/18NE	N34E/79NW	N26E/38NW	N65W/79NE	
DE-3d	N01E/38NE	N61W/62SW	N09W/74NE	N03E/55NW	
DE-4	N89W/38NE	N06E/88NW	N90W/81SW	N57W/10NE	
Compósito Zona Estudio	N05W/86SW	N82E/36NW	N90W/88SW	N16W/17NE	N37E/85SE
Compósito Mina Juanita	N06W/89SW	N27E/82NW	N67E/86NW	N56W/26NE	N49W/63SW

Nota : (*) Corresponde a la falla principal ubicada en el área de estudio, no se consideran las fallas ubicadas en los alrededores. (**) DE – 3a, etc. representa el Dominio Estructural 3a, ver numeral 5.4

5.2.3 Aspectos estructurales

Las características estructurales se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geotécnico (Anexo 1), la que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades identificadas como sistemas de estructuras geológicas:

Con relación a las estructuras mayores, en el área de estudio y alrededores, estas tienen las siguientes características: presentan continuidad de decenas de metros, relleno de materiales suaves como brechas o panizo, arcilla y materiales oxidados, con espesores mayormente entre 1 a 15 cm; con apertura generalmente <1 mm, excepto en algunas fallas en superficie (E-17) donde la apertura es < 1 cm, y un área de influencia de 1 a 2m. Las superficies de las caras son generalmente lisas y ligera a moderadamente intemperizadas; en la zona mineralizada para la explotación se encuentran en condiciones de mojado o goteo, en los alrededores generalmente secas a húmedas.

Con relación a las estructuras menores, en la zona mineralizada estas presentan generalmente las siguientes características: persistencia de 3 a 10m, espaciamiento de 6 a 20 cm, apertura menor de 1mm, paredes limpias o con relleno de oxidos o pátinas de oxidos menor a 1mm; ligeramente rugosas y en menor porcentaje rugosas; la roca se presenta sana a ligeramente intemperizada y el relleno está conformado por materiales suaves y duros con espesores menores a 1mm; generalmente con condiciones de goteo a flujo por las infiltraciones que ocurren.

En los alrededores del área de estudio, zonas de tufos (mudstone y sandstone), las discontinuidades generalmente presentan una persistencia de 3 a 10m, un espaciamiento promedio entre 6 a 20 cm, apertura de juntas menor a 1mm, con paredes ligeramente rugosas, sanas a ligeramente meteorizadas, mayormente limpias y en menor porcentaje con material de relleno de óxidos menor a 1mm; estas zonas se encuentran secas a húmedas.

5.3 CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó la información desarrollada precedentemente, aplicando los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocoso – 1989) y el criterio de clasificación geomecánica de Barton (Sistema Q – 1974).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados mas adelante en el numeral 5.5.1. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal. También se observaron los testigos de las perforaciones diamantinas, pero por encontrarse estos partidos y deteriorados no se pudo obtener datos del RQD, pero sí información sobre las condiciones de intemperización de la roca en las zonas de contacto con el cuaternario.

Los resultados de la clasificación geomecánica se presentan en el siguiente Cuadro 7:

Cuadro 7
CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA

Nº de Estación	RMR	Q	Roca	Calidad de la roca según RMR
1	55	3.39	And yTufos	Regular
2	59	5.29	And yTufos	Regular
3	39	0.57	And yTufos	Mala
4	60	5.92	And yTufos	Regular
5	52	2.43	And yTufos	Regular
6	49	1.74	And yTufos	Regular
7	52	2.43	And yTufos	Regular
8	57	4.24	And yTufos	Regular
9	57	4.24	Mi	Regular
10	54	3.04	Mi	Regular
11	56	3.79	Mi	Regular
12	49	1.74	Mi	Regular
13	53	2.72	Mi	Regular
14	58	4.74	And yTufos	Regular
15	61	6.61	And yTufos	Buena
16	58	4.74	And yTufos	Regular
17	37	0.46	And yTufos	Mala
18	42	0.80	And yTufos	Regular

Igualmente, esta información se encuentra en el Anexo 1 y en las Láminas 4 a la 8.

En el cuerpo mineralizado en general se presentan masas rocosas de calidad REGULAR, según el criterio de Bieniawski (1989). Las andesitas y tufos presentan mayormente calidad REGULAR, pero también hay zonas de calidad MALA. Los primeros están ubicados en los alrededores del cuerpo mineralizado, a excepción de una zona de falla (E 03) que tiene calidad MALA. Los segundos están ubicados en la superficie, la cual se encuentra intemperizada y fracturada.

5.4 ZONIFICACION GEOMECANICA DE LA MASA ROCOSA

Para la zonificación geomecánica del área de evaluación se utilizó la siguiente información:

- Los resultados de la caracterización de la masa rocosa, especialmente las características estructurales establecidas a partir del mapeo geotécnico.
- La calidad de la masa rocosa determinada por las clasificaciones geomecánicas.
- Los planos y secciones topográficas y geológicas proporcionadas en la mina.
- Las observaciones in-situ realizadas durante el mapeo geotécnico.
- Las observaciones realizadas sobre los testigos de las perforaciones diamantinas que se han tenido disponibles.

Se trató de compatibilizar los criterios que involucran las características lito-estructurales y la calidad de la masa rocosa. Los resultados obtenidos indican que en la zona de estudio, están presentes cuatro zonas o dominios estructurales, los cuales se pueden observar en el plano y secciones geomecánicas que se presentan en las Láminas 3 a la 8 y cuya descripción es la siguiente:

Dominio estructural DE-3a

Involucra a toda la masa mineralizada, en la cual, la calidad de la roca expresada en términos RMR está en el rango de 49 a 57, que la califican como masa rocosa de calidad REGULAR (Clase III). Su equivalente en el sistema Q tiene valores de 1.3 a 2.1. Dentro de este dominio se presenta la falla F4, que es una estructura que tiene un RMR de 39, correspondiendo a una masa rocosa de calidad MALA (Clase IV), con un Q de 0.3. Esta última estructura debe ser tomada en cuenta de forma especial durante las operaciones de minado. Las características estructurales de este dominio se han dado en el numeral 5.2.3 – Aspectos Estructurales.

Dominio estructural DE-3b

Corresponde a la roca volcánica conformada por tufos y andesitas, ubicadas al NW del cuerpo mineralizado, tienen valores de RMR en el rango de 49 a 58, correspondiendo a una masa rocosa de calidad REGULAR (Clase III). Los valores de Q varían en el rango de 1.3 a 2.1. Sus características estructurales se presentan en el Anexo 2.

Este dominio puede observarse solo en el Plano Geomecánico (Lámina 3) y en la Sección Geomecánica 7 (Lámina 8), debido a que este no pasa por el lugar de las otras secciones presentadas. Se debe señalar que en este dominio también se observa la presencia de relleno cementado de la antigua explotación, pero no se considera que este material forma parte del mismo, puesto que el concepto de dominio estructural en este caso está solo referido a las rocas, el material de relleno será considerado como tal, con sus propias características, en los cálculos de diseño.

Dominio estructural DE-3c

Conformado por rocas volcánicas andesíticas y tufáceas, ubicadas sobre el cuerpo mineralizado (en contacto con este) y en los alrededores, limitado por la parte superior con la roca volcánica intemperizada que está en contacto con los depósitos aluviales. Su RMR está en el rango de 55 a 60, correspondiendo a una masa rocosa de calidad REGULAR (Clase III) y con valores de Q entre 1.7 y 2.0. Sus características estructurales se presentan en el numeral 5.2.3 y en el Anexo 2.

Al igual que el DE-3a la falla F4 está presente en este dominio estructural, con las mismas características señaladas.

Dominio estructural DE-4

Está conformado por la roca volcánica intemperizada (andesitas y tufos) que está en contacto con los depósitos aluviales y representa el techo de la masa rocosa. Su RMR varía de 37 a 42, que lo califican como masa rocosa de calidad MALA (Clase IV). El valor promedio de Q es de 0.3. Sus características estructurales pueden verse en el Anexo 2.

El espesor de la roca de este dominio se estima en 1 m y se caracteriza por encontrarse muy fracturada e intemperizada. Esta estimación se efectuó a partir de la observación de los testigos de perforación y del contacto roca suelo observado en el área de estudio (ver Lámina 7).

5.5 RESISTENCIA DE LA ROCA

5.5.1 Resistencia de la roca intacta

En relación a la resistencia de la roca intacta, uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la roca intacta, es la resistencia compresiva uniaxial (σ_c). Los valores de σ_c fueron obtenidos mediante ensayos in-situ de impacto con el martillo Schmidt de dureza, según las normas sugeridas por la ISRM. Adicionalmente, se han tomado en cuenta los valores de los ensayos de laboratorio efectuados en los estudios previos.

Las resistencias compresivas de las rocas, estimadas a partir de estos ensayos están consignadas en los formatos del mapeo geotécnico y en las Láminas 4 a la 8. En el Cuadro 8 se presentan los valores de resistencia compresiva por rangos y promedios para los diferentes dominios estructurales y tipos de roca.

Cuadro 8
RESISTENCIA COMPRESIVA UNIAXIAL DE LA ROCA INTACTA
 A partir del Rebote del Martillo Schmidt

Dominio - Roca	Resistencia Compresiva Uniaxial (MPa)	
	Rango	Promedio
DE-3a Mineral	45 a 90	70
DE-3b Tufos (Andesita)	72 a 88	75
DE-3c Tufos (Andesita)	64 a 130	100
DE-4 Tufos (Andesita)	31 a 47	40

Otros parámetros importantes y de interés para el presente estudio, son los parámetros “mi” y “si” del criterio de falla de Hoek & Brown (1989) y los valores de la densidad de la roca. Los valores considerados para los parámetros “mi” y “si” para el mineral son de 15 y 1 respectivamente y para la andesita y Tufos 17 y 1 respectivamente. La densidad considerada para el mineral es de 4 Tn/m³ y para las andesitas y tufos 2.7 Tn/m³.

5.5.2 Resistencia de las discontinuidades

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. La información sobre los parámetros de corte se estimaron mediante pruebas del tablero inclinable (“tilt test”), además se tuvieron disponibles valores rescatados de los ensayos de laboratorio realizados en los estudios previos.

Según lo señalado, en el Cuadro 9 se presentan los resultados promedios de los ensayos del tablero inclinable. En el Cuadro 2 del numeral 4.2 se dan los valores rescatados de la resistencia al corte de las discontinuidades.

Cuadro 9
ANGULO DE FRICCIÓN RESIDUAL DE LAS DISCONTINUIDADES
 A partir de Ensayos Tilt Test

Roca	Angulo de Fricción Residual* (°)	
	Rango	Promedio
Mineral	32 a 36	34
Andesita y tufos	30 a 32	32

Los ensayos del tablero inclinable se efectuaron en los testigos de perforación packsac; los taladros fueron los siguientes: J-107-84, J-108-84, J-11-84, J-187-90 y J-188-90. Debido a que los testigos se encontraban partidos sólo fue posible ejecutar estos ensayos en algunos tramos de los taladros J-107-84 y J-11-84. En total se ejecutaron 12 ensayos en mineral y 4 ensayos en roca volcánica.

5.5.3 Resistencia de la masa rocosa

Con el fin de realizar los cálculos de estabilidad, las propiedades de resistencia de la masa rocosa, referidas a la compresión, tracción y parámetros de corte, fueron estimadas según el criterio de falla de Hoek & Brown (1980), considerando la versión actualizada de 1988 y los criterios modificatorios de 1992 (Hoek et. al.), a partir del conocimiento de la calidad del macizo rocoso (RMR), la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta (σ_c) y las constantes "mi" y "si".

Por otro lado el módulo de deformación de la masa rocosa ha sido estimada según la relación propuesta por Serafim & Pereira (1986).

Los resultados de las características de resistencia de la masa rocosa, se presentan en el Cuadro 10.

Cuadro 10
CARACTERISTICAS DE RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA

Condiciones disturbadas

Dominio Estructural	Resistencia		Constantes de la roca		Propiedades de la Masa Rocosa						
	Compresiva	RMR	m	s	Resistencia Compresiva	Resistencia a Tracción	Resistencia al Corte	Angulo de Fricción	Cohesión C - MPa	Modulo de Deformación Emr - GPa	Módulo de Poiss
	Roca Intacta MPa				(MPa)	(MPa)	MPa	(°)			
DE 3a Mineral	70	53	0.5377	0.000424	1.4	-0.06	2.5	37	0.8	12.2	0.2
DE 3b Tufaceas	75	52	0.5514	0.000335	1.4	-0.05	2.6	38	0.8	11.2	0.2
DE 3c Tufaceas	100	55	0.8831	0.000553	2.4	-0.08	3.2	42	1.0	13.3	0.2
DE 4 Tufaceas	40	40	0.2340	0.000045	0.3	-0.01	1.4	26	0.5	5.6	0.28

Condiciones No disturbadas

Dominio Estructural	Resistencia		Constantes de la roca		Propiedades de la Masa Rocosa						
	Compresiva	RMR	m	s	Resistencia Compresiva	Resistencia a Tracción	Resistencia al Corte	Angulo de Fricción	Cohesión C - MPa	Modulo de Deformación Emr - GPa	Módulo de Poiss
	Roca Intacta MPa				(MPa)	(MPa)	MPa	(°)			
DE 3a Mineral	70	53	2.8399	0.005641	5.3	-0.14	4.8	50	1.5	12.2	0.25
DE 3b Tufaceas	75	52	3.0616	0.004828	5.2	-0.12	5.0	51	1.6	11.2	0.25
DE 3c Tufaceas	100	55	3.4078	0.006738	8.2	-0.20	5.9	54	1.9	13.3	0.25
DE 4 Tufaceas	40	40	1.9944	0.001273	1.4	-0.03	3.3	43	1.0	5.6	0.28

5.6 CONDICIONES DEL AGUA SUBTERRANEA

A nivel del río Rimac existe una napa freática, este nivel se extiende lateralmente siguiendo aproximadamente la horizontalidad tal como se muestra en las Secciones 7, 15, 17 y 19 respectivamente.

El crucero Nv 1238, se ubica por debajo de la napa freática. La carga hidráulica que ejerce esta napa sobre el crucero es de 8 m, equivalente a una presión de poros de 0.8 Kg./cm².

Producto de la influencia de la napa, en el crucero Nv 1238, se ha medido el caudal de agua en cuatro taladros de drenaje existentes, realizados con fines exploratorios. Los resultados se indican a continuación:

Válvula Sección transversal 15	1.10 l/s
Válvula Sección transversal 16	0.34 l/s
Válvula Sección transversal 17	0.33 l/s
Válvula Sección transversal 18	0.32 l/s

Con estos datos y conociendo la longitud del taladro (18 m), se estimó la permeabilidad secundaria de la masa rocosa ubicada en el techo del crucero. El resultado arroja permeabilidades de $2 \times 10E-04$ cm/s a $6 \times 10E-04$ cm/s. Estos valores son característicos de masas rocosas medianamente fracturadas y de permeabilidad moderada. El resultado del caudal de 1.1 l/s en la Sección 15, indica la presencia de fracturas de conexión hidráulica importantes; además la presencia de goteos intensos y flujos de agua observados en el crucero entre las secciones transversales 15 y 19 indican la presencia de fracturas comunicadas hasta el contacto roca – suelo.

Por otro lado, para conocer las condiciones hidrogeológicas del material aluvial (suelo) se efectuó un ensayo de infiltración a nivel del río Rímac, el registro de este ensayo se presenta en el Anexo 1, el resultado indica que la permeabilidad del material aluvial varía entre $1.1 \times 10E-02$ cm/s a $1.7 \times 10E-02$ cm/s, estos valores son característicos de gravas arenosas limpias o con poco fino (< 5 %) e indican que el material cuaternario es de permeabilidad alta.

Estos aspectos deben ser considerados de suma importancia durante la operación de la mina. Las recomendaciones sobre estos aspectos se dan en el capítulo 7.

5.7 ESFUERZOS

Por tratarse este de un caso donde las excavaciones asociadas al minado, serán subsuperficiales, es decir estarán próximas a la superficie, los esfuerzos pasan a un segundo plano, debido a que las condiciones de estabilidad de estas excavaciones estarán mayormente influenciadas por las características estructurales de la masa rocosa. En este sentido será más importante tomar en cuenta los resultados del análisis de estabilidad estructuralmente controlado, sin embargo, a manera de verificar los resultados del análisis de estabilidad estructuralmente controlado y el diseño geométrico de la estructura del minado, se efectúan en el siguiente capítulo análisis de

esfuerzos y deformaciones, para lo cual se considera que el nivel del esfuerzo vertical, estimado a partir de los criterios de carga litostática de Hoek & Brown (1978) y Sheorey (1994), es del orden de 0.5 MPa. La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) considerada es de 1.0, debido a que los valores del módulo de deformación de la mayor parte de masas rocosas presentes en el área de estudio es del orden de 10 GPa.

6. ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES - CONSIDERACIONES

6.1 DIRECCIONES PREFERENCIALES DE AVANCE DE LAS EXCAVACIONES

Para establecer las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones, se utilizó el criterio de Bieniawski (1989) con apoyo de la red de Schmidt. Este aspecto tiene mucha relevancia en este caso, debido a la morfología que presenta el cuerpo mineralizado, y el hecho de tener en cuenta las limitaciones o ventajas de establecer una dirección de avance perpendicular o longitudinal a la orientación de los sistemas principales de discontinuidades estructurales frente a la presencia de la Carretera Central y Ferrocarril Central.

Los resultados de las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones se dan en el Cuadro 11.

Cuadro 11

DIRECCIONES PREFERENCIALES DE AVANCE

Domino Estructural	Tipo de roca	Dirección preferencial de avance	Condición
DE-3a	Mineral	N40W a S40E S33W a N33E	Favorable Moderado desfavorable
DE-3b	Andesitas y Tufos	N70W a S70E S33W a N33E	Favorable Desfavorable
DE-3c	Andesitas y Tufos	S70W a N70E S33W a N33E	Moderado Moderado
DE-4	Andesitas y Tufos	S30E a N30W S33W a N33E	Favorable Favorable moderado
Compósito Zona de Estudio		S33W a N33E	Moderado desfavorable
Compósito General Mina Juanita		S80E a N80W (E a W)	Muy favorable
Estructuras mayores		S20W a N20E	Favorable

Según este cuadro y los resultados de la distribución de las discontinuidades estructurales, las direcciones de avance más convenientes desde el punto de vista de la estabilidad serían: NW a SE y SE a NW. Sin embargo, considerando los resultados de la distribución de discontinuidades estructurales presentados en el numeral 5.2.2, la morfología del yacimiento, las ventajas en las prácticas operativas, la labor de preparación principal ya ejecutada (Galería del Nv. 1238), y el hecho de tener menor área de exposición de la Carretera Central y el Ferrocarril Central a problemas potenciales de inestabilidad, se establece que la dirección de avance de las excavaciones debe ser aproximadamente S33°W a N33°E (paralelo a las secciones transversales).

Según el Cuadro 11, la dirección de avance establecida corresponde a una condición de estabilidad MODERADA a DESFAVORABLE, lo cual nos conduce a afirmar que se deben tomar medidas de sostenimiento adecuadas como las que se indican en el numeral 6.6.

6.2 ABERTURAS MAXIMAS Y TIEMPOS DE AUTOSOSTENIMIENTO

Las aberturas máximas y su tiempo de autosostenimiento han sido estimados en base a la aplicación de los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989) y de Barton (Q – 1974) para propósitos de obras de ingeniería , en este caso para el planeamiento y diseño de la mina, sin considerar las condiciones especiales que pudieran estar presentes en la zona de evaluación, por lo que su aplicación no solo debe ceñirse a los resultados obtenidos, sino que es necesario usar el juicio ingenieril, según las recomendaciones que se dan en el presente informe.

Los tajeos han sido considerados como aberturas mineras temporales , en los cuales los valores de la calidad de la masa rocosa han sido corregidos por la orientación de la discontinuidades estructurales en relación a la dirección de avance preferencial de las excavaciones establecidas en el acápite anterior.

Es necesario señalar que las dimensiones de las excavaciones establecidas por la metodología indicada, constituyen valores referenciales, la decisión final de las dimensiones máximas y tiempos de autosostenimiento estará en función al planeamiento y diseño de la mina: velocidad de explotación, ritmo de producción, equipo y personal disponible. Tendrá particular importancia la velocidad de explotación, puesto que es un principio de la Mecánica de Rocas que cuanto menor tiempo se deje abierta una excavación, menor será la perturbación del entorno de la masa rocosa y viceversa.

En el Cuadro 12 se presentan los resultados de los abiertos máximos de las excavaciones ubicadas en el mineral y su entorno, para diferentes valores de ESR (Relación de Sostenimiento de la Excavación), resultados que son aplicables a los tajeos, que serán las excavaciones de mayor tamaño.

Cuadro 12

ABIERTOS MAXIMOS SEGÚN EL CRITERIO RMR Y NGI

		Mineral			Andesita y tufos*			
Abierto Temporal	Techo	RMR	43			35		
		Q	0.89			0.37		
		ESR	3	4	5	3	4	5
		Span(RMR)	8.80	9.07	11.33	4.73	8.30	7.88
		Span (Q)	5.74	7.65	9.57	4.02	5.36	6.70
	Paredes	Qw	2.24			0.92		
		RMRw	51.25			43.25		
		Span(RMRw)	9.89	13.19	18.49	8.88	9.17	11.46
		Span(Qw)	8.28	11.04	13.80	5.80	7.74	9.67

El valor promedio de RMR considerado para el mineral fue 53 y el valor de ajuste fue – 10. Las andesitas y tufos del Cuadro 12 corresponden a las del DE-4, la cual tiene un RMR promedio de 40 y un valor de ajuste de – 5. En la práctica, además del mineral, algunos techos de los tajeos involucrarán a las andesitas y tufos del DE-3c,

pero tratándose de un puente rocoso de suma importancia para la seguridad de las obras públicas situadas en la superficie, se ha preferido tomar a las andesitas y tufos del DE-4, las mismas que tienen condiciones de calidad inferior, lo cual beneficiará al factor de seguridad.

Según los resultados presentados en el Cuadro 12, es conveniente establecer como ancho de los tajeos 4 m.

Las alturas involucradas con el mineral económico a extraerse varían de 9 a 15 m (ver secciones transversales). Según el Cuadro 12, estas alturas de excavaciones, que estarán exclusivamente en mineral, son permisibles como abiertos máximos.

En las condiciones señaladas, el tiempo de autoestabilidad de los tajeos sería de aproximadamente 3 semanas.

6.3 ESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE CONTROLADA

Al estar ubicada la zona de interés subsuperficialmente, se estima que el comportamiento de la masa rocosa estará condicionada a su modelo estructural más que a los esfuerzos presentes. En tales condiciones consideramos relevante orientar el análisis de estabilidad al debilitamiento estructuralmente controlado.

La geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas, estratos y fracturas en general), las cuales constituyen planos de debilidad, influyen sobre las condiciones de estabilidad. A este tipo de estabilidad se le denomina "estabilidad estructuralmente controlada". Los planos de debilidad, al intersectarse, forma cuñas o bloques rocosos en el techo y paredes de la excavación, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar.

Mediante técnicas estereográficas se han identificado los mecanismos de falla en los contornos de las excavaciones, principalmente en los techos de los tajeos, los mismos que corresponden a la base del pilar de corona (o puente rocoso) que se dejará para asegurar la estabilidad de las obras públicas ubicadas sobre la superficie. Los mecanismos de falla más probables fueron las cuñas y su estabilidad fue analizada utilizando técnicas de equilibrio límite. Por tanto, este análisis permite asegurar la estabilidad del techo de los tajeos y por ende la estabilidad del puente rocoso (pilar de corona).

La herramienta de cálculo para el análisis de estabilidad estructuralmente controlada fue el programa de cómputo UNWEDGE (1992) desarrollado por J.L. Carvalho, E. Hoek y Bin Li del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá). Mediante esta evaluación se tiene una apreciación detallada de la forma y dimensiones de las cuñas con posibilidades de generar inestabilidad y con que elementos cualitativos y cuantitativos de sostenimiento se llega a la estabilización.

La información utilizada para el análisis fue la siguiente: distribución de las discontinuidades, dirección de avance de las excavaciones, espaciados de los sistemas

de discontinuidades y resistencia al corte de las mismas, considerando las contribuciones friccional y cohesional.

Los análisis fueron efectuados para el mineral (DE-3a) y las andesitas y tufos ubicados sobre el mismo (DE-3c), puesto que este último en algunos casos se constituirá como techo de tajeos. Los resultados se presentan en las Figuras 12 a la 19 y de estos podemos concluir en lo siguiente:

- En el mineral, los sistemas principales de discontinuidades forman cuñas potencialmente inestables en el techo, con factores de seguridad cero ($FS = 0$).
- En el mineral, los sistemas secundarios de discontinuidades forman cuñas pero de naturaleza estable, $FS = 1.28$.
- En las andesitas y tufos, los sistemas principales de discontinuidades forman cuñas potencialmente inestables en el techo, con $FS = 0$.
- En las andesitas y tufos, los sistemas secundarios de discontinuidades forman cuñas potencialmente inestables en el techo, con $FS = 0.53$.

Como se puede observar en las Figuras 12 a la 19, estas cuñas pueden ser estabilizadas mediante la utilización de pernos de roca. Por el tamaño de bloques que presenta el macizo rocoso, será conveniente el uso de malla metálica. En algunos casos, como por ejemplo en la zona de influencia de la falla F4, será necesario también utilizar shotcrete.

Es preciso señalar además, que las condiciones de agua subterránea de flujo a goteo en esta zona y la proximidad a la superficie con material cuaternario de alta permeabilidad como sobrecarga, hacen que el debilitamiento estructuralmente controlado sea el principal motivo de inestabilidad. Esta es una razón importante para considerar el sostenimiento, por que hay un riesgo de presencia de discontinuidades desfavorablemente orientadas. El sostenimiento debe ser instalado tan pronto después de producida la voladura.

Por otro lado, será importante utilizar técnicas de voladura controlada en los techos de los tajeos, a fin de mejorar las condiciones de estabilidad.

Según coordinaciones efectuadas con el personal de PERUBAR S.A., ellos consideran dificultoso establecer un esquema de minado con tajeos primarios y secundarios, por lo que no consideramos la opción de pilares. Resulta más ventajoso seguir con el esquema y secuencia de avance que vienen utilizando en Santa Cecilia, Web y Rímac, es decir, explotar secuencialmente el mineral adyacente al tajeo anterior rellenado.

6.4 DIMENSIONAMIENTO DEL PILAR DE CORONA

Antes de efectuar el modelaje numérico de esfuerzos y deformaciones, se considera necesario verificar el comportamiento del puente rocoso que será dejado como pilar de corona. Para esto aplicamos el método convencional de teoría de losas.

En la siguiente página presentamos en una hoja de cálculo los resultados obtenidos así como los parámetros utilizados. Se ha considerado una altura de tajeos de 10 m, por que es esta la altura que se registrará en el área crítica (Secciones 17 y 18). El resultado obtenido, es que el mínimo puente rocoso deberá tener 6 m de altura, considerando un FS = 1.5. En este caso, el dimensionamiento por corte es el que manda el requerimiento de resistencia compresiva de la masa rocosa, el cual es de 5.28 MPa. Como se puede observar en el Cuadro 10, la resistencia compresiva de la masa rocosa mineralizada y andesitas y tufos del DE-3c son respectivamente 5.3 y 8.2 MPa, estos valores superan al requerimiento. Se debe notar también que se ha considerado condiciones no disturbadas de la roca, lo cual significa que se tiene que hacer voladuras controladas en el techo de los tajeos.

6.5 REQUERIMIENTOS DE RESISTENCIA DEL RELLENO

Por otro lado también es necesario tener el requerimiento de resistencia del relleno cementado, este ha sido calculado usando la relación propuesta por Stacey & Page (1983), que considera el principio de pared vertical autoestable o talud vertical. La relación es la siguiente:

$$\sigma_c \text{ rell} = (\gamma \times H)/(1 + H/L)$$

Donde la resistencia compresiva del relleno cementado ($\sigma_c \text{ rell}$) está en función de la densidad del relleno (γ), altura del tajeo (H) y longitud del mismo (L).

Considerando $\gamma = 2.5 \text{ TM/m}^3$, H = 15 m y L = 18 m, es decir, las máximas dimensiones que alcanzará un tajeo, la resistencia compresiva requerida por el relleno es de 205 KPa. Teniendo en cuenta la importancia que reviste este caso, es recomendable según la información presentada en el numeral 4.2 utilizar una mezcla de relleno cementado de alrededor de 1/25 a 1/30.

6.6 ESTABILIDAD CONTROLADA POR ESFUERZOS

Aunque se estima que los problemas de esfuerzos pasarán a segundo plano, sin embargo, se debe señalar que en la explotación pasada se constataron ciertos problemas relacionados con esfuerzos (“spalling” y deformaciones del talud rocoso ubicado encima de la mina), por tal motivo, a manera de verificar el análisis de estabilidad estructuralmente controlado y el posible diseño geométrico de la estructura del minado, se efectuaron análisis de esfuerzos utilizando el software PHASES (Plastic Hybrid Analysis of Stresses for Estimation of Support) Versión 2.3 (1993), desarrollado por J.L. Carvalho, E. Hoek y B. T. Corkum del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá). Este método de modelaje numérico está basado en el método híbrido de elementos finitos (MEF) – elementos de borde (MEB).

Con toda la información precedente, considerando los parámetros de diseño establecidos en los numerales precedentes y una explotación secuencial adyacente en retirada, se presentan en las Figuras 20 a la 29 los resultados de la simulación numérica del minado del mineral remanente de la Mina Juanita.

Los colores de las Figuras del 20 a la 29, representan rangos de valores del factor de seguridad según lo indicado en la parte inferior de estas figuras. Según esto, los resultados obtenidos indican que en general las condiciones de estabilidad tanto local como global son aceptables, con factores de seguridad mínimos de 1 a 2. Solamente en el relleno cementado de los primeros cortes se dan casos de inestabilidad potencial, casos que pueden ser superados utilizando las mezclas más ricas arriba indicadas.

Por otro lado, el modelamiento numérico efectuado, ha indicado que el máximo desplazamiento anticipado será de 30 mm, lo cual ocurrirá en el Tajeo 9.

7. ESTRATEGIAS DE MINADO PROPUESTAS

7.1 METODO DE MINADO

Durante el desarrollo del presente estudio, una vez que se tuvieron disponibles los resultados de la evaluación de las condiciones de estabilidad de las excavaciones, los cuales condujeron al establecimiento de los parámetros de diseño del método de minado, indicados en el capítulo 6, el personal de PERUBAR S.A., MATSAG PERU S.A. y SEREMINER S.R.Ltda., tuvieron una serie de reuniones técnicas a fin de definir el método de explotación mas adecuado para las condiciones naturales encontradas en el área de estudio.

Del trabajo efectuado por las tres entidades señaladas, se tuvo como resultado que el método de explotación a utilizarse para la recuperación del mineral remanente de la Mina Juanita será el “CORTE Y RELLENO POR SUBNIVELES”.

El acceso al cuerpo mineralizado será por la galería existente del Nv. 1238, que tiene una sección de 3.5 m x 3.5 m, esta galería conecta a la Rampa Juanita, a la cual se accesa por la bocamina ubicada adyacente a la Carretera Central (en el lado Sur) o por la Rampa Rímac, que cruza por debajo del Río Rímac, y a través de la cual se tiene comunicación con la otra margen (margen derecha) de este río y consecuentemente con la planta concentradora, pero este último acceso quedará anulado muy pronto por razones de la explotación del cuerpo mineralizado Rímac. Cuando fue explotada la Mina Juanita se utilizaba la rampa del mismo nombre y la Rampa Rímac para transportar el mineral a la planta concentradora, evitando así el cruce de los camiones con mineral por la Carretera Central.

La galería del Nv. 1238 cruza longitudinalmente por la parte superior del cuerpo mineralizado remanente de la Mina Juanita, esta galería conformará el nivel de acceso superior. El nivel de acceso inferior estará conformado por otra galería de 3.5 m x 3.5 m, con pendiente negativa de 15%, excepto entre las secciones 18 y 17 que será horizontal para no tocar el relleno cementado antiguo que se encuentra en el piso. La galería de acceso inferior se empezará a construir de W a E, desde la galería del Nv. 1238 aproximadamente entre las Secciones 22 y 21 (ver Láminas 9 a la 17), y llegará hasta la cota 1226, aproximadamente en la Sección 15.

Teniendo definidos los accesos superior e inferior, desde estos se prepararán los cruceros o subniveles superior e inferior de los tajeos, que tendrán 4.0 m x 3.5 m y estarán alineados con la dirección N33°E. Una vez preparados los subniveles superior e inferior de los tajeos, se procederá a extraer los puentes mineralizados ubicados entre ambos, para luego ser rellenados utilizando relleno cementado (relave + cemento).

7.2 DIMENSIONES DE LOS TAJEOS

El ancho de los tajeos será de 4 m. La altura y la longitud de los mismos serán variables y estarán limitados por los contornos de la mineralización o el pilar de corona que se dejará. La máxima altura se registrará en el Tajeo 1, ubicado en la Sección 15, la

cual será de 15 m. La mínima altura se registrará en el Tajeo 10, ubicado cerca a la Sección 19, la cual será de 9 m. La mayor longitud de tajeos propiamente dichos se registrarán en los Tajeos del 1 al 5, ubicados entre las Secciones 15 y 17, las cuales serán de 18 m. Sin embargo, el subnivel inferior puede extenderse hacia el N33°E, pero en este caso se constituirá en un crucero, el mismo que alcanzará a lo más 12 m de longitud. Si consideramos la extensión de este crucero, la longitud total del tajeo sería aproximadamente 30 m. La menor longitud se registrará en los Tajeos del 7 al 10, ubicados entre las Secciones 17 a la 19, pero esto es sin considerar la extensión del subnivel inferior como un crucero, si consideramos este último caso, la longitud total sería de 20 m.

Las dimensiones de altura y longitud de los tajeos podrían variar, acomodándose a las condiciones encontradas en el terreno, a fin de respetar el puente o pilar de corona que deberá dejarse y que será de 6 m de altura como mínimo.

En la Sección 10 se da un caso crítico, debido a que la galería de acceso superior, ya construida y que se encuentra con sostenimiento, forma un pilar de corona menor que los 6 m. especificado. En este caso, las medidas que se adoptarán por el momento serán: complementar el sostenimiento con pernos de roca de varilla (reabar) con resina y esperar su comportamiento in-situ, el cual será evaluado mediante los procedimientos de monitoreo que se especifican mas adelante.

7.3 SECUENCIA DE MINADO

En las Láminas 9 a la 14, se puede observar la secuencia del minado de este yacimiento. En total habrán 10 tajeos, primero se extraerá el Tajeo 1, ya sea en toda su longitud o primero la porción SW y después la porción NE. Una vez rellenado este Tajeo 1 y después de un tiempo de fraguado de la mezcla de relleno cementado, que se especifica en el siguiente numeral, se procederá con la extracción del Tajeo 2, exponiendo una pared de relleno cementado (hacia el E) y otra pared de roca mineralizada (hacia el W). Después de proceder con el relleno del Tajeo 2 y después del tiempo de fraguado de la mezcla de relleno cementado, se procederá con la extracción del Tajeo 3. Así, secuencialmente se procederá con el minado de los siguientes tajeos, hasta completar el Tajeo 10, con el que se culminará la explotación del mineral remanente de Mina Juanita.

Para proceder al minado de un tajeo se seguirá la siguiente secuencia:

- Desde las galerías de acceso superior e inferior se construirán los subniveles igualmente superior e inferior, tanto hacia el N33°E como hacia el S33°W, hasta llegar al límite del cuerpo mineralizado o al límite práctico dictado por la restricción

de dejar un pilar de corona de como mínimo 6 m de altura. A fin de evitar perturbaciones de la masa rocosa de la excavación y de su entorno, se realizarán voladuras controladas. Durante esta construcción se sostendrá el techo de los subniveles superior e inferior, de tal manera de asegurar la estabilidad de la excavación y a la vez la integridad del pilar de corona. En las Láminas 9 a la 14, aparecen colocados en el techo pernos de roca, estos han sido colocados solo para indicar este sistema de sostenimiento. El diseño de los mismos se presenta mas adelante en el numeral 7.6.

- Bajo techos con sostenimiento, se procederá a la extracción del puente rocoso mineralizado que resulte por la construcción de los subniveles superior e inferior. En este caso se utilizarán taladros largos verticales de 2” de diámetro pero con menores cargas explosivas y espaciamentos de los que normalmente se utilizan. En todas estas técnicas de perforación y voladura de producción se seguirá la misma secuencia utilizada en la antigua explotación de Juanita: chimenea – slot – arranque en retirada – etc., la misma que se ha tratado en el numeral 4.3. Además se utilizará para el carguío de los taladros el mecanismo Dyno Tracker.
- La limpieza del mineral será realizada mediante el uso de un cargador de bajo perfil (scoop) de 3.5 yd³, y el transporte del mismo será mediante volquetes de 25 TM.
- Una vez limpio el tajeo, se procederá con la preparación del mismo para ser rellenado, con los mismos procedimientos que se utilizaron en la antigua explotación de Juanita (ver numeral 4.3) y que se continúa utilizando en las otras minas de U.E.A. Graciela: tapón, drenes, etc.
- Una vez preparado el tajeo para ser rellenado, se procederá con el relleno, asegurando un buen topeo del techo. Luego se dejará fraguar la mezcla, según se especifica en el siguiente numeral, hasta ser expuesta la pared W cuando se abra el tajeo contiguo.

7.4 TIEMPOS DE EXPOSICION

En primer lugar nos referimos al tiempo de exposición de un tajeo abierto por cuestiones operativas. Para el método de minado que se plantea este será de como máximo 3 semanas, lo cual es compatible con el tiempo de autosostenimiento especificado en el numeral 6.2. Por otro lado, el tiempo de exposición de la pared de relleno cementado será el mismo que el del tajeo abierto, esto es 3 semanas, el cual se establece a la luz de los resultados conseguidos en el minado de las otras minas de la U.E.A. Graciela y a partir de la información presentada en el numeral 4.2.

7.5 CARACTERISTICAS DEL RELLENO

Las características del relleno cementado que se utilizarán serán las mismas que aquellas que se han venido utilizando hace 12 años con bastante éxito en la U.E.A. Graciela, la misma que cuenta con una infraestructura adecuada y amplia experiencia del personal para realizar esta labor, utilizando los relaves procedentes de la planta de beneficio.

Las mezclas de relleno cementadas a utilizarse, como se mencionó en el numeral 6.5, serán de 1/25 a 1/30, las primeras serán aplicadas en los tajeos que tengan las mayores alturas y las segundas en los que tengan menores alturas.

7.6 SOSTENIMIENTO EN TAJEOS

El sostenimiento de los tajeos, los cuales serán las excavaciones de mayor tamaño, ha sido estimado utilizando el criterio de clasificación geomecánica de masas rocosas de Barton (1974). Según este, si se considera a los tajeos como aberturas temporales, según la calidad de la masa rocosa que se encuentra en el área de estudio, no requeriría sostenimiento, excepto en la zona de la falla F4 y en la otra posible falla cubierta por el sostenimiento actual. En estas zonas de falla, el sostenimiento recomendado por el citado criterio, sería mediante la utilización de pernos de roca de 2 m de longitud, espaciados cada 1m y colocados sistemáticamente, combinado con la aplicación de una capa de shotcrete de 1 a 2 pulgadas.

Sin embargo, el criterio utilizado no toma en cuenta el debilitamiento estructuralmente controlado, el cual es un aspecto importante en este caso según los resultados de los análisis de estabilidad realizados y presentados en el capítulo 6 (numeral 6.3).

Los análisis de estabilidad por debilitamiento estructuralmente controlado, indican que el sostenimiento del techo de los tajeos debería ser en base a la utilización de pernos de roca de 2 a 3 m de longitud, espaciados cada 1.5 m, e instalados sistemáticamente.

Según las consideraciones dadas en el numeral 6.3 y la evaluación de los resultados que aquí se presentan, se recomienda utilizar como sostenimiento de los techos de los tajeos: pernos de roca de 2.5 m de longitud, espaciados cada 1.5 m e instalados sistemáticamente, estos pernos deben ser complementados con el uso de malla metálica. Es recomendable utilizar pernos tipo varillas (rebabar) colocados con resina. En las zonas de falla, adicionalmente deberá utilizarse de ser necesario una capa de shotcrete de 2 pulgadas de espesor.

7.7 MONITOREO

Como se indicó en el numeral 4.4, PERUBAR S.A. como parte de la explotación de la Mina Juanita, se diseñaron e implementaron sistemas de monitoreo tanto superficiales como subterráneos.

En esta oportunidad, el monitoreo que se realizará será también superficial y subterráneo. En superficie se empleará el control instrumental topográfico y el control visual. En subterráneo se empleará solo el control visual.

La metodología de control topográfico y visual en superficie, será la misma que la utilizada en los años 1992 y 1993 que se encuentran ampliamente detallados en los Informes “Control de la Estabilidad de la Mina Juanita – Primera Etapa” y “Control de la Estabilidad de las Minas Juanita y Graciela – Segunda Etapa”, respectivamente Refs. 13 y 11. La diferencia será de que los puntos a controlarse serán aquellos que se presentan en la Lámina 18 y que el equipo de control consistiría en un teodolito que mida ángulos con una precisión al segundo y un distanciómetro que tenga como error máximo $3 + 3$ ppm.

Durante el desarrollo de los trabajos de campo correspondientes al presente estudio, se observó que el sistema topográfico instalado en el año de 1992, tiene operativas las bases de medición “Leonila” y “Perubar” (bases de control), ubicadas en los taludes del ex tajo Graciela, debiéndose solo instalar en la superficie, sobre la Carretera Central y el Ferrocarril Central, los 15 puntos de control indicados en la Lámina 18, para luego proceder con las mediciones.

En cuanto al monitoreo subterráneo, este será llevado a cabo visualmente a través de inspecciones de las labores mineras por el personal del Departamento de Planeamiento de la U.E.A. Graciela. Este personal deberá inspeccionar las labores mineras como mínimo 3 veces por semana cuando haya actividad minera y espaciar sus inspecciones cuando no lo haya. Se deberá observar cualquier signo de inestabilidad en los diferentes componentes estructurales de la mina, como agrietamientos, presencia de flujos anormales de agua, daños en el sostenimiento, etc., los cuales deberán ser registrados en un cuaderno especialmente destinado a esta actividad.

Otra variable importante a monitorearse será el agua. Como se sabe, la presencia del agua dentro de la mina procederá de tres fuentes: drenaje del relleno, infiltraciones desde el Río Rímac, y el agua utilizada en las perforaciones. La última de las fuentes citadas no es significativa, pero el agua de las otras dos fuentes podría ser importante. Una de las formas de control de la presencia de agua, podría ser la medición de los caudales de bombeo a superficie. Otra podría ser la medición de los caudales de drenaje de los taladros que se encuentran actualmente con válvula.

Será importante controlar el agua de infiltraciones, en este sentido, por ejemplo si se registraran flujos de agua a través de los taladros de perforación para propósitos de voladura, esta no se ejecutaría, tomando las medidas que el caso amerite para contener estos flujos, ya sea utilizando sellos, válvulas, inyecciones u otras.

Por otro lado se deberá considerar la posibilidad de suspender las operaciones mineras en la estación de lluvias, debido a la crecida del río Rímac.

8. MEDIDAS DE CIERRE

8.1 GENERALIDADES

La Mina Juanita tiene un Plan de Cierre, el mismo que forma parte del Programa de Adecuación y Manejo Ambiental de la U.E.A. Graciela (PAMA) de PERUBAR S.A., aprobado por el Ministerio de Energía y Minas.

Según el Plan de Cierre, se procederá al cierre de la Mina Juanita en dos etapas. La primera etapa comprende el relleno de las cavidades ubicadas entre los Nvs. 1178 y 1250. En el nivel inferior se colocará un tapón de concreto, para luego rellenar en retirada el primer tramo con 500 TM de relleno hidráulico cementado y luego proseguir con relleno hidráulico (relave) hasta la bocamina Juanita, donde se construirá un tapón.

La segunda etapa, corresponde al sector comprendido desde el tapón de concreto del Nv. 1178 a la rampa Rímac, Nv. 1220, el que se rellenará con relleno hidráulico (relave), completando el cierre de la mina con un tapón.

Se debe indicar que el Plan de Cierre de la Mina Juanita, aun no se ha puesto en práctica, debido justamente a que falta recuperar el mineral remanente que motiva el presente estudio. Una vez recuperado este mineral remanente se procedería a su cierre definitivo.

Dentro de este contexto, las medidas de cierre que aquí se establecen, solo están referidas al cuerpo mineral remanente de la Mina Juanita.

8.2 MEDIDAS A IMPLEMENTARSE

Para garantizar que no habrán problemas de estabilidad física del terreno ni en el corto ni en el largo plazo, que pudieran causar perturbaciones a la infraestructura localizada sobre la superficie, como la Carretera Central y el Ferrocarril Central, las medidas de cierre de esta porción de la Mina Juanita, asociadas con la recuperación del mineral remanente, están aparejadas al proceso mismo de su explotación. Es decir las operaciones y método de minado han sido establecidas de tal manera que estas a la vez constituyan las medidas de cierre adecuadas para este yacimiento.

Así, si tomamos en cuenta los aspectos de las ALTERNATIVAS DE CIERRE para el Minado Subterráneo (Capítulo IV – Numeral 2) de la “Guía Ambiental para el Cierre y Abandono de Minas” publicado por el Ministerio de Energía y Minas en Julio de 1995, en el contexto del objetivo que perseguimos, es decir asegurar la estabilidad física, el

aspecto más importante que estaría involucrado en las medidas de cierre a adoptarse, estaría asociado al uso de un método de minado que permita una superficie estable.

En tal sentido, se han concebido un método y operaciones de minado que eviten cualquier perturbación del terreno tanto en superficie como en subterráneo, para esto:

- Se han dimensionado adecuadamente las excavaciones.
- Se usará la secuencia de minado más ventajosa, en retirada.
- Se usarán técnicas de voladura controlada.
- Se implementará el sostenimiento adecuado de los techos de los tajeos.
- Se utilizará el relleno cementado, con un buen topeo al techo.
- Se realizará el monitoreo de deformaciones del terreno y de la influencia del agua.

Todas estas medidas están especificadas en el presente informe, y contribuirán a mantener buenas condiciones de estabilidad local como global de los diferentes componentes estructurales de la mina y sus alrededores, durante su vida de operación, que comprende el corto plazo. El monitoreo permitirá además, advertir cualquier signo de inestabilidad del terreno, y adoptar las medidas que el caso amerite.

A largo plazo, el relleno cementado en retirada de todas las cavidades excavadas para la extracción del mineral, permitirá mantener la estabilidad del pilar de corona y por ende una superficie estable, sin posibilidades de ocurrencia de subsidencias.

Finalmente, el cierre de la galería 1238, al término de la recuperación del mineral remanente, se integrará al Plan de Cierre de la Mina Juanita.

9. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- 1) Bieniawski Z.T. "Engineering Rock Mass Clasification" Wiley – Interscience Publication – 1989.
- 2) Bowles Joshep "Foundation Analysis and Design", Mc Graw Hill, 1998
- 3) Brown E.T. "Rock Characterization Testing and Monitoring" ISRM Suggested Methods – Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics – 1981.
- 4) Castillo L., Macazana U., Ladera A. "Diseño del Sistema Hidráulico Cementado – Mina Juanita" Inf. INGEMMET – DGITM, Lima – Perú, 1987
- 5) Coduto Donald "Foundation Design – Principles & Practices", California . USA, 1994
- 6) Córdova R. D. " Aspectos de Resistencia del Relleno Cementado en Mina Juanita" Revista Minería – Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, N° 202, Nov. – Dic. 1988
- 7) Córdova R. D. y Colaboradores "Mecánica de Rocas Aplicada a la Mina Juanita" Inf. N° 024 – 87/DMR – INGEMMET, Lima – Perú, 1987
- 8) Guzmán Antonio "Estudio de la Seguridad Física de los Acantilados de la Costa Verde" INGEMMET, Lima – Perú, 1997
- 9) Hoek E., Kaiser P., Bawden W. "Support of Underground Excavations in Hard Rock" A.A. Balkema 1995.
- 10) Hudson J.A. Ed. "Comprehensive Rock Engineering – Principles, Practice & Projects" Volúmenes 3 y 4, Pergamon Press 1993
- 11) INGEMMET "Control de la Estabilidad de las Minas Juanita y Graciela – Segunda Etapa" Informe Técnico, Lima – Perú, 1992
- 12) Nemeth F., Córdova D. y Colaboradores "Evolución de la Explotación de la Mina Juanita - PERUBAR S.A." Inf. N° 01 – 1989 – DMR – INGEMMET, Lima – Perú, 1989
- 13) Nemeth F., Córdova D. y Colaboradores "Control de la Estabilidad de la Mina Juanita – Primera Etapa" Informe Técnico - INGEMMET, Lima – Perú, 1990

- 14) Ortigoza Pedro “Geotecnia Aplicada a Obras Civiles” Instituto de Investigaciones y Estudios de Materiales (IDIEM) – Universidad de Chile – Santiago – Chile, 1997
- 15) Van Zyl D., Villachica C., Mogrovejo J. “Guía Ambiental para el Cierre y Abandono de Minas” Volumen IX, Ministerio de Energía y Minas – Sub Sector Minería - Dirección General de Asuntos Ambientales, Lima – Perú, 1995