

# UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



## TESIS PROFESIONAL

DETERMINACIÓN DEL FACTOR DE CARGA MEDIANTE PARÁMETROS  
OPERATIVOS Y GEOMECÁNICOS PARA EL PROCESO DE VOLADURA DE  
ROCAS - MINERA YANACocha 2017.

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE

## INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

BACH: ROMÁN DELGADO VÁSQUEZ

ASESOR:

M. Cs. ROBERTO SEVERINO GONZALES YANA

Cajamarca – Perú

2021

## **DEDICATORIA**

A mis padres por siempre cultivar en mí el espíritu de humildad y perseverancia. Por ser la inspiración máxima en mi vida. A mis hermanos por estar siempre a mi lado que son como la luz que alegra mi vida.

## **AGRADECIMIENTOS**

A DIOS por haberme dado la fuerza, el coraje y la valentía para seguir esta carrera.  
A mis padres por sus enseñanzas, buenos principios y el apoyo brindado.

A mi casa superior de estudios la Universidad Nacional de Cajamarca y a la plana de docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por formarme profesionalmente. También agradezco a Minera Yanacocha por darme la oportunidad de desarrollarme profesionalmente y el apoyo para el desarrollo de la presente tesis. Gracias a mi asesor Ing. Roberto Gonzales Yana y a los Jurados por su revisión en este trabajo.

Un agradecimiento especial al Ing. Yorhinio León Robles por su apoyo incondicional en el presente trabajo.

## ÍNDICE DE CONTENIDO

Ítems	Pág.
DEDICATORIA .....	ii
AGRADECIMIENTOS.....	iii
ÍNDICE DE CONTENIDO .....	iv
RESUMEN.....	xvii
ABSTRAC.....	xviii
CAPÍTULO I.....	1
INTRODUCCIÓN .....	1
CAPÍTULO II.....	4
MARCO TEÓRICO .....	4
2.1 ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
2.1.1 Internacionales.....	4
2.1.2 Nacionales .....	4
2.1.3 Locales.....	5
2.2 BASES TEÓRICAS.....	6
2.2.1 Explotación minera a cielo abierto.....	6
2.2.1.1 Perforación.....	7
2.2.1.2 Voladura y mecanismos de rotura de la roca .....	9
2.2.1.2.1 Diseño de voladura .....	11
2.2.1.2.2 Parámetros de diseño de voladura.....	11
2.2.2 Procesos de producción de Minera Yanacocha.....	30
2.2.2.1 Procesos operativos de minado .....	30
2.2.2.2 Procesos de producción del oro .....	30
2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS .....	36
CAPÍTULO III.....	37
MATERIALES Y MÉTODOS.....	37
3.1 UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN .....	37
3.1.1. Geográfica .....	37
3.1.2. Política .....	37
3.1.3. Accesibilidad .....	37
3.2 Metodología .....	40
3.2.1 Tipo y método de la investigación .....	40
3.2.2 Población de estudio .....	40

	Pág.
3.2.3 Muestra .....	40
3.2.4 Unidad de análisis .....	40
3.2.5 Técnicas e instrumentos de recolección de datos .....	41
3.3 PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....	44
3.3.1 Geología .....	44
3.3.2 Geotecnia.....	50
3.3.3 Operaciones Mina .....	56
3.3.4 Asistencia Técnica .....	59
3.3.5 Factor de carga .....	61
3.3.6 Diseño de voladura .....	64
3.3.7 Voladura.....	71
3.3.8 Monitoreo post voladura.....	72
3.4 PRESENTACIÓN DE RESULTADOS .....	74
3.4.1 Relación del factor de carga con las demás variables en voladura.....	74
CAPÍTULO IV .....	79
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	79
4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	79
4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS .....	82
4.3. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS .....	83
CAPÍTULO V .....	84
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....	84
5.1 CONCLUSIONES .....	84
5.2 RECOMENDACIONES .....	85
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	86
ANEXOS.....	88
Alteraciones hidrotermales en Quecher Mainj	<b>Error! Marcador no definido.</b>
Procedimiento para la prueba UCS (Uniaxial Compressive Strength) .....	90
Índice de la calidad de la roca RQD (Rock Quality Index) .....	93
Álbum de fotografías de las pruebas en campo.....	96
Planos.....	113
Autorización .....	119

## ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Esquema de la explotación de minas (Hustrulid et al, 2013).....	7
Figura 2. Secuencia de eventos en el proceso de rotura de rocas (Centro Tecnológico de Voladura EXSA S. A, 2009).....	10
Figura 3. Variables de diseño en Voladura en banco (Centro Tecnológico de Voladura EXSA S. A, 2009).....	12
Figura 4. Variación de potencia y densidad del ANFO pesado según el porcentaje de emulsión (Konya y Walter, 1990). ....	14
Figura 5. Influencia del diámetro de carga y la velocidad de detonación para varios tipos de explosivos (Ash, 1990). ....	15
Figura 6. Tipos de mecanismos de retardo; retrasos electrónicos y pirotécnicos (López, 2003). ....	16
Figura 7. Influencia del tamaño de bloques del macizo rocoso en la fragmentación de la roca. (a) Antes y (b) Después de la voladura (Persson et al, 1970). ....	17
Figura 8. Zonamiento idealizado de una estructura en ambiente sulfato ácido (Burkley, 1979). ....	20
Figura 9. Optimización simplificada del rendimiento de voladura (López, 2003). ....	21
Figura 10. Fenómeno de craterización de una carga constante a diferentes profundidades en la misma formación (Atlas Powder Company, 1987) .....	23
Figura 11. Profundidad de entierro escalada SD (Chiappetta et al., 1983). ....	24
Figura 12. Correlación entre el RQI y el consumo específico (Leighton, 1982). ....	26
Figura 11. Profundidad de entierro escalada SD (Chiappetta et al., 1983). ....	24
Figura 12. Correlación entre el RQI y el consumo específico (Leighton, 1982). ....	26
Figura 13. Diagrama de flujo de la operación de Minera Yanacocha (Reporte Interno MYSRL, 2013).....	30
Figura 14. Proceso de recuperación mediante pilas de lixiviación (Reporte Interno MYSRL, 2013).....	31
Figura 15. Proceso de columnas de carbón (Reporte Interno MYSRL, 2013).....	33
Figura 16. Proceso de concentración Merrill Crowe (Reporte Interno MYSRL, 2013).....	34
Figura 17. Proceso de fundición (Reporte Interno MYSRL, 2013). ....	35
Figura 18. Ubicación del Proyecto Quecher Main (Google Earth Pro, 2018) .....	38
Figura 19. Primeros trabajos en el proyecto minero Quecher Main (Reporte Interno Planeamiento MYSRL, 2017). ....	39

	Pág.
Figura 20. Diseño del procedimiento de la investigación. ....	41
Figura 21. Columna estratigráfica Distrito Yanacocha, indicando unidades específicas de litología (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016). ....	45
Figura 22. Vista en planta y sección de la litología Quecher Main (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016). ....	48
Figura 23. Vista en planta y seccion de las alteraciones hidrotermales en Quecher Main (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016). ....	49
Figura 24. Diagrama de flujo para determinar la densidad (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	55
Figura 25. Descripción grafica de los tipos de diseño de taladros para voladura (Reporte Interno Perforación y Voladura MYSRL, 2016). ....	60
Figura 26. Descripción gráfica de la composición de la tecnología QUANTEX. Asistencia técnica EXSA SA (Reporte Interno MYSRL, 2017).....	64
Figura 27. Descripción gráfica de la composición de nitrito de sodio en la densidad final de la mezcla explosiva en la tecnología QUANTEX (Reporte Interno MYSRL, 2017). ....	65
Figura 28. Profundidad de entierro escalada SD (Chiappetta et al., 1983). Asistencia técnica EXSA SA (Reporte Interno MYSRL, 2017).....	66
Figura 29. Descripción gráfica para el carguío de taladros. ....	70
Figura 30. Componentes del sistema DigiShot. (Reporte Interno Perforación y Voladura MYSRL, 2016).....	70
Figura 31. Descripción grafica de carguío de taladros. ....	71
Figura 32. Resultados comparativos de Densidad (gr/cc) y Factor de Carga (kg/tn). Pruebas Quecher Main 2017, Minera Yanacocha. ....	74
Figura 33. Resultados comparativos de Factor de Carga (kg/tn) y UCS (MPa). Pruebas Quecher Main 2017, Minera Yanacocha. ....	75
Figura 34. Resultados comparativos de Factor de Carga (kg/tn) y P80 (pulg). Pruebas Quecher Main, noviembre 2017, Minera Yanacocha. ....	75
Figura 35. Velocidad de Excavación (Dig Rate) y P-80 (pulg). Pruebas Quecher Main, noviembre 2017, Minera Yanacocha.....	76
Figura 36. Factor de carguío (tn) y P-80 (pulg). Pruebas Quecher Main, noviembre 2017, Minera Yanacocha. ....	77
Figura 37. Evolución histórica del Throughput de Chancadora Primaria y sus respectivos P80 (Poma, 2012). ....	77

Figura 38.	Recuperacion Metalurgica en funcion de la distribucion granulometrica (Anco, 2015).....	78
Figura 39.	Optima voladura en una tradicional aproximación (MacKenzie, 1966).....	81
Figura 40.	Descripción grafica del procedimiento de la prueba UCS (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	91
Figura 41.	Ejemplo práctico de calcular el RQD (Deere, 1968) (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	93
Figura 42.	RQD para alteración propilítica hidrotermal, 03 muestras analizadas con un promedio de 16.67% (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	93
Figura 43.	RQD para alteración Sílica Granular, 171 muestras analizadas con un promedio de 1.88% (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	94
Figura 44.	RQD para alteración Sílice Masiva, 839 muestras analizadas con un promedio de 19.26% (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	94
Figura 45.	RQD para alteración Argílica, 178 muestras analizadas con un promedio de 3.09%. (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016) .....	94
Figura 46.	RQD para alteración Sílice Alunita, 306 muestras analizadas con un promedio de 12.00% (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	95
Figura 47.	Proyecto a disparar. a) Plano de ubicación y descripción del proyecto a disparar. b) Vista en campo del proyecto a disparar. ....	96
Figura 48.	Diseño de tiempos para el proyecto. El sistema de iniciación es el electrónico DighiShot tiempo entre filas: 180 ms, tiempo entre taladros: 3 ms y tiempo en procedimiento 123 y 125 ms.....	97
Figura 49.	Granulometría post voladura, prueba realizada 27/11/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 7.7 pulgadas y un índice de uniformidad de 1,74, lo que nos indica el material es moderadamente homogéneo.....	100
Figura 50.	Diseño de tiempos. El sistema de iniciación es el electrónico DighiShot tiempo entre filas: 180 ms, tiempo entre taladros: 3 ms y tiempo en procedimiento 123 y 125 ms.....	101
Figura 51.	Granulometría post voladura prueba realizada 05/12/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 7.5 pulgadas y un índice de uniformidad de 1.56, lo que nos indica el material es regularmente homogéneo.....	104



Figura 52.	Granulometría post voladura prueba realizada 14/11/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 13.5 pulgadas y un índice de uniformidad de 1.52, lo que nos indica el material es regularmente homogéneo.....	104
Figura 53.	Granulometría post voladura prueba realizada 15/11/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 4.4 pulgadas y un índice de uniformidad de 1.97, lo que nos indica el material es homogéneo. ....	105
Figura 54.	Granulometría post voladura prueba realizada 21/11/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 4.2 pulgadas y un índice de uniformidad de 1.88, lo que nos indica el material es homogéneo. ....	106
Figura 55.	Granulometría post voladura prueba realizada 26/11/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 7.2 pulgadas y un índice de uniformidad de 2.11, lo que nos indica el material es homogéneo. ....	107

## ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Tipos de alteraciones hidrotermales (Burkley, 1979). .....	19
Tabla 2. Calificación de parámetros geomecánicos para determinar el Índice de Volabilidad, (Lilly, 1986). .....	28
Tabla 3. Calificación de los parámetros geomecánicos para determinar el Índice de Volabilidad, B.I. (ASP Blastronic, 2006). .....	29
Tabla 4. Taladros de Investigación Geotécnica 2013 – 2015 Proyecto Quecher Main. ....	50
Tabla 5. Resistencia a la compresión uniaxial para las alteraciones hidrotermales, Proyecto Quecher Main.....	53
Tabla 6. Índice de calidad de la roca (Deere, 1968). .....	54
Tabla 7. Densidades de las alteraciones hidrotermales en Quecher Main .....	56
Tabla 8. Equipos y diámetros de perforación. ....	56
Tabla 9. Parámetros de Perforación en Minera Yanacocha. ....	57
Tabla 10. Dureza de terreno para perforación. ....	58
Tabla 11. Velocidad de perforación en diferentes tipos de terreno en el proyecto Quecher Main Minera Yanacocha. ....	58
Tabla 12. Parámetros geométricos para taladros de producción.....	59
Tabla 13. Factor de Carga según López Jimeno, 1986. ....	62
Tabla 14. Calificación de parámetros geomecánicos para determinar el índice de volabilidad y el factor de carga. ....	63
Tabla 15. Parámetros de explosivo. ....	68
Tabla 16. Procedimiento a seguir en campo para el carguío de taladros. ....	72
Tabla 17. Reporte de las voladuras en el Proyecto Quecher Main. ....	73
Tabla 18. Factor de Carga según López Jimeno 1984. ....	79
Tabla 19. Factor de Carga según APS Blastronic 2006.....	80
Tabla 20. Objetivos de Perforación y Voladura para el segundo semestre del año 2017. ....	81
Tabla 21. Reporte de carguío en el Proyecto Quecher Main. ....	109

## ÍNDICE DE FOTOS

	Pág.
Foto 1. Principales alteraciones hidrotermales presentes en el distrito Minero Yanacocha. a) Alteración Sílice Granular. b) Alteración Sílice Masiva. c) Alteración Propilítica. d) Alteración Argilica. e) Alteración Argílico Avanzado. f) Alteración Sílice Vuggy. Fuente (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016). ....	89
Foto 2. Imágenes de las pruebas de resistencia a la compresión uniaxial a las muestras de la alteración argilica (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	91
Foto 3. Imagen de la prueba de resistencia a la compresión uniaxial a las muestras de la alteración Propilítica (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	91
Foto 4. Imagen de la prueba de resistencia a la compresión uniaxial a las muestras de la sílice masiva (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	92
Foto 5. Imagen de la prueba de resistencia a la compresión uniaxial a las muestras de la sílice granular (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	92
Foto 6. Imagen de la prueba de resistencia a la compresión uniaxial a las muestras de la sílice alunita (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).....	92
Foto 7. Caja de logueo conteniendo las muestras entre los 32.00 y 35.00 m de profundidad (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016). ....	95
Foto 8. Caja de logueo conteniendo las muestras entre los 78.10 y 81.00 m de profundidad (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016). ....	95
Foto 9. Proceso de carguío de taladros en campo. a) Primado (booster, detonador electrónico y pirotécnico). b) Control de la densidad de la mezcla explosiva en campo. c) Carguío de la mezcla explosiva y control de la carga lineal (winchado). ....	98
Foto 10. Proceso del disparo. El análisis del video del disparo es importante para el control en voladura de rocas; nos permite identificar posibles tiros quedados, eyección de rocas y presencia de humos nitrosos (humos naranjas (NO <sub>2</sub> ,3)) por un inadecuado balance de oxígeno en la mezcla explosiva. Inicio de la detonación. ....	98

Foto 11.	Proceso del disparo. El análisis del video del disparo es importante para el control en voladura de rocas; nos permite identificar posibles tiros quedados, eyección de rocas y presencia de humos nitrosos (humos naranjas (NO <sub>2</sub> ,3)) por un inadecuado balance de oxígeno en la mezcla explosiva. Fin de la detonación. No se observa presencia de flyrock ni humos tóxicos. ....	99
Foto 12.	Fotografías para el análisis granulométrico. El parámetro más importante en el control de voladura en la granulometría de las rocas voladas, mediante la cual se califica el disparo principalmente como bueno o malo. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas. ....	99
Foto 13.	Esponjamiento post voladura. El esponjamiento también es importante para la voladura; los equipos de carguío están diseñados para pilas de material con una altura determinada, en Yanacocha se reporta el esponjamiento del material volado. En la imagen se muestra buen esponjamiento del material.....	100
Foto 14.	Proceso del disparo. a) inicio de la detonación. b) fin de la detonación. El video muestra insignificante eyección de rocas (flyrock), también no se observa presencia de humos naranjas lo que nos indica que las calibraciones de los camiones cargadores de explosivo están actualizadas. ....	102
Foto 15.	Esponjamiento post voladura. En la imagen se muestra buen esponjamiento del material.....	103
Foto 16.	Fotografías para el análisis granulométrico. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas. Las fotos a) y b) muestra la granulometría del material volado. ....	103
Foto 17.	Granulometría post voladura prueba realizada 14/11/2017. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas. Se observa grandes bloques de roca. ....	105
Foto 18.	Granulometría post voladura prueba realizada 15/11/2017. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas. Se observa pequeños bloques de roca y presencia de zonas con material fino.....	106
Foto 19.	Granulometría post voladura prueba realizada 21/11/2017. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas. Se observa pequeños bloques de roca. ....	107

Foto 20.	Granulometría post voladura prueba realizada 26/11/2017. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas. Se observa medianos bloques de roca.	
	.....	108

## LISTA DE PLANOS

	Pág.
<b>PLANO 1.</b> Ubicación general.....	113
<b>PLANO 2.</b> Alteraciones Hidrotermales Fase 1.....	114
<b>PLANO 3.</b> Alteraciones Hidrotermales Fase 2.....	115
<b>PLANO 4.</b> Alteraciones Hidrotermales Fase 3.....	116
<b>PLANO 5.</b> Alteraciones Hidrotermales Fase Final.....	117
<b>PLANO 6.</b> Investigación Geotécnica .....	118

## LISTA DE ABREVIATURAS

<b>A</b>	: Factor de roca
<b>BXP</b>	: Brechas freáticas con predominio de fragmentos heterolíticos silíceos
<b>BXH</b>	: Diques de brechas hidrotermales
<b>BI</b>	: Índice de volabilidad
<b>CIC</b>	: Carbón en columnas
<b>CIP</b>	: Carbón activado en pulpa
<b>CIL</b>	: Carbón en lixiviación
<b>ISMR</b>	: La Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas
<b>Jn</b>	: Número de sistemas de juntas
<b>Jw</b>	: Factor de reducción de agua
<b>Jr</b>	: Rugosidad de las juntas
<b>Ja</b>	: Alteración
<b>LA</b>	: Andesita inferior
<b>M</b>	: Metros
<b>Mpa</b>	: Megapascal
<b>PQ</b>	: Calificación de desempeño
<b>PH</b>	: Potencial de hidrogeno
<b>P80</b>	: 80% pasante
<b>RP</b>	: Ratio de Perforación
<b>RQI</b>	: índice de calidad de la roca
<b>RQD</b>	: Índice de calidad de la roca
<b>RPM</b>	: Revoluciones por minuto
<b>SRF</b>	: Factor de reducción de los esfuerzos
<b>SAG</b>	: Semiautógeno
<b>SGI</b>	: Peso específico
<b>SD</b>	: Profundidad de entierro escalada
<b>SC</b>	: Sílice Clay
<b>SA</b>	: Sílice Alunita
<b>SG</b>	: Sílice Granular
<b>SM</b>	: Sílice Masiva
<b>UCS</b>	: Resistencia a la compresión uniaxial
<b>ULT</b>	: Tufo superior con fragmentos líticos

**UA** : Andesita superior

**UPHA** : Flujos de andesita

**UTM** : Unidad Técnica de Medida

**TEUT** : Tufo de cristales



## RESUMEN

La presente tesis describe y analiza el trabajo de investigación realizado en Minera Yanacocha SRL., debido al inicio de operaciones en el nuevo proyecto de expansión Quecher Main en la zona Este del distrito minero. El objetivo es determinar un factor de carga para la calidad de la roca presente en el yacimiento mineral mediante el uso de parámetros operativos y geomecánicos. La investigación consistió en dos fases: En la de gabinete se recopiló la información de los sondeos de exploración diamantina realizados para el proyecto y se determinó la calidad de la roca mediante parámetros geomecánicos como la Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS), el Índice de Calidad de la Roca (RQD) y la densidad. En la fase de campo se realizó el registro de datos operativos de la perforación como RPM y Fuerza de Empuje. Finalmente se tomó datos de los indicadores de voladura en las pruebas realizadas, como la granulometría y esponjamiento para analizar la calidad del disparo. Debido a que el depósito mineral está hospedado en las rocas del complejo volcánico Yanacocha, las principales alteraciones hidrotermales presentes son: argílica, argílica avanzada o alunita, sílice masiva, sílice granular y la propilítica; éstas afectan las características de las rocas presentes en el yacimiento y se obtiene un factor de carga mínimo de 0.12 kg/tn y un máximo de 0.34 kg/tn con explosivo tipo ANFO mientras que para un explosivo tipo emulsión gasificable se obtiene un factor de carga que está entre 0.20 y 0.26 kg/tn. También se determinó que la calidad de una voladura tiene influencia en todo el proceso de producción de la mina.

**Palabras claves:** Factor de Carga, Parámetros Operativo Geomecánicos, Alteraciones Hidrotermales, indicadores de voladura.

## ABSTRAC

This thesis describes and analyzes the research work carried out at Minera Yanacocha SRL., Due to the start of operations in the new Quecher Main expansion project in the eastern part of the mining district. The objective is to determine a powder factor for the quality of the rock present in the mineral deposit through the use of operational and geomechanical parameters. The investigation consisted of two phases: In the cabinet, the information of the diamond exploration probes carried out for the project was collected and the quality of the rock was determined by means of geomechanical parameters such as the Uniaxial Compression Resistance (UCS), the Index of Rock Quality (RQD) and density. In the field phase, the drilling operational data was recorded as RPM and Pull Down. Finally, data were taken of the blasting indicators in the tests performed, such as granulometry and sponge to analyze the quality of the shot. Because the mineral deposit is housed in the rocks of the Yanacocha volcanic complex, the main hydrothermal alterations present are: argillic, advanced or Alunite argillic, massive silica, granular silica and propylitic; these affect the characteristics of the rocks present in the reservoir and a minimum powder factor of 0.12 kg / tn and a maximum of 0.34 kg / tn are obtained with an ANFO explosive while a charge factor is obtained for a gasification emulsion explosive which is between 0.20 and 0.26 kg / tn. It was also determined that the quality of a blasting influences the entire production process of the mine.

**Keywords:** Powder Factor, Geomechanical Operating Parameters, Hydrothermal Alterations, blasting indicators.

## **CAPÍTULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

El proyecto Quecher Main en Minera Yanacocha, forma parte de los nuevos proyectos de expansión de las operaciones de la zona Este del distrito minero de Yanacocha que se planea iniciar el minado de este tajo en el año 2019, considerando 03 fases de minado por el método de explotación superficial; cuando el tajo sea minado hasta sus límites, este tendrá unas dimensiones aproximadas de 1350m por 950m, con una altura máxima de 460m en la pared noroeste. Este yacimiento mineral es de tipo óxido de Au-Ag diseminado; los minerales económicos se encuentran asociados con minerales no económicos entonces se hace necesaria la reducción de tamaño de los fragmentos de la roca mediante perforación y voladura de manera que exista una liberación del mineral desde la matriz de la roca mediante la micro fracturación durante el proceso de la detonación de explosivos para alcanzar una alta recuperación metalúrgica.

En el proceso de perforación y voladura es fundamental el control de varios factores, como la calidad de la perforación, explosivos a usar, sistema de iniciación; pero el factor más importante desde el punto de vista técnico es la determinación de un factor de carga óptimo para que la reducción de tamaño de los fragmentos de la roca sea la adecuada; para esto se debe tener en cuenta los parámetros operativos y geomecánicos.

Esto nos permitió formular el problema:

¿Cuál es el factor de carga determinado mediante parámetros operativos y geomecánicos para el proceso de voladura de rocas en Quecher Main, Minera Yanacocha?

La hipótesis general de la investigación se define: Para calcular el factor de carga adecuado para el proceso de voladura de rocas en Quecher Main se debe determinar mediante registro de parámetros operativos (velocidad de perforación,

empuje o pull down y RPM de la broca) y geomecánicos (resistencia a la compresión, calidad del macizo rocoso y alteración hidrotermal) para que la energía generada por la detonación del explosivo sea aprovechada al máximo en el macizo rocoso.

Esta investigación se justifica en: la determinación de un Factor de Carga en Quecher Main es fundamental para que la reducción de tamaño de los fragmentos de la roca sea la adecuada y asegurar la productividad de las operaciones mineras unitarias dentro de la mina; etapa de carguío, estabilidad de los taludes y en planta; evitar mayor gasto de energía en el chancado primario en el proceso de recuperación metalúrgica mediante Gold Mill, y evitar problemas en la velocidad de percolación con la generación de partículas demasiado finas o en la permeabilidad con la generación partículas demasiado grandes en el proceso de recuperación metalúrgica mediante pilas de lixiviación, las que perjudican la etapa global de concentración.

La delimitación de la investigación se realizó en base a:

- Delimitación Espacial: se realizará en Minera Yanacocha en el proyecto Quecher Main; ubicado al norte de la ciudad de Cajamarca, distrito La Encañada, provincia Cajamarca, departamento Cajamarca.
- Delimitación Temporal: Se desarrollará desde junio 2017 hasta marzo 2018.

El objetivo de la investigación es determinar el factor de carga mediante parámetros operativos y geomecánicos para el proceso de voladura de rocas en Quecher Main, Minera Yanacocha.

Los objetivos específicos de la investigación son:

- Conocer la importancia del factor de carga en el diseño de los parámetros de voladura en Minera Yanacocha.
- Conocer la influencia de la calidad de la voladura de rocas en las operaciones mineras unitarias.

La presente tesis está estructurada en 5 capítulos, Donde los principales capítulos desarrollados en esta investigación son: En el CAPÍTULO II, presentamos los principales antecedentes relacionados a la investigación donde destacamos los estudios realizados en Cajamarca (Poma, 2012) teniendo en cuenta la importancia de la voladura en la granulometría de rocas. En el CAPÍTULO III, presentamos la metodología de investigación que se siguió para la recolección de datos. En el CAPÍTULO IV, se discute los resultados obtenidos y finalmente en el CAPÍTULO V, se dan las conclusiones y recomendaciones.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1 ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN**

##### **2.1.1 Internacionales**

Olea y Zúñiga (2012), en su informe técnico. Análisis granulométrico Fase 2 en mina El Soldado Anglo American Chile, preparado por ingenieros de Enaex para la superintendencia de Perforación y Tronadura. Determinaron la incidencia en la granulometría al variar la malla y el explosivo en 3 litologías dominantes: Toba, Andesita y Traquita, se analizaron 4 disparos y los resultados se analizaron utilizando el programa Split y Wipfrag; concluyendo que el factor de carga es la variable dominante en el proceso de tronadura.

Quiroga (2013), en su tesis Análisis de la perforación y tronadura en mina El Soldado Universidad de Chile. 120p., cuantificó el resultado de un conjunto de tronaduras mediante la medición granulométrica y su incidencia en los procesos aguas abajo. Específicamente se cuantificó el rendimiento de las palas y las toneladas por hora del SAG que se obtuvieron de la base de datos del dispatch de la mina; la conclusión fue que las variables relevantes del proceso de voladura son: la litología, el taco, pero la más importante es el factor de carga.

##### **2.1.2 Nacionales**

Hinostroza (2014), en su tesis. Optimización de la fragmentación en las rocas con la aplicación de la doble iniciación electrónica en la explotación de cobre porfirítico a cielo abierto Universidad Nacional Mayor de San Marcos 174p., presenta resultados de las diferentes pruebas que se han realizado de la doble iniciación electrónica; la conclusión fue que mediante esta técnica el P80 ha reducido, la velocidad de carguío de las palas ha mejorado y el factor de llenado de las tolvas

de volquetes es mejor, produciendo menos espacios perdidos en las tolvas y la producción diaria del mineral ha incrementado.

Poma (2012), en su tesis. Importancia de la fragmentación de la roca en el proceso Gold Mill (caso Minera Yanacocha) Pontificia Universidad Católica del Perú 84p., llega a la conclusión que el material fragmentado que se entregue a la planta Gold Mill y que sea de procedencia del tajo El Tapado debe tener un P80 promedio = 6.58cm., y que para el proceso de perforación y voladura se debe usar el Factor de Potencia= 0.47 kg/tn; con mezcla explosiva HA 55; asimismo, los tiempos de detonación a usarse debe ser de 51ms entre taladros y 180ms entre filas (para control de vibraciones), con el fin de maximizar la fragmentación de la sílice masiva existente en ese tajo.

### **2.1.3 Locales**

Abanto (2018), en su tesis. Modelo de permeabilidad mediante el sistema swips en perforaciones orientadas en el proyecto Cañariaco, Cañaris, Ferreñafe, Lambayeque. Universidad Nacional de Cajamarca. Concluye que al realizar el logeo geotécnico de las perforaciones orientadas, se identificó las zonas donde existe una mayor intensidad en el fracturamiento de la roca y pertenecen a la alteración argílica y propilítica, es aquí donde se realizaron los ensayos de Lugeon, para determinar la permeabilidad.

Llamoctanta (2018), en su tesis. Estimación del comportamiento de parámetros geomecánicos aplicando técnicas geoestadísticas en la concesión Mi Grimaldina 1, caserío de Piñipata, Hualgayoc-Cajamarca. Universidad Nacional de Cajamarca. Determinó que Según el análisis geoestadístico en la zona SO se demuestra que la estimación para el RQD (%) tiene un valor de 50 a 90 es decir son rocas regulares a rocas buenas y de N a S en la parte superior la RCU varía de 50 a 135 Mpa, es decir macizos rocosos que presentan regular resistencia, por lo tanto, teniendo en cuenta estos resultados se puede realizar un diseño para nuevas labores mineras.

## **2.2 BASES TEÓRICAS**

### **2.2.1 Explotación minera a cielo abierto**

La explotación de minas es el conjunto de actividades y operaciones necesarias para separar físicamente los minerales desde su ambiente natural y transportarlos hasta las instalaciones de procesamiento. La explotación a Cielo Abierto se utiliza cuando los yacimientos presentan una forma regular y están ubicados en la superficie o cerca de ésta, de manera que el material estéril que lo cubre pueda ser retirado a un costo tal que pueda ser absorbido por la explotación de la porción mineralizada (Hustrulid et al, 2013).

Para organizar la explotación se divide la mina en elementos más pequeños denominados expansiones, que surgen de la necesidad de hacer avances buscando explotar sectores con buena ley de mineral. El tajo se va construyendo en avances sucesivos, lateralmente y en profundidad (Hustrulid et al, 2013).

La explotación de una expansión se realiza por bancos en etapas sucesivas desde la superficie hacia el fondo del tajo. Los datos de la exploración geológica serán utilizados en la explotación a cielo abierto, procesados con el fin de obtener un Modelo de Bloques. Este modelo consiste en una matriz tridimensional de bloques de dimensiones definidas por su largo, ancho y alto, este último valor corresponderá a la altura de los bancos del futuro tajo (Hustrulid et al, 2013).

La explotación de minas queda definida por dos subprocesos fundamentales:

- Arranque.
- Manejo de materiales.

Se denomina arranque al proceso de separar o arrancar el mineral de la corteza terrestre. Esta operación se realiza haciendo detonar cargas explosivas emplazadas en huecos cilíndricos perforadas en el macizo rocoso, por lo tanto, implica la ejecución de los procesos de perforación y voladura. El manejo de materiales implica a su vez la ejecución combinada, en varias instancias, de las suboperaciones de carguío y transporte (Hustrulid et al, 2013).



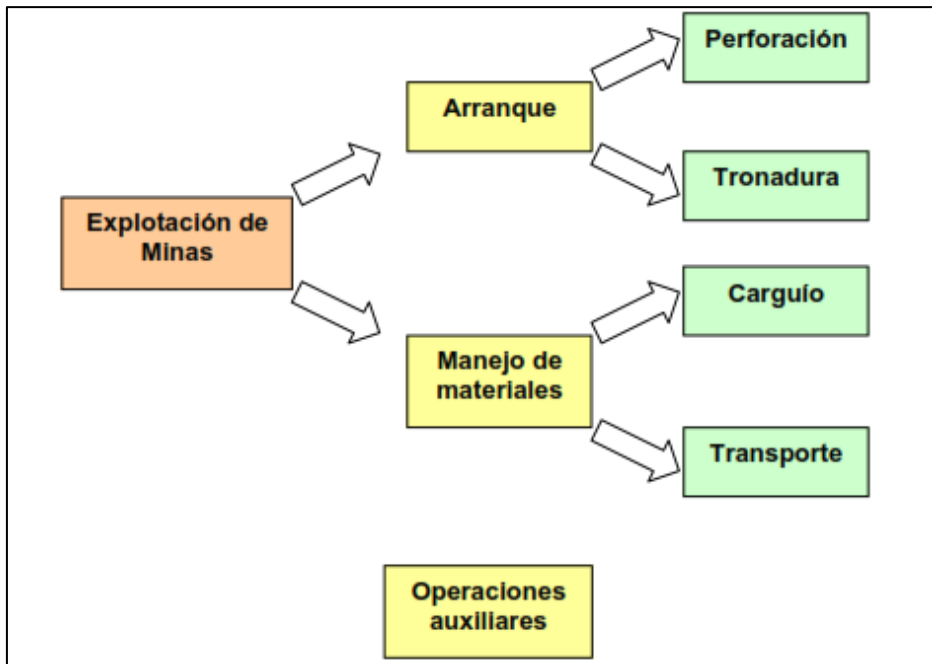


Figura 1. Esquema de la explotación de minas (Hustrulid et al, 2013).

### 2.2.1.1 Perforación

Esta operación es la que da inicio al proceso productivo en una faena minera, se realiza esta actividad perforando huecos cilíndricos en la roca para insertar y detonar material explosivo con la finalidad de fragmentar y separar los minerales desde la corteza terrestre. Para crear un orificio en un sólido es necesario aplicar energía. En el contexto de explotación minera, en la actualidad, se utilizan exclusivamente sistemas de perforación que se basan en la aplicación de energía mediante métodos mecánicos. La aplicación de energía mecánica para penetrar la roca se puede efectuar básicamente mediante dos acciones; percusión y rotación (López, 2003).

- Percusión: La herramienta penetra la roca por el efecto de impactos sucesivos de alta frecuencia y gran energía.
- Rotación: La herramienta barrena la roca por la acción conjunta de un torque de rotación y de una gran fuerza de empuje aplicada sobre la superficie rocosa.

La perforación rotativa utiliza la fuerza normal de la fuerza de la broca y el par del motor. Hasta 1949, el taladro rotativo de percusión había sido dominante en casi todos los taladros y la perforación rotativa sólo podía aplicarse para rocas blandas. Con el aumento de la sobrecarga y la aparición de explosivos a granel como ANFO,

sin embargo, la perforación rotativa con la broca de tricono se convirtió en método de perforación más común debido a sus altas tasas de penetración con mayor diámetro. Los diámetros típicos de broca varían entre 2 pulgadas y 17.5 pulgadas (50 a 444 mm) (López, 2003).

Además de las características de los pozos (diámetro y longitud) una malla de perforación queda definida según los siguientes parámetros:

- Burden: distancia más próxima desde la perforación hacia la cara libre o banco de explotación.
- Esparcimiento: distribución de los pozos en la porción de roca mineralizada a explotar. Se mide como la distancia entre los tiros de perforación.

#### **2.2.1.1.1 Parámetros de perforación**

##### **A. Fuerza de empuje (Pulldown)**

Es el empuje aplicado sobre la broca para sobrepasar la resistencia a la compresión de la roca. La velocidad de penetración aumenta proporcionalmente con el empuje, hasta que llega un momento en que por efecto del enterramiento de los insertos se produce remolienda en el fono del taladro, dañando prematuramente el faldón y la parte central de la broca (López, 2003).

##### **B. Velocidad de rotación (RPM)**

Las velocidades de rotación varían de 35 a 150 RPM, dependiendo del tipo de terreno. A medida que aumenta la velocidad de rotación, disminuye las horas de los rodamientos, pero aumenta la velocidad de penetración (López, 2003).

##### **C. Caudal de aire de la compresora**

La función principal de un compresor es entregar el mayor caudal posible a una presión de trabajo determinada y a la mínima temperatura posible (López, 2003).

##### **D. Presión de aire en la broca**

La función es abastecer aire adecuado para una adecuada velocidad de barrido de los detritos y también obtener una óptima vida de los cojinetes y rodamientos de la broca (López, 2003).

### **2.2.1.2 Voladura y mecanismos de rotura de la roca**

El proceso de voladura consiste en cargar con explosivos los pozos generados en la perforación, con el objetivo de fragmentar la roca a tamaños manejables por los equipos mineros. La fragmentación de rocas requiere de aplicación de energía, la cual se obtiene a partir de una reacción química resultante de hacer detonar cargas explosivas insertas en el macizo rocoso. El material tronado debe cumplir con una granulometría y una disposición espacial apta para los posteriores procesos asociados (Hustrulid et al, 2013).

Una buena comprensión de los mecanismos de rotura de la roca es fundamental para el diseño de la voladura. Sin embargo, la manera en que la roca se rompe por la carga explosiva es muy compleja y no se entiende completamente (Fourney, 1993). Las teorías que intentan explicar los mecanismos de rotura de la roca son:

- Teoría de la reflexión o teoría de la onda de tensión (Hino, 1956; Duvall y Atchison, 1957).
- Teoría de la expansión de gases (Persson et al., 1970, Johansson y Persson, 1970).
- Teoría de rotura por flexión (Ash, 1973).
- Teoría combinada (Lang y Favreau, 1972).
- Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades (Winzer et al., 1983).

Una explicación sencilla, comúnmente aceptada, que resume varios de los conceptos considerados en estas teorías, estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado (Foumey, 1993). Estas etapas son:

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque iniciando su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca.

- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

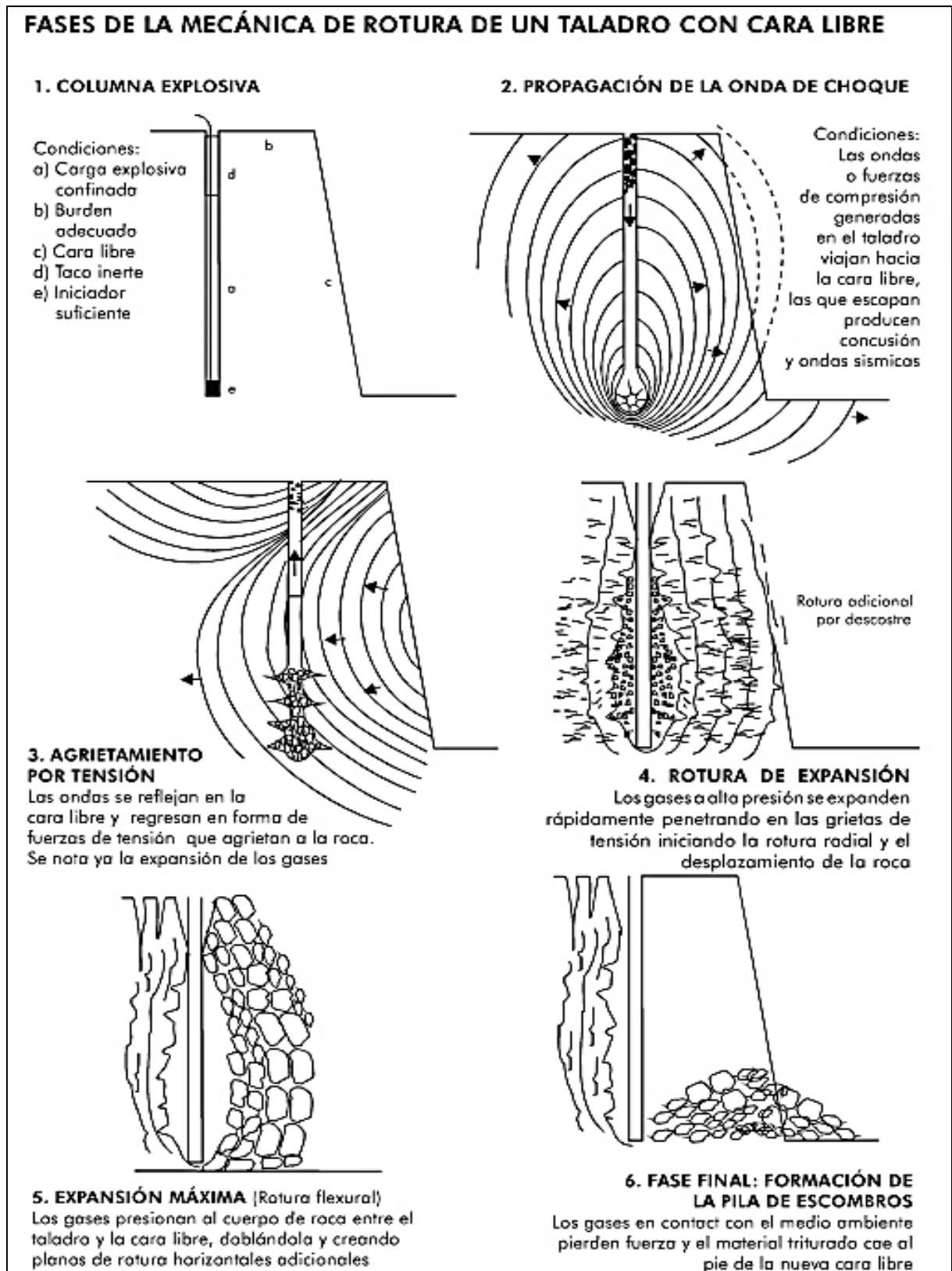


Figura 2. Secuencia de eventos en el proceso de rotura de rocas (Centro Tecnológico de Voladura EXSA S. A, 2009).

#### **2.2.1.2.1 Diseño de voladura**

Un diseño de voladura en su forma más simple significa las especificaciones de los taladros (diámetro, burden, espaciamiento, profundidad), detalles de carga (tipo de explosivos, carga por taladro, taco) e iniciación (cebado, secuencia, retardos). Para cada diseño de voladura es necesario comprender los objetivos de la voladura, asegurarse de que cualquier restricción será levantada y tener cierta confianza en que la operación de voladura salga tal como se ha diseñado, le permitirá alcanzar los objetivos de la manera más rentable (Konya y Walter, 1993).

El objetivo principal de un diseño de voladura es la fragmentación óptima, definida como la práctica de voladura que da el costo combinado más bajo para la perforación, voladura, carguío y acarreo y trituración (MacKenzie, 1966). El ingeniero de voladura naturalmente desea conducir el proceso de voladura de forma más óptima teniendo en cuenta, que no sólo incluye el objetivo deseado del costo mínimo, sino también minimizar las perturbaciones al medio ambiente (Ash, 1990).

Las variables fundamentales que ejercen influencia predominante en los resultados de la voladura son el explosivo, el diseño de voladura, y la masa rocosa. Estas variables están relacionadas en términos de energía, masa y tiempo (Foumey, 1993).

#### **2.2.1.2.2 Parámetros de diseño de voladura**

Los parámetros de diseño más importantes de la voladura son la geometría de voladura, el sistema y secuencia de iniciación y los tiempos de retardo. La geometría del diseño de voladura consiste, en la altura del banco, diámetro de taladro, burden, espaciamiento, taco, sobre-perforación y la profundidad del taladro (Figura 3).

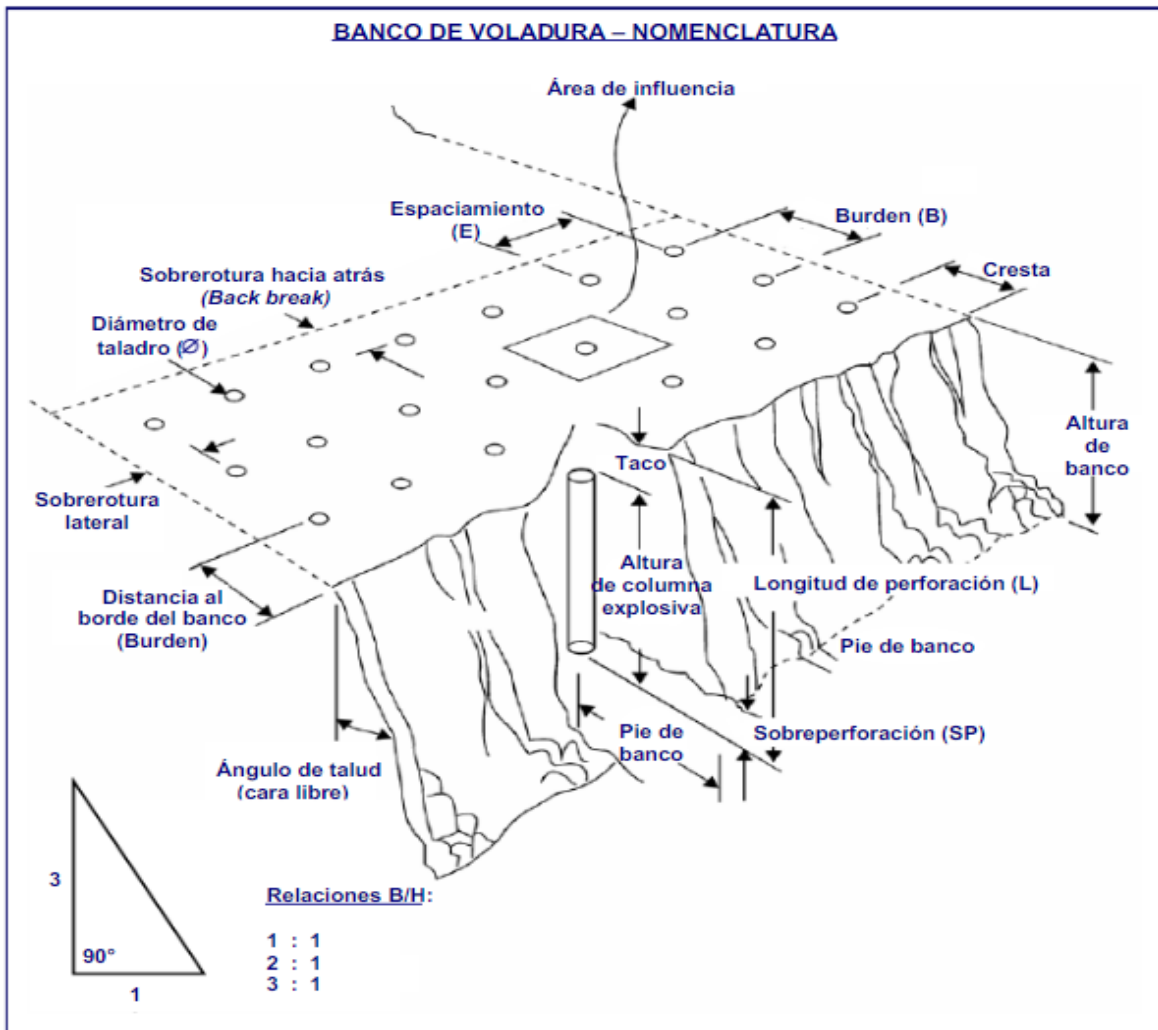


Figura 3. Variables de diseño en Voladura en banco (Centro Tecnológico de Voladura EXSA S. A, 2009).

Para un conjunto de taladros varias secuencias de iniciación son posibles. Los tiempos de retardo inadecuados causan bloques de material más grandes cerca de la cara, flyrock excesivo, vibración alta, y sobrepresión de aire. Los intervalos de retardo entre las filas pueden variar de 10 ms / m de la carga para la roca dura a 30 ms / m de carga para la roca blanda, aproximadamente 5 ms / m de burden efectivo para rocas masivas fuertes a aproximadamente 10 ms / m para estratos débiles y / o muy fisurados (Hagan, 1983). Además del burden y el tipo de roca, los tiempos de retardo también se rigen por los resultados finales deseados basado en su prioridad (Konya y Walter, 1990).

### 2.2.1.2.3 Características del explosivo

La mayoría de los explosivos modernos pueden subdividirse en cuatro categorías; altos explosivos, bajos explosivos, explosivos iniciadores y agentes explosivos (Hagan, 1983). Éstos se describen brevemente en lo siguiente:

Los altos explosivos son comúnmente conocidos como dinamita y tienen dos bases: nitroglicerina y nitrato de amonio. La velocidad de detonación de explosivos varía en una amplia gama hasta 7620 m / s (Foumey, 1993). Sobre la iniciación estos explosivos producen un gran volumen de gases a temperatura extremadamente alta y gran presión. La presión desarrollada es del orden de  $3,4 \times 10^3$  a  $2,7 \times 10^5$  atmosferas (Hagan, 1983). La velocidad de detonación junto con el volumen de gases y la temperatura producida controlan el rendimiento de un explosivo (MacKenzie, 1966).

Una forma común de bajo explosivo es la pólvora, una mezcla de nitrato de sodio o potasio con azufre y fino polvo de carbón. La presión desarrollada durante la explosión de explosivos bajos es el orden de  $3,4 \times 10^3$  atmósferas (Hagan, 1983).

Los explosivos iniciadores son extremadamente sensibles, ellos se utilizan en pequeña cantidad para detonar altos los explosivos. Estos explosivos producen un choque intenso, capaz de iniciar una onda de detonación en una carga explosiva. Una pequeña cantidad de un explosivo iniciador se carga en un tubo de metal (cobre o aluminio) para formar un detonador (Hagan, 1983).

Los agentes de voladura son de diferentes tipos (ANFO, ANFO pesado, slurry, emulsión) y difieren en sus características. Las características más importantes de los explosivos son la velocidad de detonación, densidad, sensibilidad, energía, resistencia al agua, estabilidad a la temperatura, humos y la vida útil. ANFO es el explosivo ampliamente utilizado en el mundo debido a su bajo costo. Sin embargo, sufre una mala resistencia al agua y una pobre energía en masa. El ANFO pesado, una mezcla de ANFO y emulsión, puede superar estos inconvenientes; en Figura 4, presenta la variación de la Potencia Relativa en volumen (ANFO = 100) en un ANFO Pesado en función del porcentaje de emulsión (Konya y Walter, 1990).

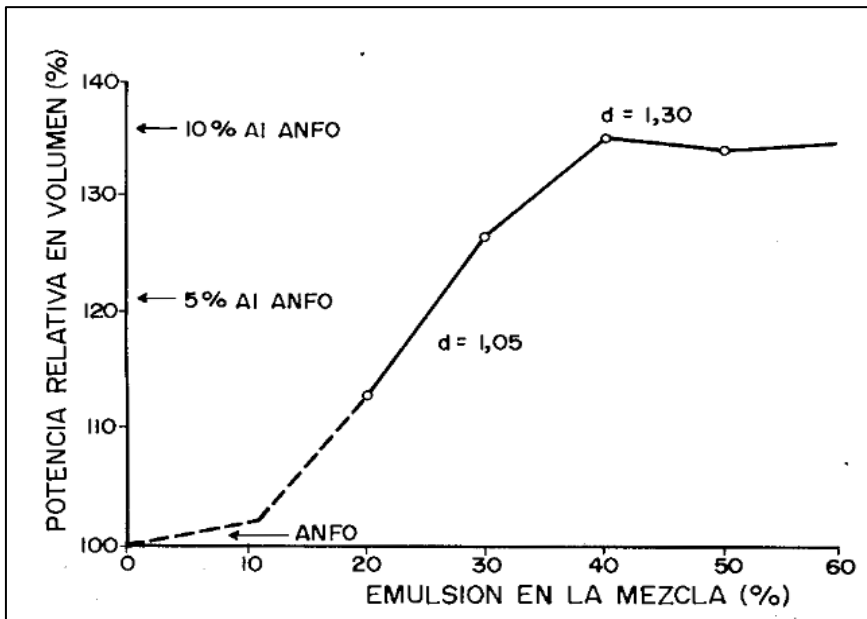


Figura 4. Variación de potencia y densidad del ANFO pesado según el porcentaje de emulsión (Konya y Walter, 1990).

En el área de explosivos ANFO, se han desarrollado explosivos de baja densidad para controlar la salida de energía de choque, al tiempo que se reduce la producción total de energía del producto. Esto se ha logrado utilizando mezclas de ANFO con diversas cantidades de ingredientes de baja densidad para obtener densidades entre 0,4 y 0,7 g / cc. ANRUB, una mezcla del nitrato de amonio y el caucho sirve para controlar la energía de choque, manteniendo el contenido de energía total aproximadamente constante (Konya y Walter, 1990).

El nitrato de amonio sólido usado en explosivos simples, se suministran en la forma de prills. Estos prills deben ser porosos y de una distribución de tamaño uniforme. El diámetro del prill en el nitrato de amonio grado explosivo está entre 1 y 2 mm. Durante la formación de los prills, una fina capa de arcilla se añade generalmente en el exterior del prill. Esto es para contrarrestar la naturaleza higroscópica del nitrato. El nitrato sin recubrimiento en contacto con el aire que tenga un 60% de humedad, eventualmente se transforma en líquido. La densidad de los prills individuales grado explosivo debe estar a densidad en volumen de casi 0,8 gr./cc. Si la densidad y tamaño de los prills están en el rango correcto, entonces no debería haber dificultad con el funcionamiento del producto cuando se mezcla con 6% de petróleo, a menos que los prills estén recubiertos con un exceso de arcilla (Berta, 1990).



Las emulsiones comúnmente usadas están también basadas fuertemente en el nitrato de amonio como la sal oxidante y el petróleo como la fuente de combustible, de manera que la reacción química para estos productos no es muy diferente que la del ANFO. Los explosivos de emulsión, debido a su idealidad de detonación, suministran una gran cantidad de energía de choque. La introducción de Heavy ANFO resolvió el problema de la pobre distribución de energía e introdujo un poderoso explosivo. Mediante la mezcla de un ingrediente ideal (emulsión) con varias cantidades de ingrediente no ideal (gránulos AN o ANFO), pueden lograrse grados variables de no idealidad. De este modo, las distribuciones de energía de choque y de tensión, así como los niveles de energía total, pueden ser cambiados simplemente cambiando las proporciones de varios ingredientes con un rendimiento controlado no ideal, las formulaciones pesadas de ANFO ofrecen las ventajas de flexibilidad y adaptabilidad (Berta, 1990).

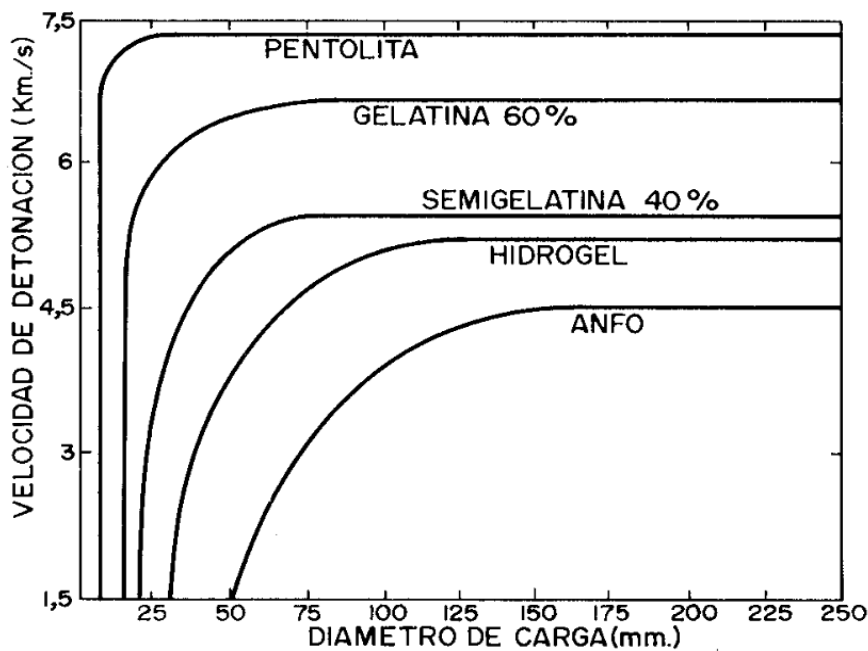


Figura 5. Influencia del diámetro de carga y la velocidad de detonación para varios tipos de explosivos (Ash, 1990).

#### 2.2.1.2.4 Sistemas de iniciación

La elección de los sistemas de iniciación adecuados es tan importante como la selección de los explosivos apropiados para una operación de voladura en particular y el ingeniero debe garantizar que los sistemas de iniciación elegidos son

de alta calidad y se aplican correctamente durante la operación de voladura (López, 2003).

Por lo general, los iniciadores pueden clasificarse de la siguiente manera:

- Sistema pirotécnico
- Sistema electrónico

Como puede verse en la figura 6, un detonador contiene el transmisor de señal de iniciación (por ejemplo, tubos de choque y cables) y una parte activa que está encerrada en una envoltura metálica.

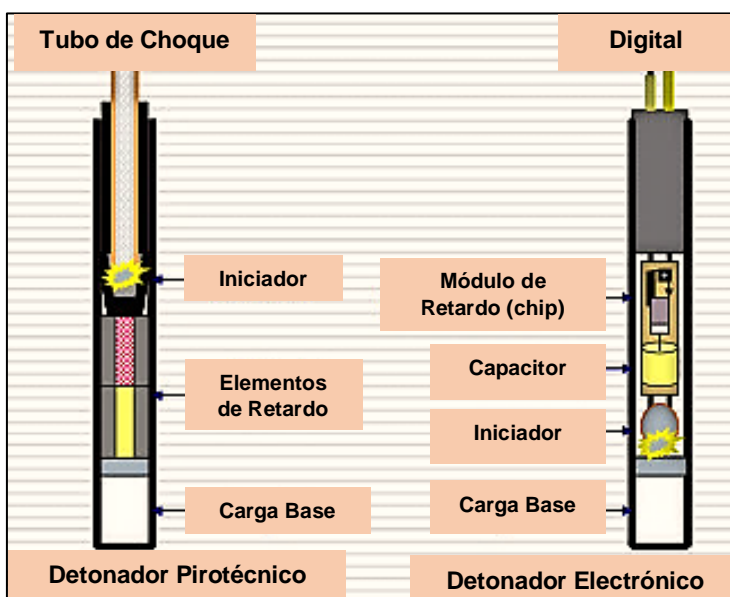


Figura 6. Tipos de mecanismos de retardo; retrasos electrónicos y pirotécnicos (López, 2003).

Los Sistemas de Iniciación Electrónica son ahora ampliamente utilizados en la industria minera y tienen muy buenas ventajas sobre otros sistemas que incluyen; mayor seguridad, alta precisión, flexibilidad de diseño, gestión fácil de la explosión (López, 2003). Los detonadores electrónicos son un sistema de control de voladuras, completamente programables, capaz de retardar desde 0 a 20, 000 ms con incremento de 1 ms permitiendo el uso de periodos de retardos cortos hasta 1 ms. Aplicando periodos de retardos cortos que permite la interacción de ondas entre taladros con la que se aprovecha al máximo el uso de la energía explosiva asegurando una mejora en la fragmentación con un apilamiento y desplazamiento correcto (López, 2003).

### 2.2.1.2.5 Características del macizo rocoso

Las principales características que influyen en los resultados de las voladuras son las propiedades intactas de la roca y las discontinuidades estructurales. Las propiedades intactas de la roca incluyen la resistencia a la compresión, resistencia a la tracción, densidad, porosidad, módulo de Young y la relación de Poisson; sin embargo, intactas las propiedades de la roca no indican realmente si la masa de roca es fácil o difícil de romper porque las discontinuidades estructurales eclipsan la influencia de las propiedades físico mecánicas de las rocas. Las discontinuidades estructurales de una masa rocosa son juntas, planos de foliación, fallas, que pueden denominarse juntas en general (Persson et al, 1970).

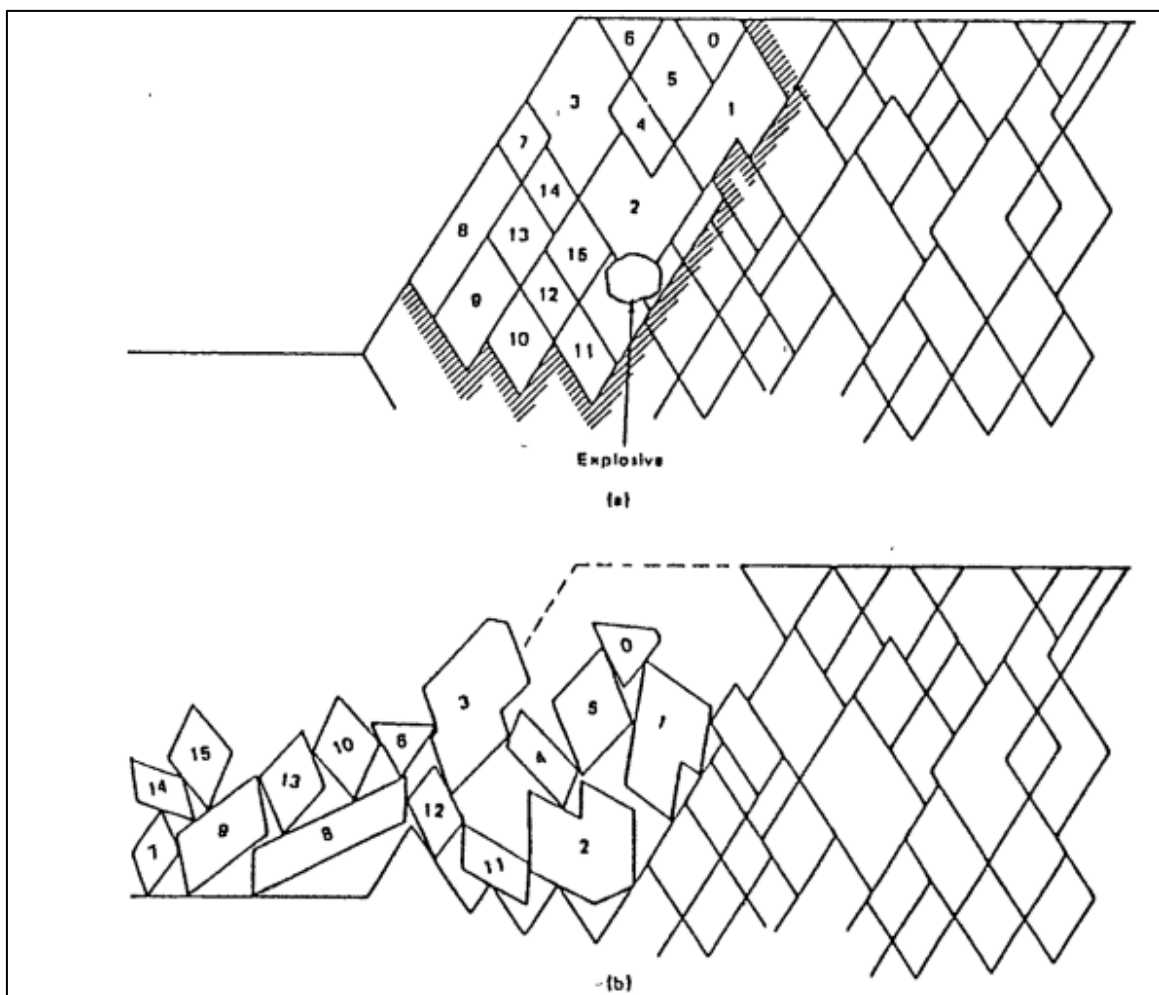


Figura 7. Influencia del tamaño de bloques del macizo rocoso en la fragmentación de la roca. (a) Antes y (b) Después de la voladura (Persson et al, 1970).

### 2.2.1.2.6 Clasificaciones geomecánicas

La resistencia a la compresión ha sido, y sigue siendo, una de las propiedades más representativas del comportamiento de las rocas frente al arranque, si además se tiene en cuenta parámetros como tamaño de bloques, intensidad de fracturación, grado de meteorización y humedad se consigue una rápida caracterización del macizo rocoso, obteniendo clasificaciones, como: RQD (Deere, 1968), Q (Barton, 1974), RMR (Bieniawski, 1989) o índices de caracterización denominados GSI (Hoek & Brown, 1994), RMI (Palmstrom, 1996), orientados a obtener la capacidad portante del macizo rocoso y el sostenimiento requerido en cada caso, y últimamente utilizados en la elección del tipo de maquinaria para el arranque de rocas (López, 2003).

El índice de designación de la calidad de la roca RQD (Rock Quality Designation Index) proporciona un valor estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa a partir de testigos de perforación diamantina principalmente y de afloramientos en superficie. Aunque tiene algunas limitaciones, el uso más importante del RQD es como componente de los sistemas de clasificación RMR y Q. El sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski RMR (Rock Mass Rating System), valora al macizo rocoso en tipos, en cada dominio estructural. En la valoración este sistema considera cinco parámetros: resistencia a la compresión uniaxial, RQD, espaciamiento de las discontinuidades, condición de las discontinuidades y condición de agua. El índice de clasificación de Barton Q (Rock Quality Index), considera seis parámetros: RQD, número de sistemas de juntas ( $J_n$ ), rugosidad de las juntas ( $J_r$ ), alteración ( $J_a$ ), factor de reducción de agua ( $J_w$ ) y factor de reducción de los esfuerzos (SRF).

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (2.1)$$

El cociente  $RQD/J_n$  representa el tamaño de bloque,  $J_r/J_a$  describe las características de resistencia al corte y  $J_w/SRF$  representa la situación actual de tensiones (López, 2003).

La alteración en roca implica modificaciones complejas de la roca pre existente o primario. Estas modificaciones abarcan cambios mineralógicos, texturales y de composición. El buen entendimiento de estas relaciones complejas, depende de un

enfoque descriptivo sistemático multidisciplinario que incluye aspectos de vulcanología, geología de yacimientos, petrología, geoquímica, y mecánica de rocas (López, 2003).

El término alteración hidrotermal como su nombre lo dice, hace referencia al efecto de las aguas o fluidos de altas temperaturas sobre las rocas, las cuales se elevan desde la profundidad hacia la superficie. Estos fluidos hidrotermales son en su mayoría de origen magmático. Implica una interacción química entre los elementos de la roca primaria y los elementos (iones disueltos en gran cantidad) llevados en solución a través del flujo hidrotermal. Su producto de esta interacción entre la roca primaria y el fluido hidrotermal hay sustracción o adición de compuestos químicos, se denomina metasomatismo (Burkley, 1979).

La alteración hidrotermal produce un amplio rango de mineralogía, abundancia mineral y texturas en distintas rocas. Esto hace que sea complicado tener un criterio uniforme para la clasificación de tipos de alteración. Los autores de mapeos y de estudios de alteración generalmente han simplificado sus observaciones clasificando las rocas alteradas en grupos (Burkley, 1979), de ahí derivan denominaciones como:

Tabla 1. Tipos de alteraciones hidrotermales (Burkley, 1979).

<b>Denominación</b>	<b>Presencia dominante</b>
Silicificación	sílice o cuarzo
Sericitización	sericita
Argilización	minerales de arcilla
Cloritización	clorita
Epidotización	epídota
Actinolitización	actinolita

Fuente: Farje, (2006).

#### **2.2.1.2.7 Mineralogía y zonamiento de las facies de alteración**

En la figura 8 se muestra esquemáticamente el zonamiento característico que se puede identificar en cualquier yacimiento de tipo sulfato ácido. Por lo general en campo se suele encontrar a las diferentes facies sobreimpuestas una a las otras; y además complicadas por la alteración supérgena subsecuente. Esto es debido a que los yacimientos raras veces están compuestos por venillas aisladas y/o vetas

individuales; generalmente los depósitos de mayor envergadura resultan del entrecruzamiento o combinación de muchas de estas estructuras; además de la posibilidad de otros posibles conductos, como chimeneas de brecha. Por tal motivo la estructura, que hemos dibujado en azul de la figura 8, puede considerarse, a gusto de cada uno, como la individualización de una fractura, falla, chimenea de brecha, o cualquier otro conducto por el que circularon las soluciones hidrotermales. En torno a este eje se puede reconocer un zonamiento característico que va desde las facies proximales: sílicea y argílica avanzada, pasando por la argílica intermedia, hasta la más distal: la propilítica (Burkley, 1979).

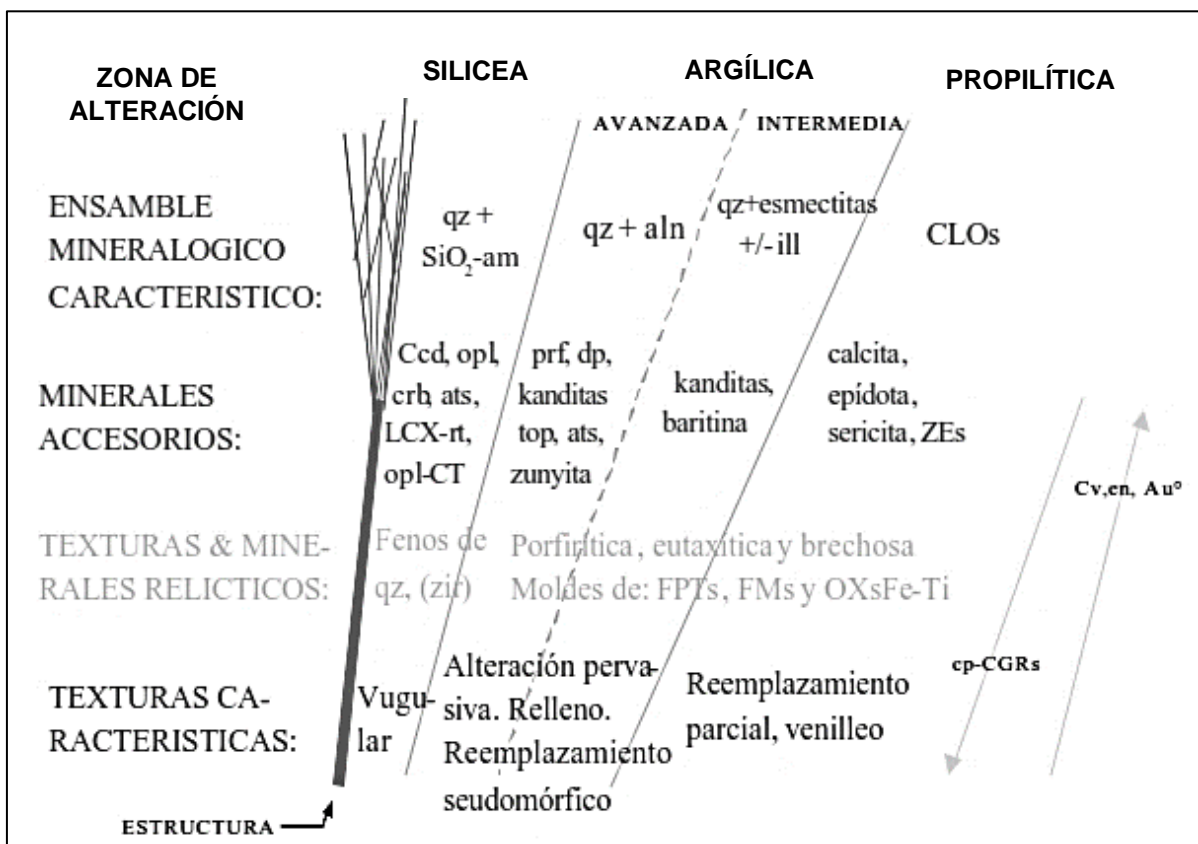


Figura 8. Zonamiento idealizado de una estructura en ambiente sulfato ácido (Burkley, 1979).

### 2.2.1.2.8 Enfoques de diseño de voladura

Se han utilizado diversos enfoques para diseñar voladuras y la literatura es muy amplia en esta área. Sólo los más aceptados se discuten brevemente. La voladura eficiente se resume en fragmentación y el desplazamiento de la masa rocosa adecuada para maximizar la rentabilidad de toda la operación minera y a partir de esta premisa se generan los diferentes enfoques.

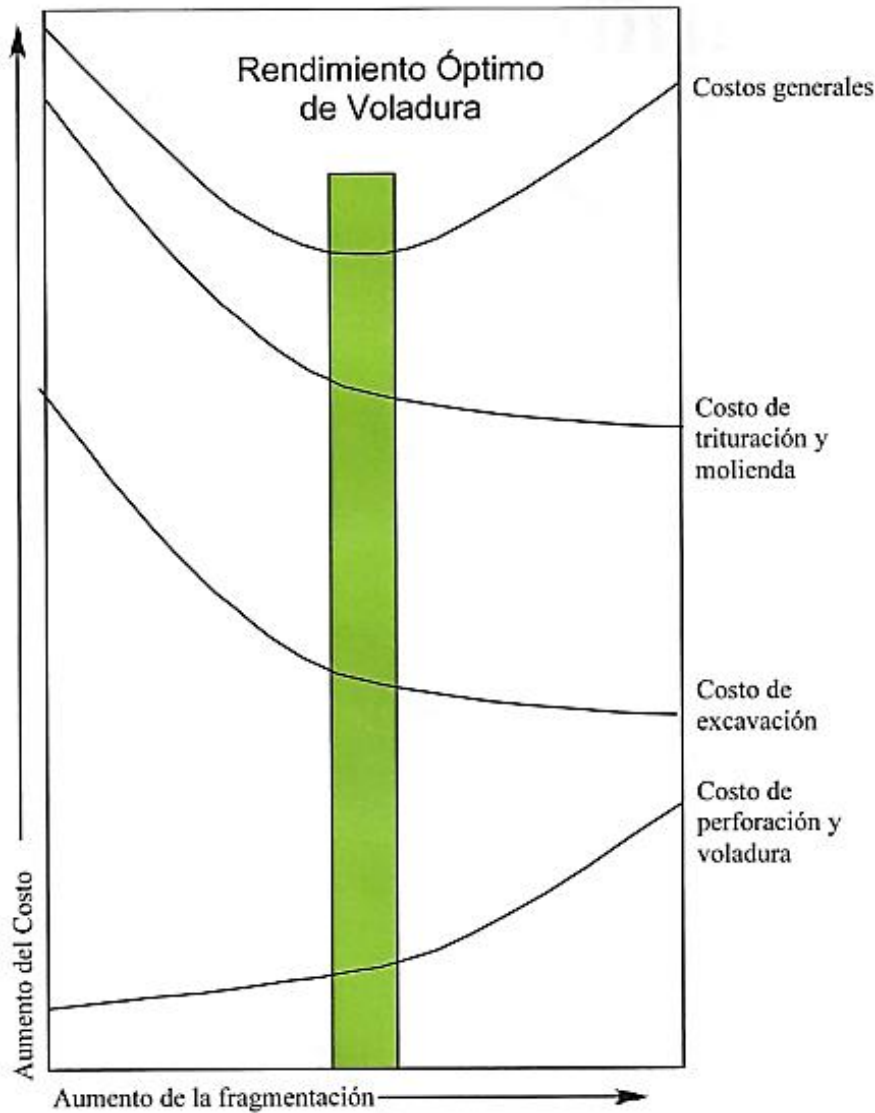


Figura 9. Optimización simplificada del rendimiento de voladura (López, 2003).

## A Empírico

En este método, el diseño de la voladura se decide experimentando con diferentes patrones y modificando los diseños hasta que se alcanza el grado correcto de fragmentación y consumo explosivo. Este es el método más común en las minas del mundo.

El más conocido de todos los enfoques empíricos son los desarrollados por Langefors y Kihlstrom (1963).

## B Craterización

Otro criterio es si un taladro vertical se perfora en una superficie horizontal de roca y se carga con explosivos, puede soplar hacia fuera un cráter cónico. Utilizando este fenómeno, una prueba fue propuesta por Livingston (1956).

Este ensayo se realiza utilizando cargas de peso constante y detonándolas a diferentes profundidades de enterramiento. La información necesaria para un diseño de explosión son la profundidad crítica y la profundidad óptima.

La profundidad crítica es la distancia desde la superficie al centro de gravedad de la carga a la que no se produce roturas. La profundidad óptima es la distancia desde la superficie al centro de gravedad de la carga correspondiente al volumen máximo del cráter.

Livingston desarrolló una ecuación de energía de deformación para cargas de cráteres como se indica a continuación (Atlas Powder Company, 1987).

$$N = EW^{1/3} \quad (2.2)$$

Donde

N: Profundidad crítica de una carga (m)

W: Peso de la carga que causaría que falle la roca de superficie (kg)

E: Factor de energía de deformación, derivado empíricamente

Livingston modificó esta ecuación reduciendo la profundidad de carga para dar una buena fragmentación expresándola en la siguiente forma.

$$d_o = \Delta_o EW^{1/3} \quad (2.3)$$

Donde

d<sub>o</sub>: Profundidad óptima (m)

Δ<sub>o</sub> = d<sub>o</sub>/N: Óptima razón de profundidad.

W: Peso de la carga (kg)



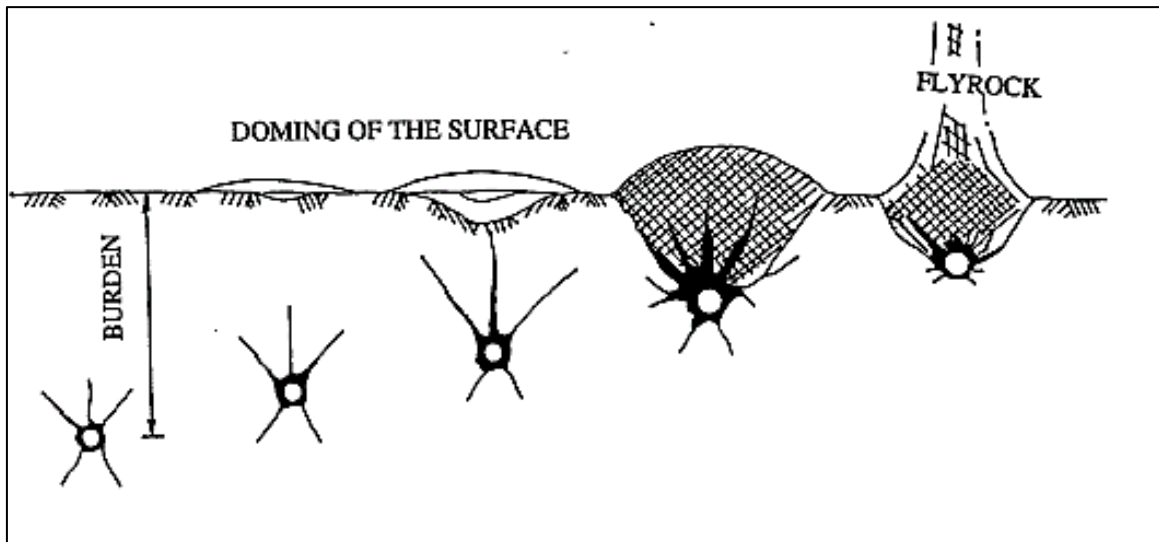


Figura 10. Fenómeno de craterización de una carga constante a diferentes profundidades en la misma formación (Atlas Powder Company, 1987).

La figura 10 es una ilustración esquemática del efecto de variar la profundidad sobre una carga constante en la misma formación. A poca profundidad, la mayor parte de la energía se transmite a la atmósfera en forma de sobrepresión de aire y flyrock. A mayor profundidad la mayor parte de la energía se utiliza en la vibración del suelo con poco fracturamiento alrededor de la carga. A una profundidad óptima, la roca está completamente roto con mínima disipación de energía en formas no deseadas (Atlas Powder Company, 1987). También Chiapetta uso esta teoría para encontrar el taco óptimo para controlar el flyrock.

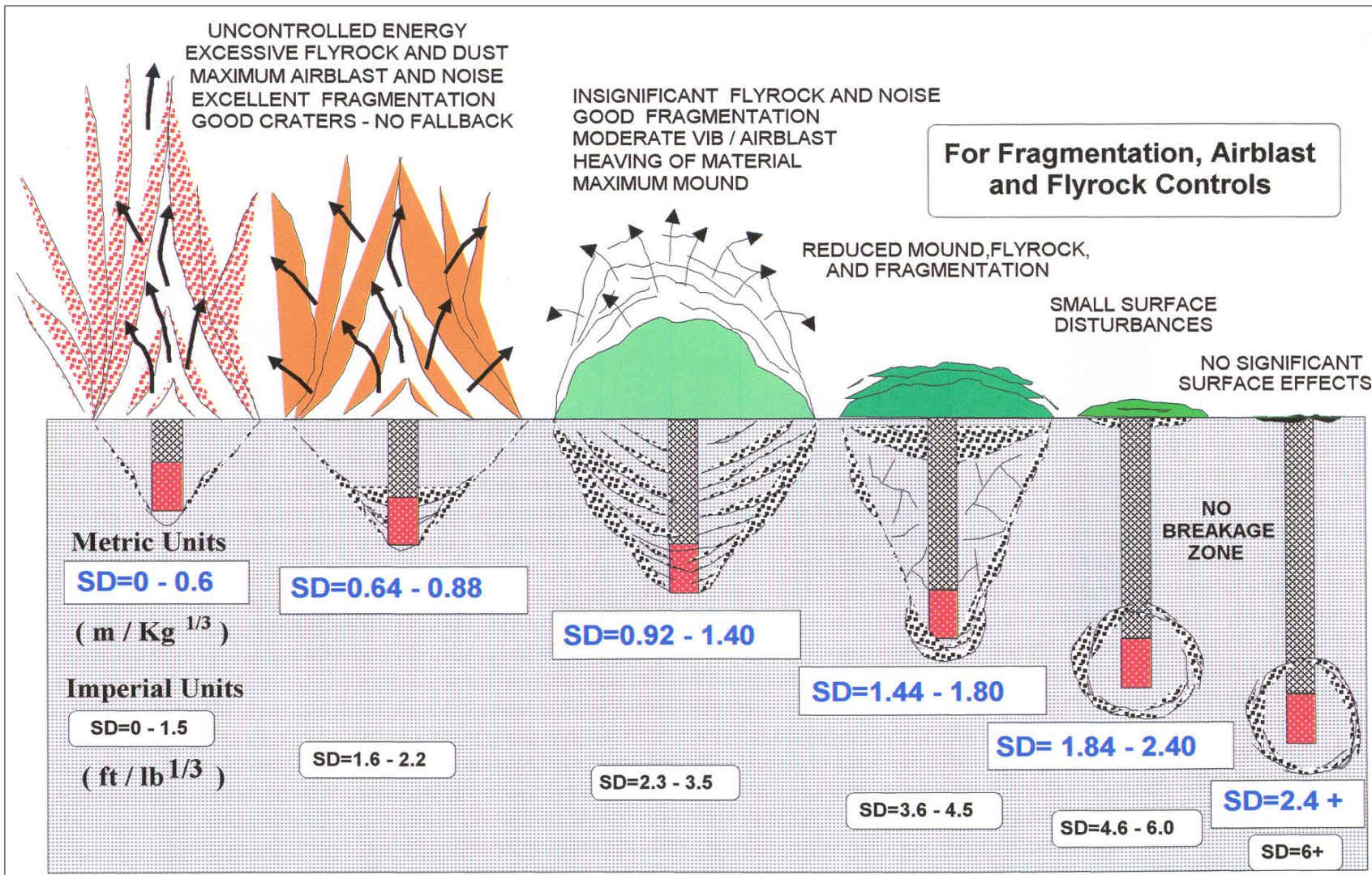


Figura 11. Profundidad de entierro escalada SD (Chiappetta et al., 1983).

$$\text{Taco óptimo} = \left( \text{SD} * \left( \Phi^3 * \frac{\rho}{127500} \right)^{\frac{1}{3}} \right) - \left( \frac{\Phi}{200} \right) \quad (2.4)$$

Donde

SD: Profundidad de entierro escalada (m)

$\Phi$ : Diámetro del explosivo (mm)

$\rho$ : Densidad del explosivo (g/cc)

### 2.2.1.2.9 Factor de carga

Se han hecho varios enfoques para calcular el factor de carga; basado en la velocidad de la onda sísmica, basado en datos de perforación (Leighton et al, 1982), basadas en propiedades de rocas tales como la resistencia a la compresión uniaxial, la resistencia a la tracción y la densidad de la roca. Basado en el índice blastability (Lilly, 1986) y basado en el concepto de balance energético (Berta, 1990).

Teniendo en cuenta que la perforación de una roca constituye un proceso de rotura de la estructura de la misma en el que influyen numerosos factores geomecánicos, parece lógico que el diseño de las voladuras debiera basarse en los índices de perforación. En tal sentido, se han desarrollado varios métodos, entre los cuales analizaremos el de Leighton (1982), el cual se fundamenta en los trabajos adelantados previamente por Mathis (1975). En efecto, Mathis había propuesto su índice R.Q.I. (Rock Quality Index) basado en:

$$\text{RQI} = \text{Eh} \frac{t}{L} \quad (2.5)$$

Donde.

Eh: Presión hidráulica de la perforadora

t: tiempo de perforación del taladro

L: Longitud del barreno

Leighton (1982) procedió a una identificación de las rocas existentes en la mina de Afton (Canadá) mediante el RQI. utilizando una perforadora rotativa trabajando a 229 mm (9 pulgadas) de diámetro.

A continuación, hizo un estudio de correlación entre el RQI. y el consumo específico óptimo de explosivo para las voladuras de contorno, obteniendo un coeficiente de correlación  $r = 0,98$  para la siguiente curva ajustada, Figura 12.

$$\ln(CE) = \frac{RQI - 25000}{7200} \quad (2.6)$$

Donde

CE: Consumo específico (kg de ANFO/tonelada)

RQI: índice de calidad de la roca (kPa.min/m)

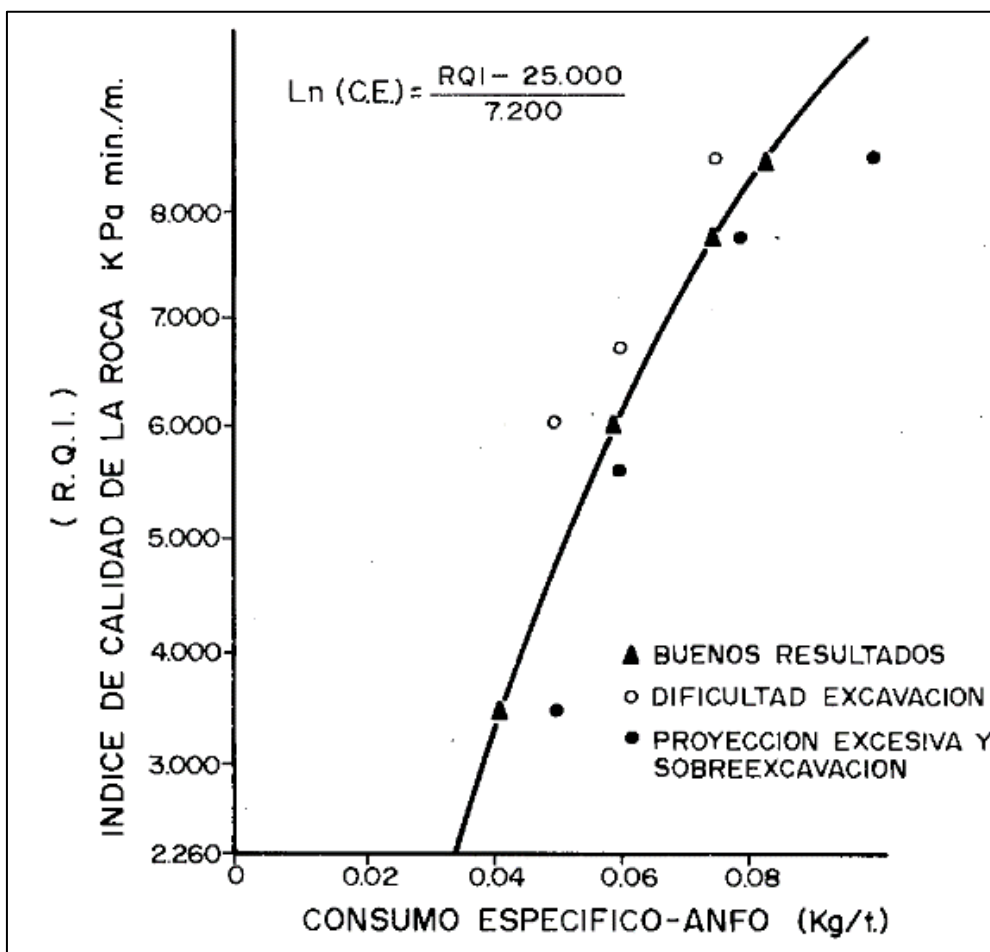


Figura 12. Correlación entre el RQI y el consumo específico (Leighton, 1982).

López Jimeno, E. 1984, teniendo en cuenta las limitaciones del RQI., propuso un índice de caracterización de las rocas en los que se combinan los siguientes parámetros:

VP: Velocidad de penetración (m/h)

E: Empuje sobre el tricono (miles de libras)

Nr: Velocidad de rotación (r/min)

D: Diámetro de perforación.

El índice corresponde a la expresión:

$$I_p = \frac{VP}{\frac{E * Nr}{D^2}} \quad (2.7)$$

Como la velocidad de penetración depende de las resistencias a la compresión, tracción y cizallamiento, el índice  $I_p$  es directamente proporcional a VP contendrá tales características geomecánicas pudiéndose correlacionar con el consumo específico o factor de energía del explosivo empleado en las voladuras en las que se obtiene fragmentación adecuada.

$$CE = 1.24 * e^{-0.5727I_p} \quad (2.8)$$

Dónde: CE consumo específico kg ANFO /m<sup>3</sup>

Índice de Volabilidad (BI); de acuerdo con Lilly (1986) se define como la facilidad con la que un macizo rocoso puede ser excavado mediante el uso de explosivos; este índice se puede calcular mediante la Tabla 2.

Tabla 2. Calificación de parámetros geomecánicos para determinar el Índice de Volabilidad, (Lilly, 1986).

<b>Parámetros Geomecánicos</b>		<b>Calificación</b>
<b>1.</b>	Descripción del macizo rocoso (RMD)	
	1.1. Friable/ Poco consolidad	10
	1.2. Diaclasado en bloques	20
	1.3. Totalmente masivo	50
<b>2.</b>	Espaciamiento entre planos de las juntas JPS	
	2.1. Pequeño (<0.1 m)	10
	2.2. Intermedio (0.1 a 1m)	20
	2.3. Grande (>1m)	50
<b>3.</b>	Orientación de los planos de juntas JPO	
	3.1. Horizontal	10
	3.2. Buzamiento Normal la frente	20
	3.3. Dirección Normal al frente	30
	3.4. Buzamiento coincidente con el frente	40
<b>4.</b>	Influencia de peso específico SGI	
	$SGI = 25 SG - 50 SG$	
	Donde:	
	SG = Peso específico en (ton/m <sup>3</sup> )	
<b>Parámetros Geomecánicos</b>		<b>Calificación</b>
<b>5.</b>	Influencia de la resistencia	
	$RSI = 0.5RC$	
	Donde:	
	RC = Resistencia a la compresión	

Fuente: Farje, (2006).

Sin embargo, en marzo del 2006, la empresa ASP Blastronic presenta un nuevo criterio para calcular el índice de Volabilidad tabla 3.

Tabla 3. Calificación de los parámetros geomecánicos para determinar el Índice de Volabilidad, B.I. (ASP Blastronic, 2006).

			Diferentes tipos de dureza						
Caracterización para voladura			15Mpa	25Mpa	37Mpa	50Mpa	75Mpa	100Mpa	
	Rango	Clase							
<b>1</b>	Influencia de la Dureza	>75	10	20	30	40	50	50	
		44 a 75	20						
		24 a 45	30						
	Rango de penetración	18 a 25	40						
	RP (m/h)	0 a 18	50						
<b>2</b>	Mineralización	1.Estéril	30	30	50	50	50	50	
		2.Mineral	50						
<b>3</b>	Influencia de fracturamiento (RQD)	0-15	10	10	20	30	40	50	50
		15-30	20						
		30-45	30						
		45-60	40						
		>60	50						
<b>4</b>	Litología	1. Mat.	10	10	20	30	40	50	50
		Aluvial	20						
		2.Sedimento	30						
		3.Andesita inferior	40						
		4.Andesita superior	50						
<b>5</b>	Influencia de peso específico	2.8	20.0	20	22.5	25	27.5	30	32.5
		2.9	22.5						
		S.g = 2.5	3.0						
		SGI = 25 SG – 50	3.1						
		SG	3.2						
		Donde: SG = Peso específico en (ton/m3)	3.3						
Índice de Volabilidad			40	56.25	82.5	98.75	115	126.25	
Factor de Energía (Kj/ton)			0.60	0.84	1.24	1.48	1.73	1.89	
Factor de Carga (kg/ton)			160	225	330	395	460	505	
Factor de Roca (A)			4.8	6.75	9.9	11.85	13.8	15.15	

Fuente: Farje, (2006).

El análisis se realiza en función de la Velocidad de penetración, mineralización, RQD, Litología y densidad de roca. Donde:

$$BI = 0,5 (RP + M + RQD + L + SGI) \text{ (Índice de volabilidad).}$$

$$FE = 0.015 \times BI \text{ (Factor de energía).}$$

$$FC = 0.004 \times BI \text{ (Factor de carga).}$$

$$A = 0.12 \times BI \text{ (Factor de roca).}$$

## 2.2.2 Procesos de producción de Minera Yanacocha

### 2.2.2.1 Procesos operativos de minado

El proceso operativo de minado en Yanacocha se describe básicamente en cuatro etapas, en torno a las cuales gira toda la operación de extracción. Éstas son: Perforación, Voladura, Carguío y Acarreo (Figura 13).

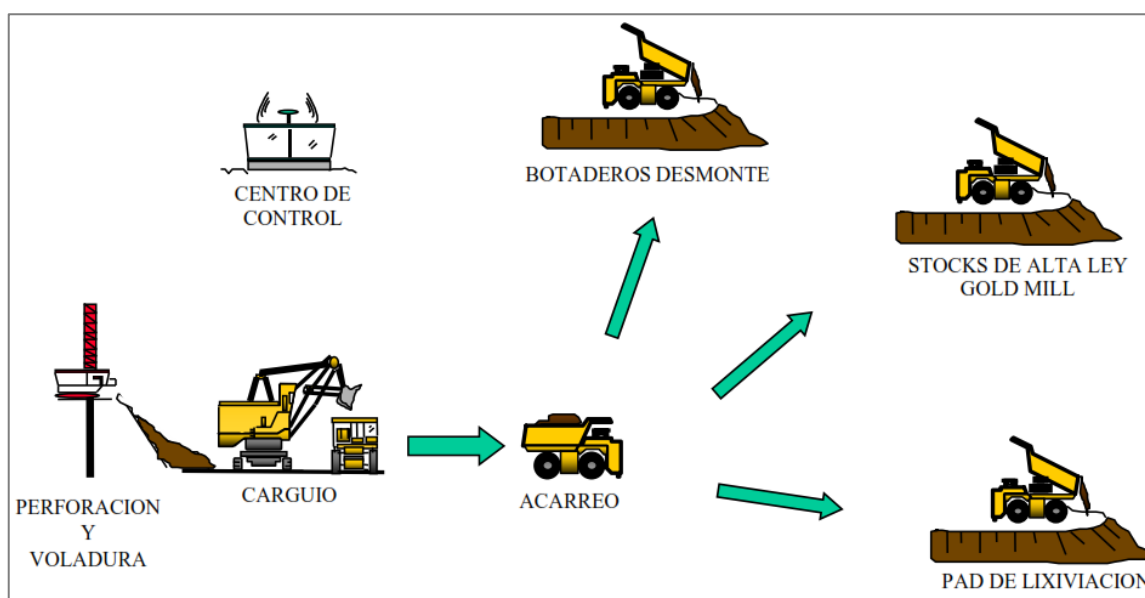


Figura 13. Diagrama de flujo de la operación de Minera Yanacocha (Reporte Interno MYSRL, 2013).

### 2.2.2.2 Procesos de producción del oro

Yanacocha para obtener el doré (Au + Ag) usa dos métodos para procesar los óxidos, mediante pilas de lixiviación y por el proceso de Gold Mill (molino de oro). Ambos pasan a un por proceso de recuperación mediante columnas de carbón activado CIP y luego se precipita la mena (Au + Ag) mediante el proceso de Merrill Crowe.

#### 2.2.2.2.1 Pilas de lixiviación

Las pilas de lixiviación son grandes estructuras de forma piramidal escalonada, también llamados pads, donde se deposita el mineral de baja ley para su tratamiento y recuperación de metales preciosos. En Yanacocha se riega por goteo con una solución de cianuro de sodio de baja concentración de aproximadamente 50 gramos por cada 1000 litros de agua. (Minera Yanacocha SRL, 2013)



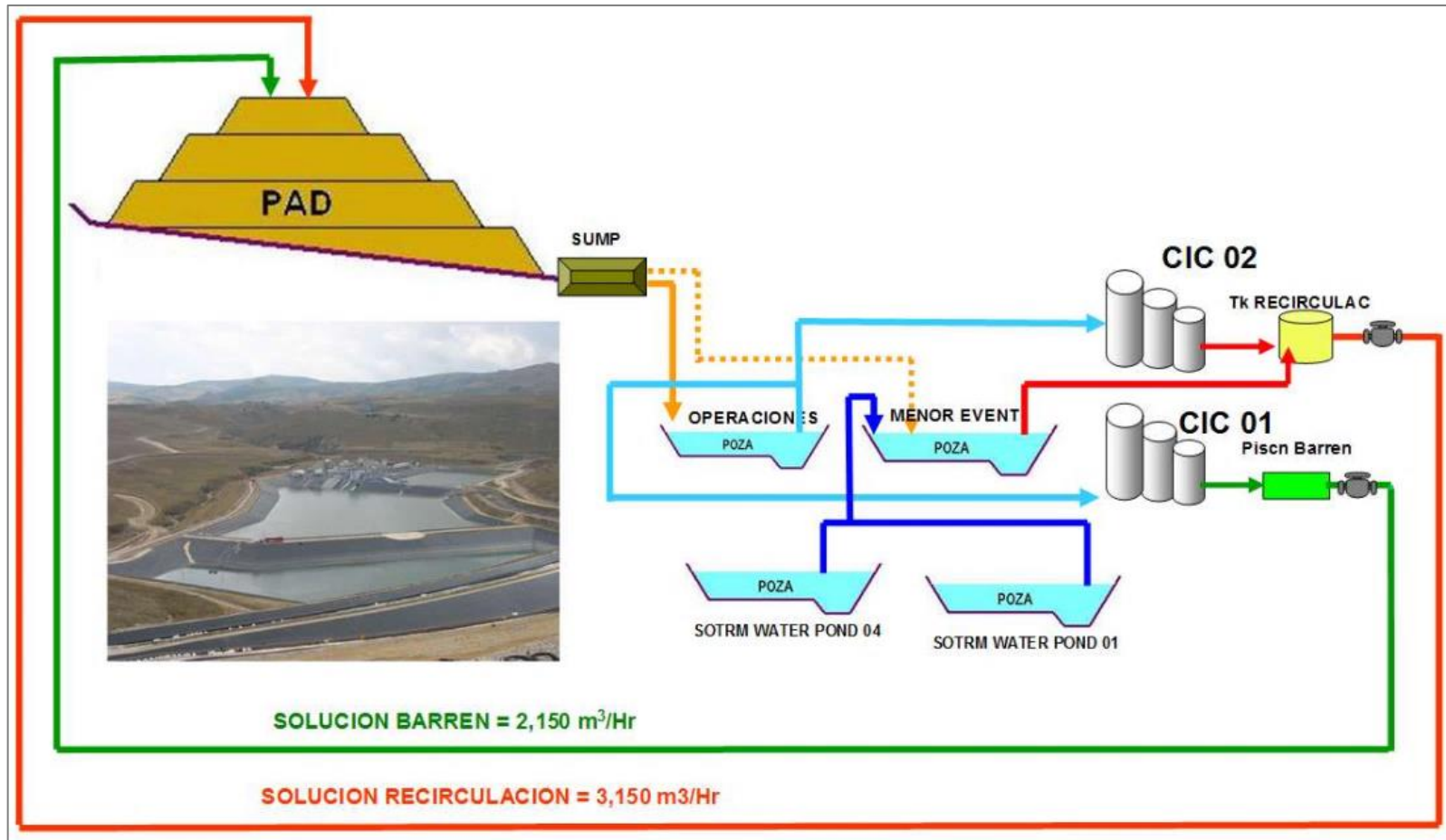


Figura 14. Proceso de recuperación mediante pilas de lixiviación (Reporte Interno MYSRL, 2013).

El goteo de solución cianurada se realiza en la parte superior de la pila, mientras que por la parte inferior se obtiene la solución rica (cianuro con oro y plata en disolución). Esta solución mediante tuberías colectoras se deposita en pozas, ubicadas en las cercanías de los pads. Posteriormente, la solución rica es bombeada hacia la planta de procesos de columnas de carbón.

#### **2.2.2.2.2 Gold Mill**

El Gold Mill es un molino SAG SAG de 32' x 32' mediante alimentadores de placas, construido en Minera Yanacocha para el procesamiento de minerales con contenido de oro más complejos que se encontraban a medida que se profundizaban los tajos, los cuales no podían ser tratados en los pads de lixiviación. La producción comercial inició el primero de abril del 2008. Ello le da a la operación una mayor flexibilidad en el tratamiento de minerales, mejora la recuperación de oro (75-85% para oro, 60-75% para plata) y además disminuye el tiempo de recuperación, de 70 días a 24 horas. Por este motivo, en el Gold Mill se procesa minerales alta ley de oro con contenidos de plata y cobre, para obtener su máxima recuperación.

La planta está ubicada próxima al tajo La Quinoa, siendo éste el yacimiento principal de donde se alimenta al molino, el cual tiene una capacidad de procesamiento de 6 millones de toneladas por año.

#### **2.2.2.2.3 Columnas de carbón y Merrill Crowe**

Columnas de carbón es el proceso en las columnas de carbón permite concentrar la cantidad de oro que hay en la solución rica proveniente de la lixiviación, eliminar impurezas y se da en dos etapas: adsorción y desorción. La primera consiste en hacer circular la solución rica a través de las columnas que contienen carbón activado (el cual atrapa el oro en su superficie) dejando una solución pobre, sin oro ni plata. La segunda etapa, de desorción, consiste en hacer circular una solución cianurada por las columnas la cual disuelve nuevamente el oro atrapado en los poros del carbón. Esta solución pasa al siguiente proceso de Merrill Crowe.

Merrill Crowe es el proceso donde la solución enriquecida proveniente de las columnas de carbón es filtrada, posteriormente se elimina el oxígeno que contiene y se le añade polvo de zinc el cual hace que precipite el metal (oro y plata). Este precipitado pasa posteriormente al proceso de refinación.

La solución pobre que queda junto al precipitado que ya no contiene metales valiosos, también llamada Barren, pasa por un tanque donde se le agrega el cianuro que ha sido consumido en el proceso y es enviada nuevamente a los pads de lixiviación. Con esto se completa un circuito cerrado, donde la solución nunca sale al medio ambiente. (Minera Yanacocha SRL, 2013).

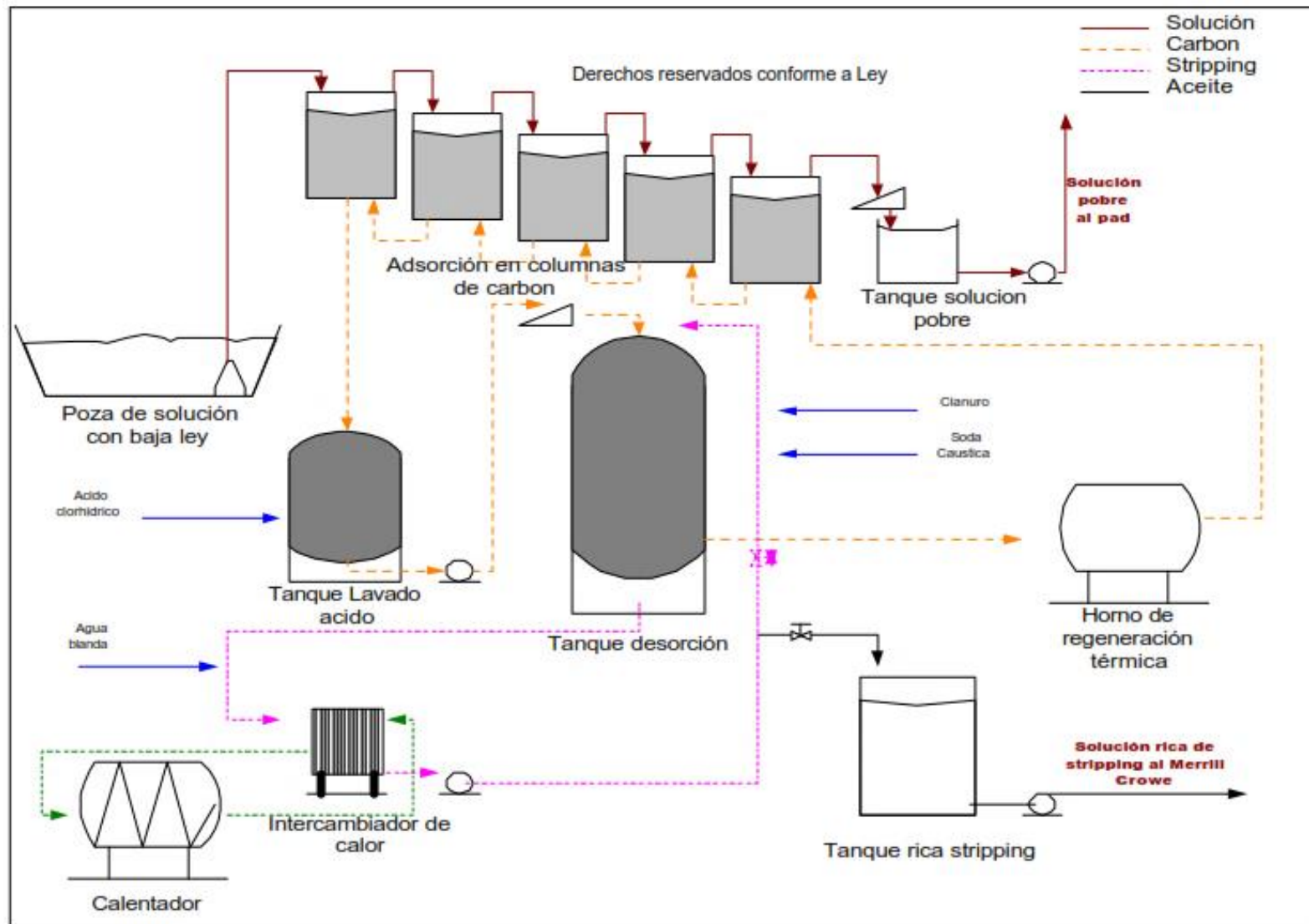


Figura 15. Proceso de columnas de carbón (Reporte Interno MYSRL, 2013).

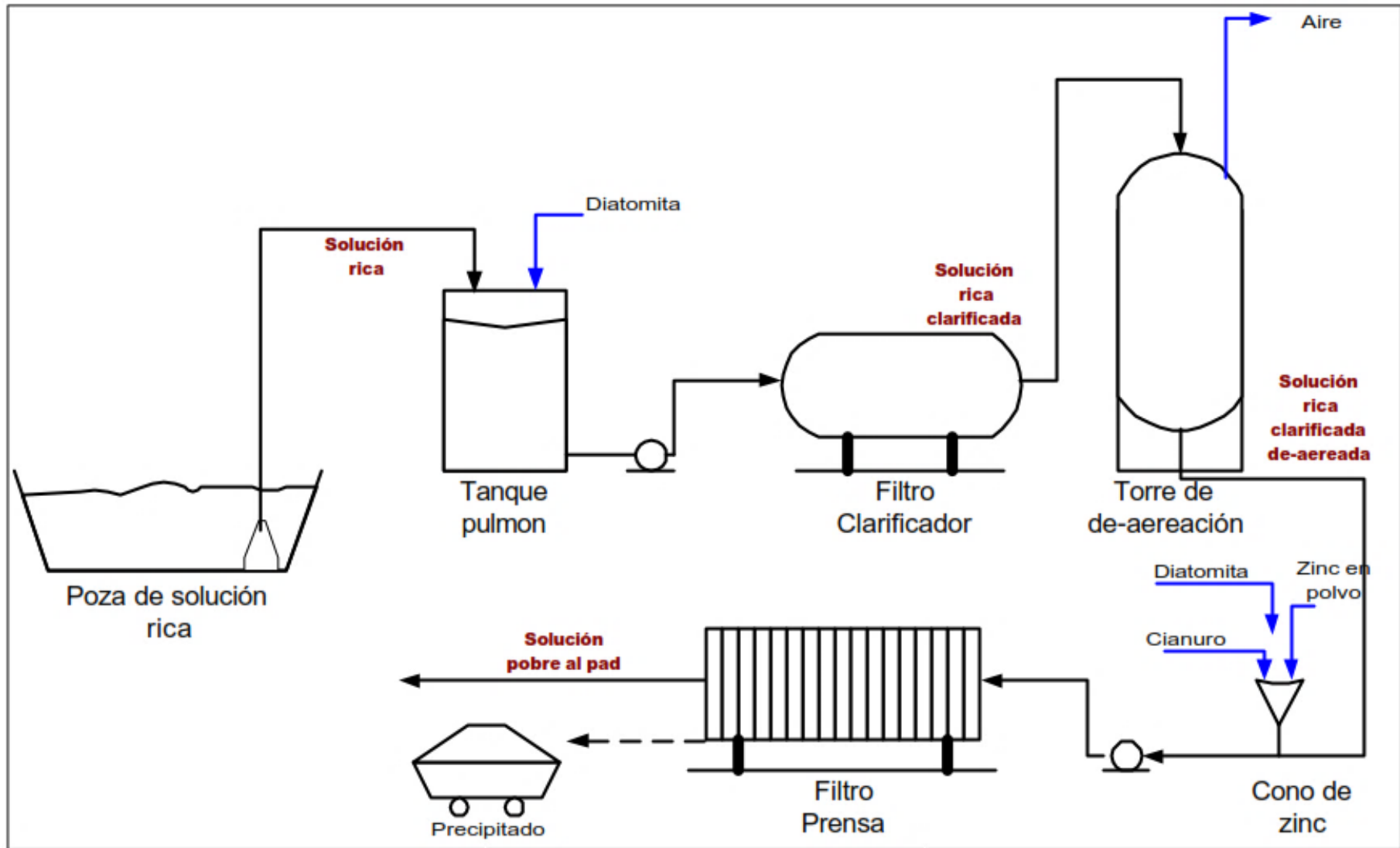


Figura 16. Proceso de concentración Merrill Crowe (Reporte Interno MYSRL, 2013).

#### 2.2.2.2.4 Refinería

El precipitado proveniente de la planta de Merrill Crowe es sometido a un secado en hornos de retortas a 650°C y posteriormente el producto obtenido pasa a la fundición en horno de arco eléctrico a 1 200°C, de donde se obtiene el producto final: Doré. Estas son barras de oro y plata de aproximadamente 22 Kg cada una, cuya composición es de 40% oro y 58% plata (Minera Yanacocha SRL, 2013).

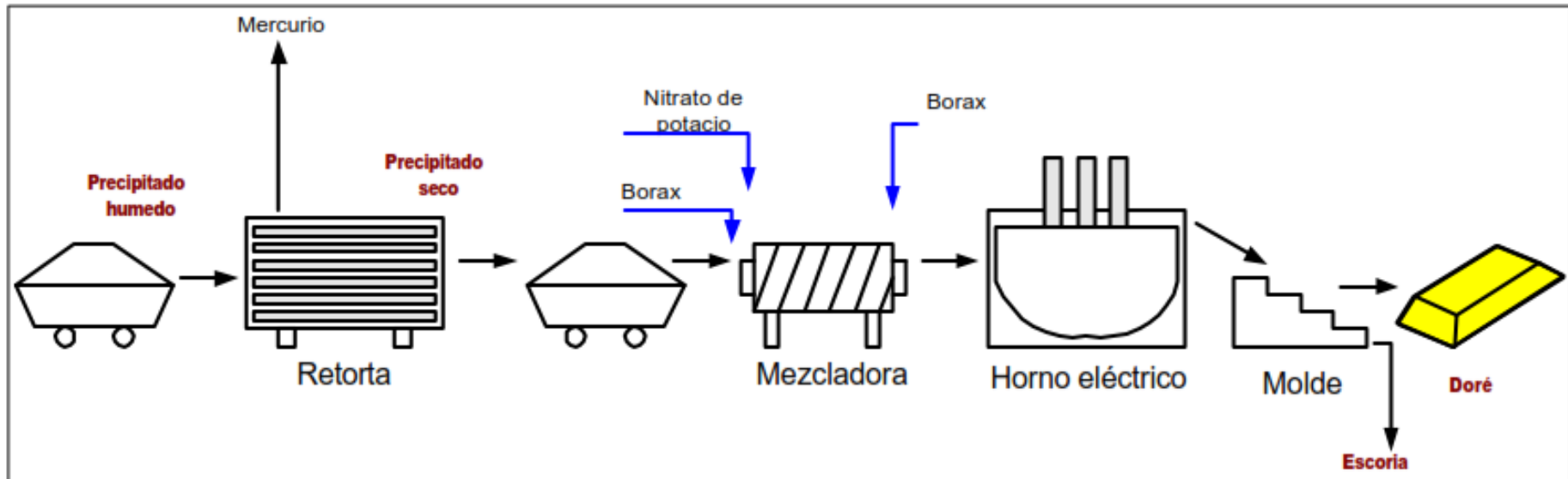


Figura 17. Proceso de fundición (Reporte Interno MYSRL, 2013).

## 2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

**ANFO.** Mezcla explosiva compuesta de Nitrato de Amonio (94%) y Diésel (6%) y cuando se combina con emulsión se denomina ANFO pesado (López, 2003).

**Emulsión.** Explosivo elaborado en base a una emulsión agua en aceite. Se fabrica con una solución saturada de nitrato y una fase de aceite mineral. Está normalmente sensibilizada por burbujas de gas finamente dispersas (después de la adición de un agente gasificador en el collar del pozo de tronadura) como el nitrito de sodio (López, 2003).

**Factor de carga (Powder factor).** Es la relación entre el número de kilogramos de explosivos empleados en una voladura determinada y el número de toneladas a romper producto de esa voladura o el volumen correspondiente en metros cúbicos a romper. Las unidades son kg/TM o kg/m<sup>3</sup> (López, 2003).

**Índice de Volabilidad (Blastability Index).** Puede ser definido como las características de voladura del macizo rocoso sujeto a un diseño específico de voladura, características del explosivo en sitios específicos. En otras palabras, el Índice de Volabilidad indica cuán fácil es volar un macizo rocoso sobre una condición específica (López, 2003).

**Parámetros Operativos.** Variables de las principales actividades que se efectúan en el ciclo de producción minera, como la perforación, voladura, carguío y acarreo (López, 2003).

**Parámetros Geomecánicos.** Variables de las principales características geológicas y mecánicas del macizo rocoso, como la resistencia a la compresión, calidad del macizo rocoso y alteración hidrotermal (López, 2003).

**Velocidad de Excavación (Dig Rate).** También llamado taza de excavación está relacionada a las toneladas movidas, cargadas y tiempos de carguío (López, 2003).

**Rendimiento de chancado (Throughput).** Está relacionado con las toneladas de roca que abastece la chancadora en un periodo de tiempo (López, 2003).

## **CAPÍTULO III**

### **MATERIALES Y MÉTODOS**

#### **3.1 UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

##### **3.1.1. Geográfica**

Geográficamente la Minera Yanacocha, se encuentra ubicada en la sierra norte del Perú, a 800 Km al noroeste de la ciudad de Lima. Su zona de operaciones está a 32 km al norte del distrito de Cajamarca, entre los 3500 y 4100 msnm. Delimitada por las coordenadas del sistema de Unidad Técnica de Medida (UTM.) datum WGS-84, 774 260 E, 9 227 050 N.

##### **3.1.2. Política**

El estudio se realizó en el depósito de óxido Quecher Main, ubicado en la Quebrada Ocucha Machay, al este de la actual plataforma de lixiviación Carachugo Etapa 10 y al norte del actual tajo Chaquicocha. Coordenadas UTM y elevaciones de referencia a la zona de trabajo son: 27,250 a 28,750 N y 18,000 a 19,500 E y entre 3,946 a 4,087 msnm. El proyecto Quecher Main se encuentra en la cuarta etapa o etapa de construcción, donde se vienen realizando actividades como accesos (haul road) y ampliación del Pad de Carachugo.

##### **3.1.3. Accesibilidad**

El acceso a Yanacocha se hace por un desvío a la altura del kilómetro 37 de la carretera asfaltada Cajamarca-Hualgayoc, con aproximadamente 48 km de recorrido desde la ciudad de Cajamarca hasta las instalaciones de la mina.

La ruta de Lima a Cajamarca, es a través de la vía Panamericana 1N, 694 Km hacia el norte hasta Pacasmayo luego por una autopista de 191 Km hacia Cajamarca.

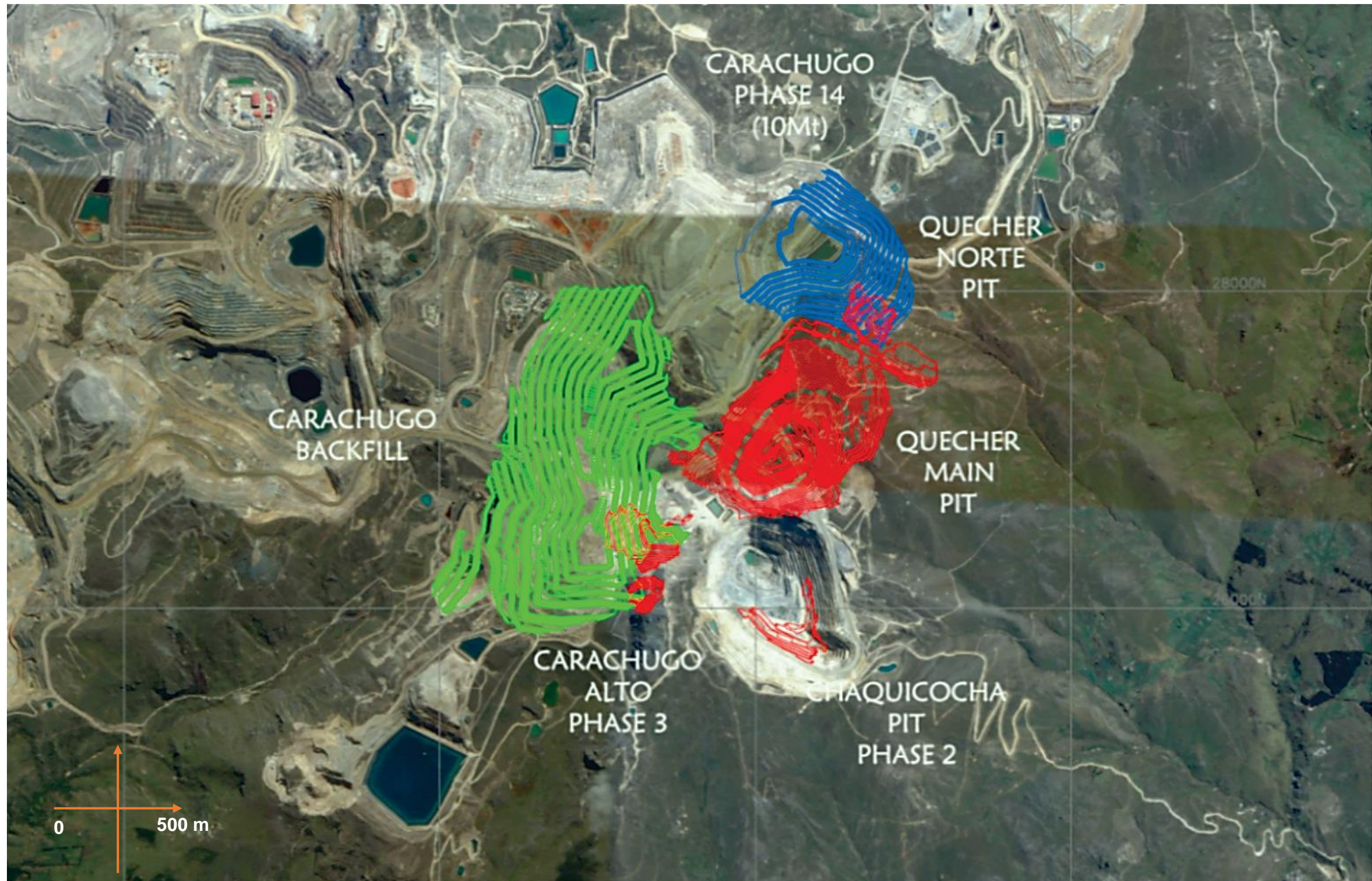


Figura 18. Ubicación del Proyecto Quecher Main (Google Earth Pro, 2018).



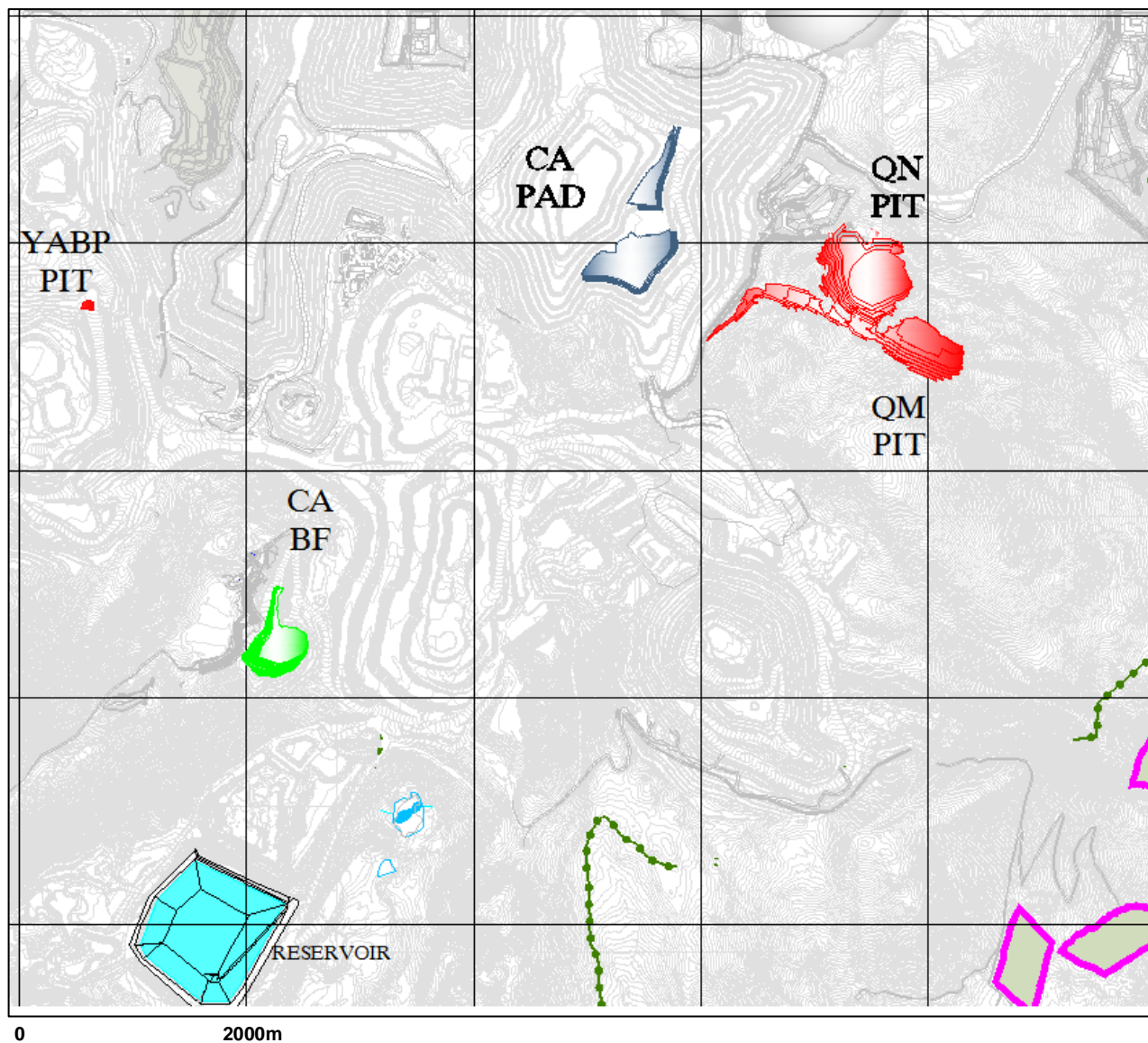


Figura 19. Primeros trabajos en el proyecto minero Quecher Main (Reporte Interno Planeamiento MYSRL, 2017).

## **3.2 Metodología**

### **3.2.1 Tipo y método de la investigación**

El punto de partida para la presente investigación fue la recopilación bibliográfica. Se consultaron trabajos previos orientados a la perforación y voladura y otras generalidades, seguida de la búsqueda de investigaciones efectuadas con fines de encontrar un factor de carga adecuado para la operación minera unitaria de perforación y voladura. El presente estudio reúne las condiciones metodológicas de una Investigación de enfoque cuantitativo y nivel correlacional y sección transversal.

- Cuantitativo. Porque cuantifican los diferentes parámetros que intervienen en perforación y voladura.
- Correlacional. Porque nos permitirá determinar la relación de las variables de voladura.
- No experimental: Porque nos permitió determinar el factor de carga mediante parámetros operativos y geomecánicos.
- Transversal. Porque los datos se toman en un periodo de tiempo (noviembre a diciembre del 2018).

### **3.2.2 Población de estudio**

Los primeros bancos (4010 y 4020) del Proyecto Minero Quecher Main – Minera Yanacocha.

### **3.2.3 Muestra**

Análisis de los parámetros operativos y geomecánicos de la roca en los proyectos Quecher Main.

### **3.2.4 Unidad de análisis**

Tipos de rocas, alteraciones hidrotermales, falla, fractura.

### 3.2.5 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Las técnicas que se emplearán para la recolección de datos serán el análisis documental (reportes internos MYSRL), la observación, y la medición en campo. Mientras que los instrumentos estarán constituidos por:

- **Cámara fotográfica digital SONY HDR-PJ410 de 50 Mbps:** Para registrar las voladuras realizadas
- **Laptop Lenovo Core i3 con Software Excel 2016 y Wifrag 2.6.** Equipo para el manejo y procesamiento de la data.

Con el fin de proporcionar una guía de procedimiento para esta investigación, se propone un enfoque guiado para quienes participan en la planificación, el diseño y la ejecución de las voladuras en minas de superficie. El enfoque guiado es un enfoque equilibrado en el que todos los factores que interactúan geotecnia, geología, operaciones mina, se tienen en cuenta (figura 20)

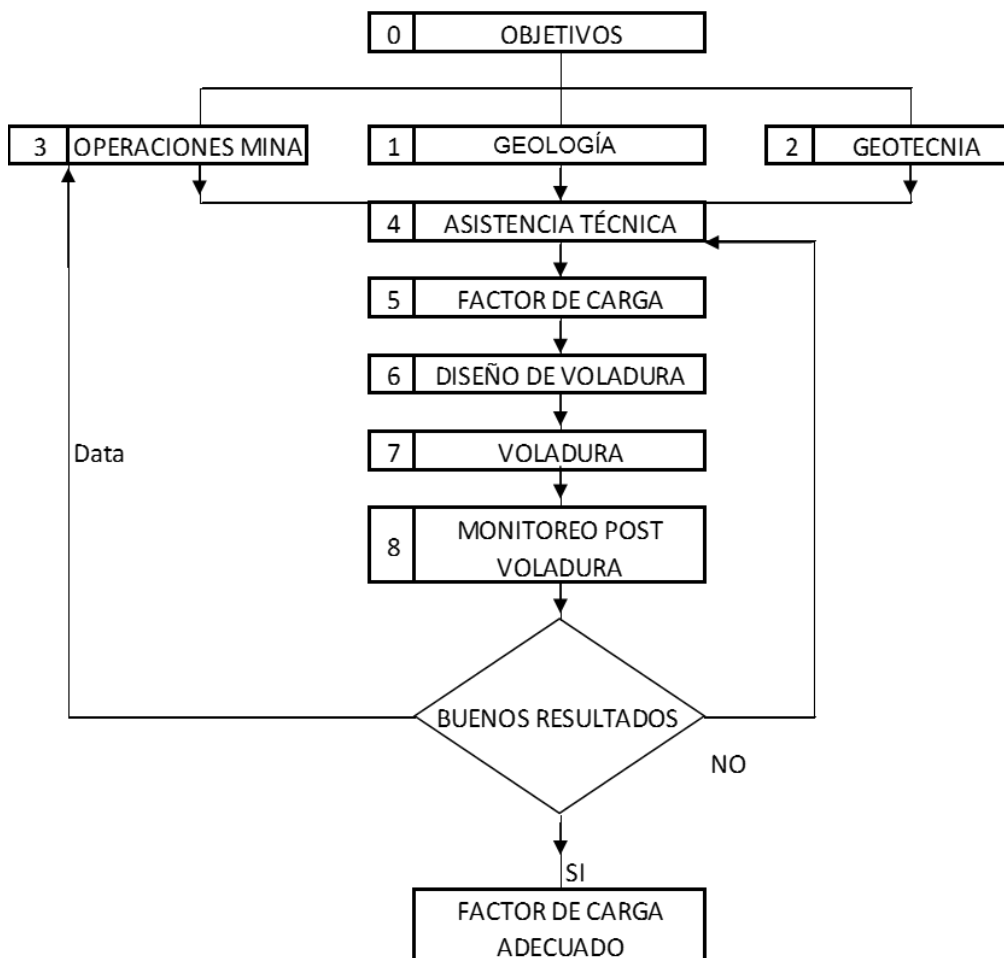


Figura 20. Diseño del procedimiento de la investigación.

## **Fase 0. Objetivos**

Esta investigación tiene por finalidad: Determinar el factor de carga mediante parámetros operativos y geomecánicos para el proceso de voladura de rocas en Quecher Main, Minera Yanacocha. Los parámetros operativos son los de perforación: velocidad de perforación, fuerza de empuje (pull down) y RPM de la broca; los parámetros geomecánicos son: resistencia a la compresión, calidad del macizo rocoso y tipo de alteración hidrotermal.

Una vez determinado el factor de carga pasamos a analizar los objetivos específicos de la investigación. A) Conocer la importancia del factor de carga en el diseño de los parámetros de voladura en Minera Yanacocha y B) Conocer la influencia de la calidad de la voladura de rocas en las operaciones mineras unitarias.

## **Fase 1. Geología**

El área de geología para una voladura es muy importante porque brinda información relevante sobre el terreno, mediante el mapeo geológico de los Blastholes podemos determinar en campo el tipo de alteración hidrotermal presente en cada proyecto a disparar, esta información nos permitió hacer una correlación con los parámetros operativos de perforación.

## **Fase 2. Geotecnia**

El área de geotecnia cumple otro rol fundamental para una voladura de rocas, porque nos brinda información sobre las características mecánicas de las rocas presentes en el proyecto a disparar. Un parámetro importante es la resistencia a la compresión, esta información nos permitió hacer una correlación con el factor de carga.

## **Fase 3. Operaciones Mina**

El área de Operaciones Mina nos permite tener acceso a datos muy importantes para esta investigación; con el sistema Dispatch se tiene acceso a la velocidad de perforación, carguío y acarreo (dig rate); esta información nos permitió tener conclusiones de la influencia de la voladura en las demás operaciones mineras unitarias.

#### **Fase 4. Asistencia Técnica**

Esta área fue fundamental porque almacena datos de aspectos que se evalúan en toda voladura, que son la fragmentación de la roca, la forma de la pila (esponjamiento) y el daño que se pueda haber producido, esta información nos permite evaluar si la voladura es buena o no.

#### **Fase 5. Factor de carga**

Con la información proporcionada de geología, geotecnia y Operaciones Mina nos permite calcular un factor de carga para ser usado en campo.

#### **Fase 6. Diseño de voladura**

Una vez determinado el factor de carga se procedió a diseñar los demás parámetros de voladura, específicamente el taco. Esto nos permitió obtener conclusión sobre la importancia del factor de carga en el diseño de los parámetros de voladura.

#### **Fase 7. Voladura**

El diseño realizado se procede a usar en el campo. Debido a la naturaleza compleja del proceso de voladura, el monitoreo de explosiones tiene un papel importante que jugar en la toma de decisiones. El propósito de la supervisión previa a la voladura es controlar la desviación del diseño real. Se registrarán todos los detalles, como la posición de los taladros, las profundidades de los agujeros, la naturaleza y el estado de los taladros, el tipo y la cantidad de explosivos, el sistema de iniciación, la secuencia y los tiempos de demora.

#### **Fase 8. Monitoreo post voladura.**

Los factores que se evalúan en toda voladura son la fragmentación de la roca, la forma de la pila (esponjamiento) y el daño que se pueda haber producido.

### **3.3 PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS**

#### **3.3.1 Geología**

##### **3.3.1.1 Geología local**

El depósito de Quecher Main está hospedado principalmente en rocas del complejo volcánico Yanacocha el cual se encuentra dividido en tres secuencias: La secuencia de Andesitas Inferiores (Lower Andesite), una secuencia piroclástica intermedia y una secuencia de andesitas superiores (Upper Andesite).

La mineralización de oro está controlada por un corredor estructural NE-SO favorable, y las secuencias del complejo volcánico Yanacocha que son cortadas por eventos posteriores de brechas freáticas e hidrotermales, estas brechas formar cuerpos/estructuras sub-verticales con alteración silícea y en profundidad forman leyes altas de oro (>1g/t Au) (Rivera & Santisteban, 2011).

##### **3.3.1.2 Estratigrafía local**

La estratigrafía del depósito está conformada en profundidad por flujos lávicos de composición andesítica que corresponden a la unidad Lower Andesite (LA), cubriendo a esta unidad se tiene dos unidades piroclásticas silicificadas conocidas como: tufo de cristales (TEUT) y tufo superior con fragmentos líticos (ULT), cubriendo a estos tufos se tiene otra secuencia de flujos de andesita asociada con el emplazamiento de un domo intrusivo con ensambles de alteraciones que van gradando desde sílice alunita, sílice arcilla, argílico y roca fresca hacia los bordes del sistema. Toda la secuencia estratigráfica está cortada por diferentes eventos de brechas freáticas con predominio de fragmentos heterolíticos silíceos soportados por una matriz de polvo de roca (BXP), otro tipo de brecha con fragmentos porfiríticos soportado por una matriz de polvo de roca con cristales se desarrolla en el contacto entre la brecha freática y el domo andesítico. Unos eventos posteriores de delgados diques de brechas hidrotermales con inyección de sílice cortan las brechas freáticas y aportan la mineralización de oro (Rivera & Santisteban, 2011).

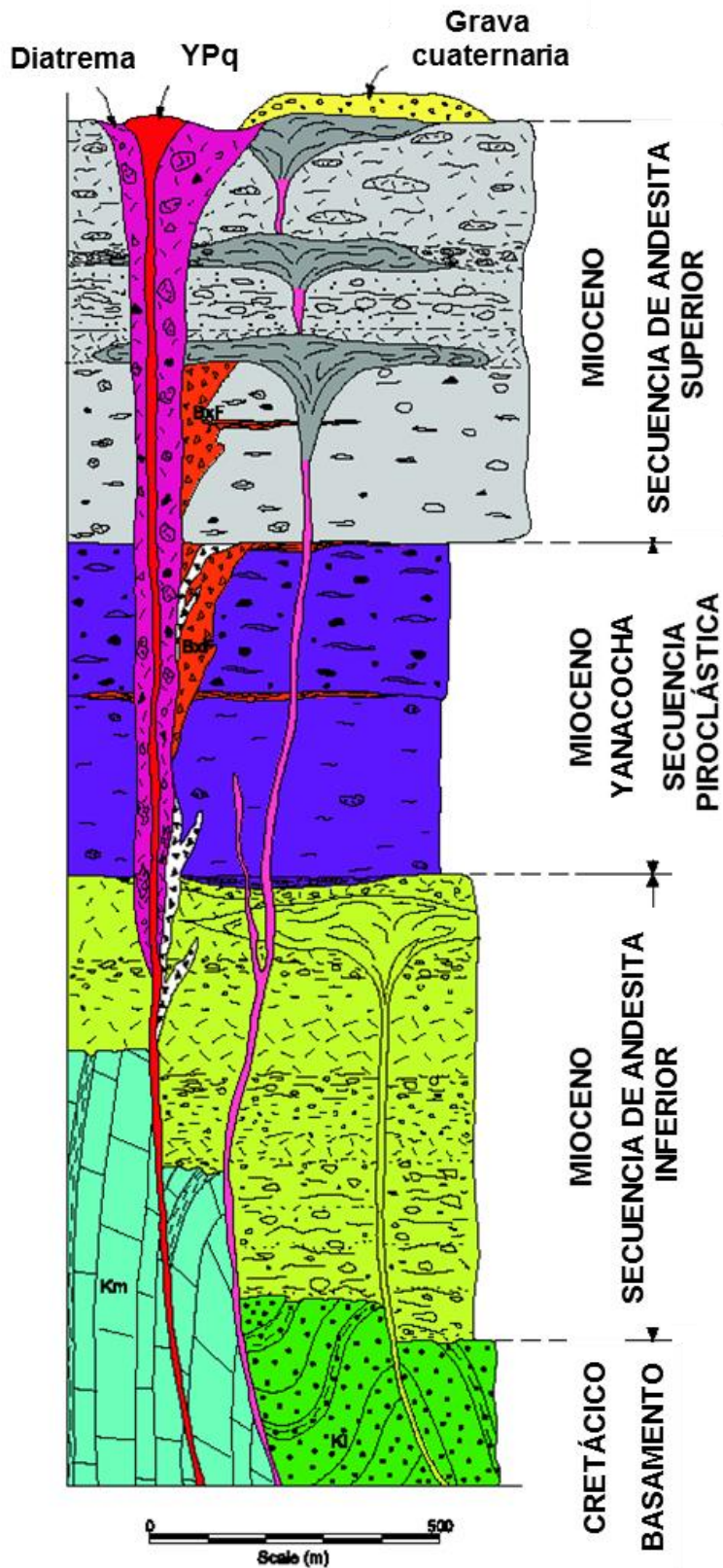


Figura 21. Columna estratigráfica Distrito Yanacocha, indicando unidades específicas de litología (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016).

### **3.3.1.3 Litología**

El modelo de litología consiste en una unidad inferior (LA) de Andesita comprendiendo la unidad volcánica basal. Esta unidad presenta alteración sílice clay, esta levemente oxidada y mineralización variable. Sobre esta unidad se encuentra tufo de cristales (TEUT) y tufo superior con fragmentos líticos (ULT), cubriendo a estos tufos se tiene otra secuencia de flujos de andesita (Upha) asociada con el emplazamiento de un domo intrusivo con ensambles de alteraciones que van gradando desde sílice alunita, sílice arcilla, argílico y roca fresca hacia los bordes del sistema. El sistema es cortado brechas freáticas con predominio de fragmentos heterolíticos silíceos (BXP). Unos eventos posteriores de delgados diques de brechas hidrotermales (BXH) con inyección de sílice cortan las brechas freáticas, se caracterizan por fragmentos heterolíticos soportados por una matriz fina rellena con óxidos de hierro y sulfuros en de hierro y cobre en profundidad (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016).

### **3.3.1.4 Geología económica**

El depósito de Quecher Main se describe como un yacimiento de alta sulfuración hospedado en rocas piroclástico y múltiples eventos de brechas. La mineralización de oro en óxidos está asociada principalmente con las alteraciones sílice masiva, sílice granular, sílice alunita y sílice clay. La mineralización de oro mayores 1g/t está restringida a delgados cuerpos de brecha hidrotermal, controlada por fallas sub-verticales con abundantes óxidos de hierro (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016).

### **3.3.1.5 Alteraciones Hidrotermales**

El ensamble de alteración típicos en este depósito es de un sistema ácido-sulfato (alta sulfuración), con una gran zona de sílice masiva en profundidad debajo de 100m, cubierto por un nivel sílice granular que llega hasta la superficie, las alteraciones gradan hacia los bordes y superficie a un ensamble sílice alunita, sílice clay y propilítico y están más relacionadas con las unidades porfiríticas andesíticas; Anexo I (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016).



**Alteración Sílice Masiva.** Es una roca microcristalina y densa. Se encuentra debajo de la sílice granular y forma grandes masas sub-horizontales de hasta 450 m de espesor, en niveles intermedios a profundos en el sistema. Se forma por la interacción de aguas meteóricas frías de baja acidez, con fluidos ascendentes ácidos a alta temperatura.

**Alteración Sílice Granular.** Es una roca porosa, poco compactada y de textura sacaroide. La sílice granular se forma debido a la lixiviación ácida, como producto de la condensación de los fluidos hidrotermales, especialmente el H<sub>2</sub>S, al mezclarse con las aguas subterráneas y generalmente se encuentra en los niveles más altos del sistema.

**Alteración Sílice Vuggy.** Es una roca formada por cuarzo de grano fino con cavidades o espacios abiertos que varían desde menos de 1 mm a varios centímetros de ancho; se encuentra en niveles intermedios a profundos en el sistema. Se forma cuando los fluidos magmáticos ascendentes se condensan al entrar en contacto con rocas saturadas con agua, que originan fluidos ácidos y como consecuencia lixivian la roca.

**Alteración Argílica Avanzada.** Es parte del zoneamiento típico de los sistemas epitermales, y es formado en respuesta a la progresiva neutralización y enfriamiento de los fluidos magmáticos ácidos en reacción con la roca caja, y por mezcla de los fluidos hidrotermales con aguas de pH neutral. La alunita ocurre en varias formas y en diferentes lugares dentro del sistema.

**Alteración Argílica.** Esta roca se caracteriza por la alta presencia de arcillas, se encuentra como una alteración marginal a la sílice y está localmente desarrollada. Ocurre con alunita, montmorillonita y/o caolinita.

**Alteración Propilítica.** La zona de arcilla grada, hacia los márgenes del sistema, a alteración propilítica. Las rocas con esta alteración frecuentemente tienen un color verde y están compuestas de sílice con débil clorita, montmorillonita, illita±pirita y calcita (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016).

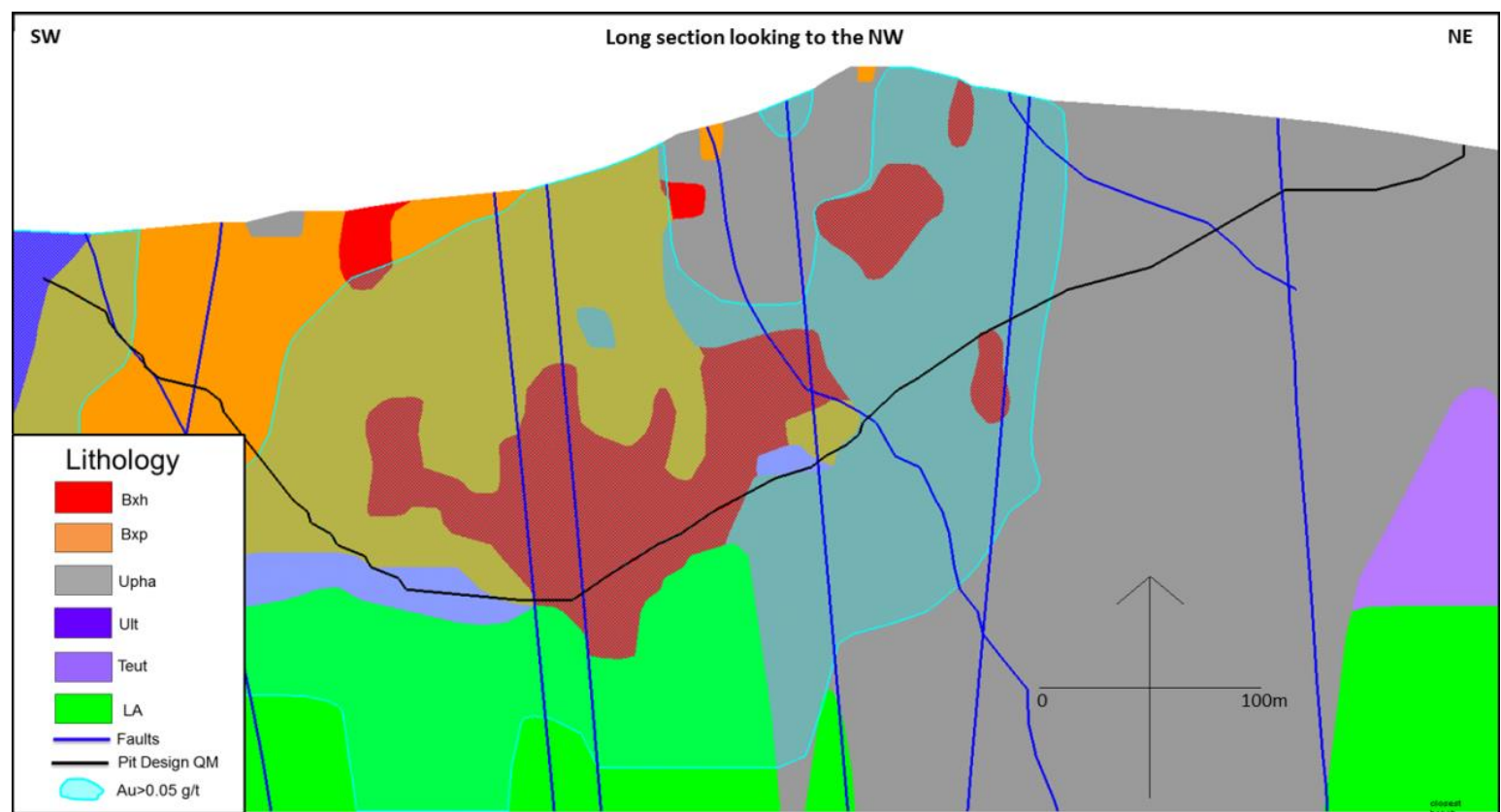
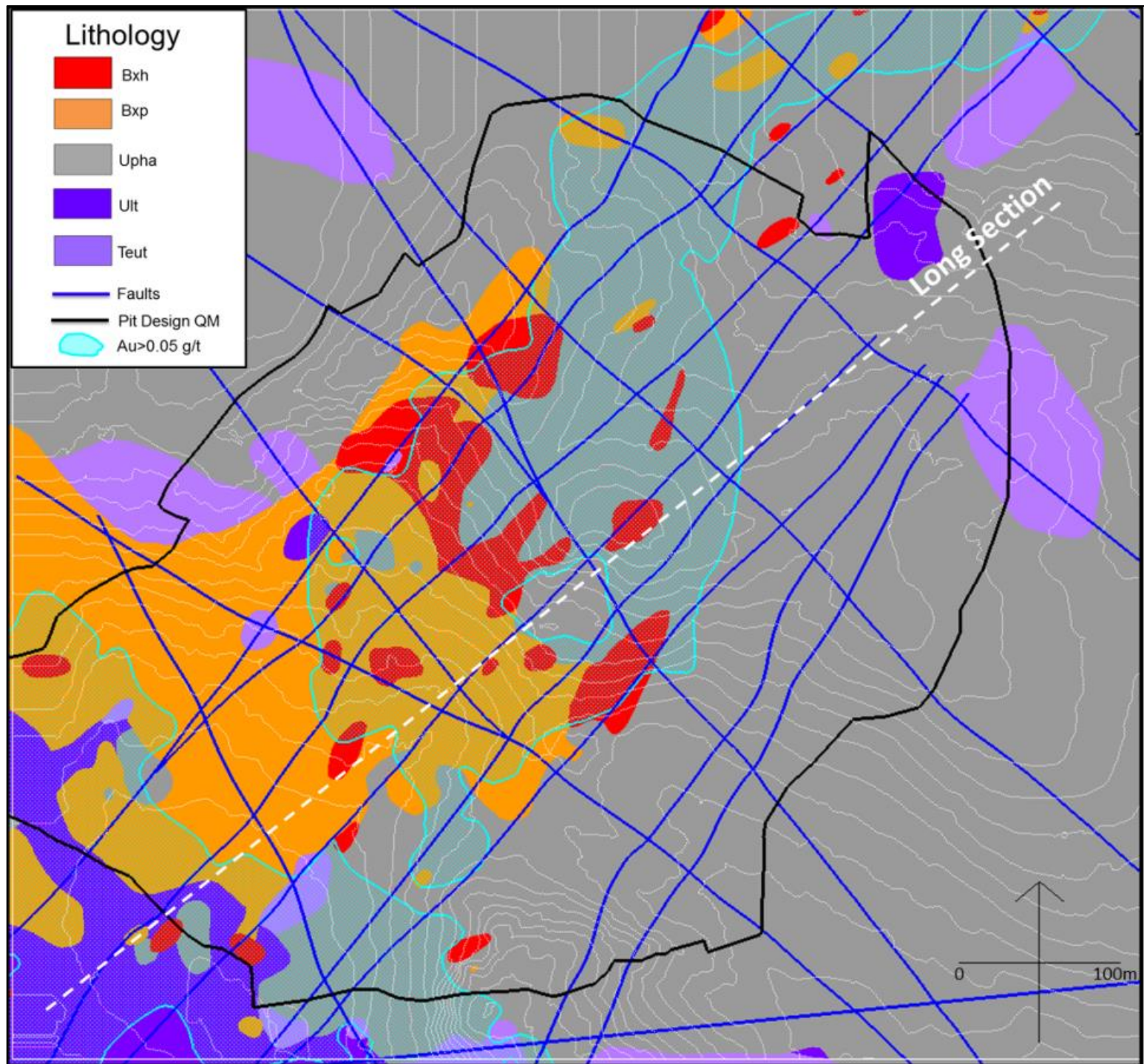


Figura 22. Vista en plata y sección de la litología Quecher Main (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016).

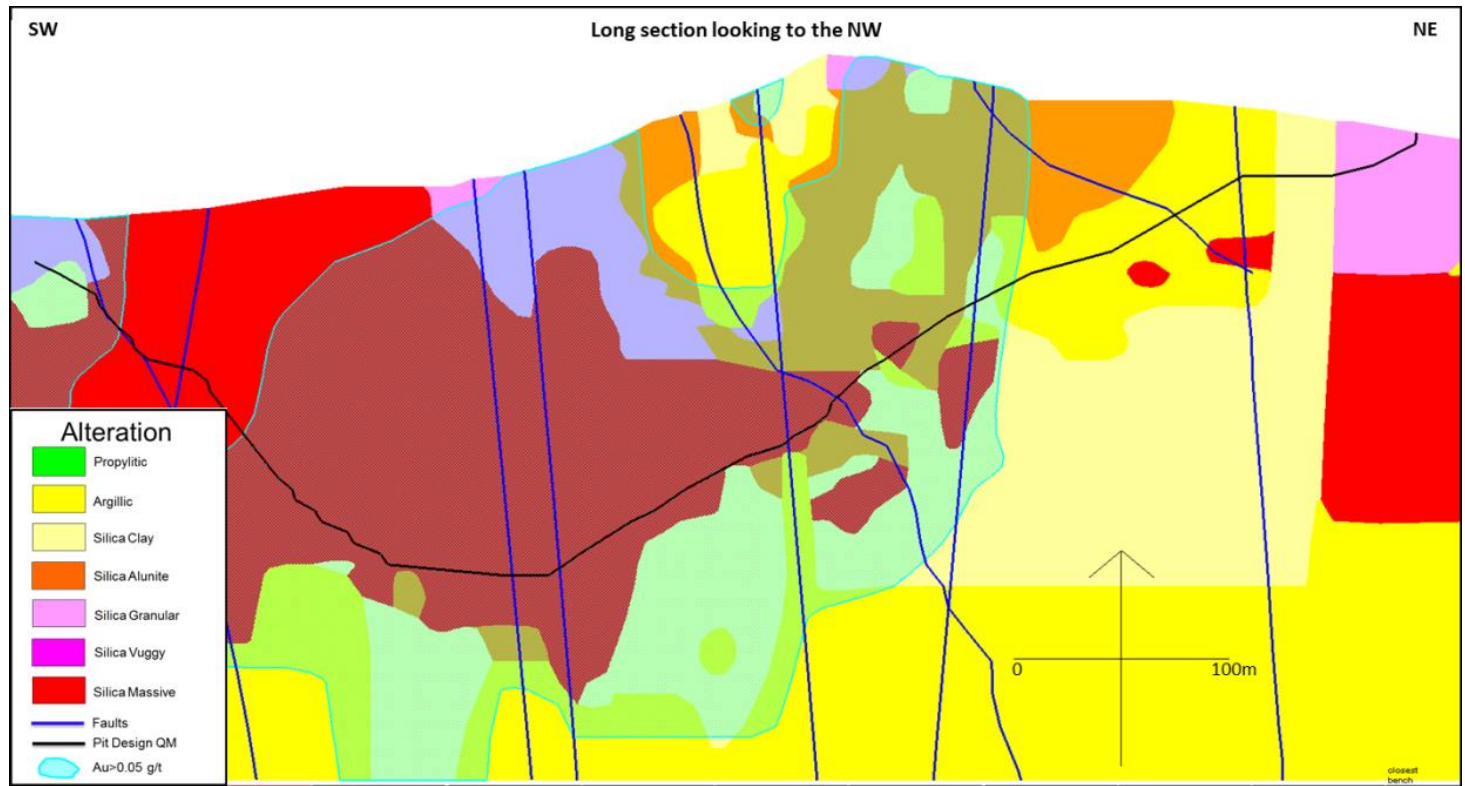
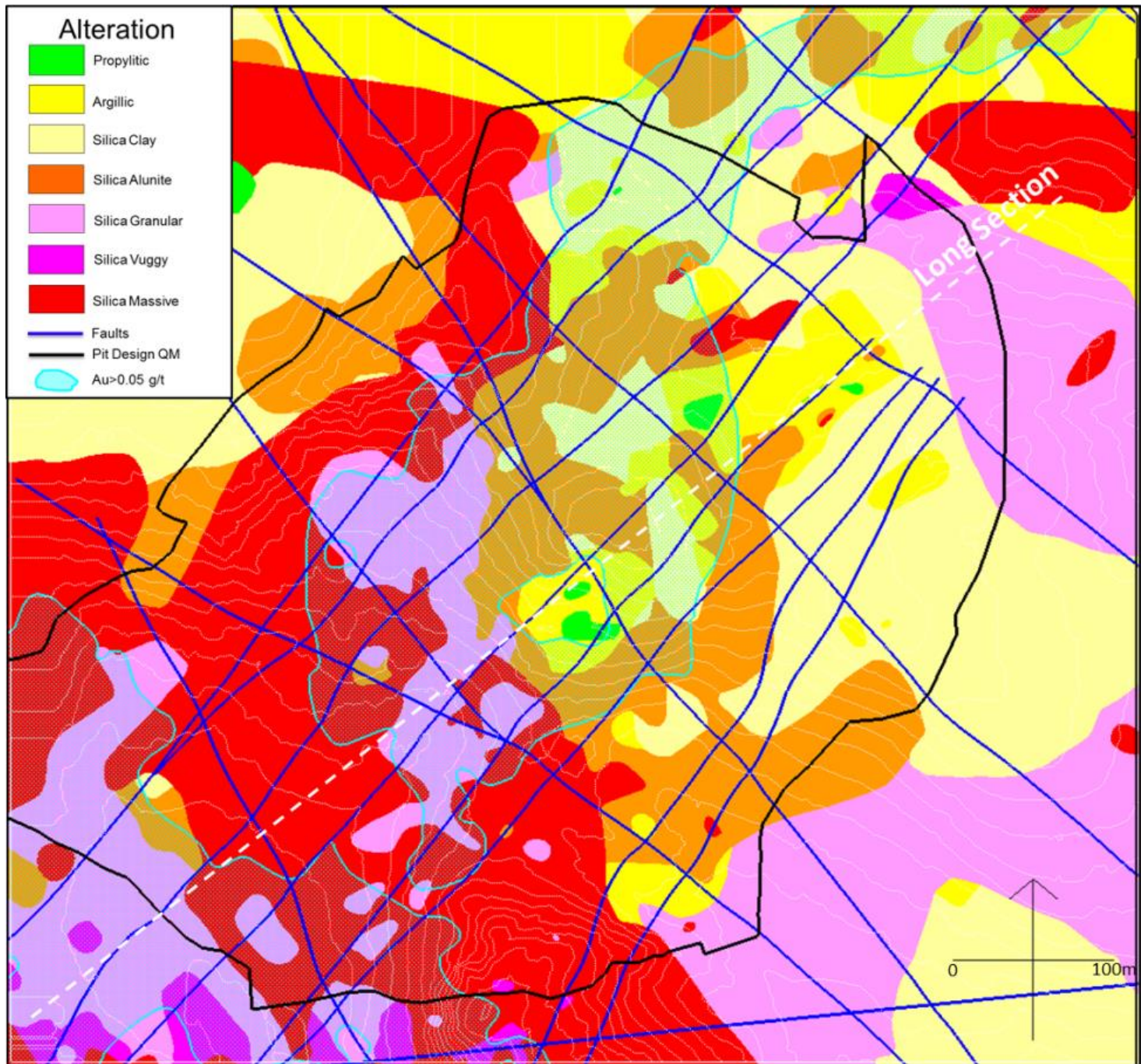


Figura 23. Vista en planta y sección de las alteraciones hidrotermales en Quecher Main (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016).

### 3.3.2 Geotecnia

El plan de investigación geotécnica tuvo como objetivo conocer las características de los materiales.

Se perforaron un total de 26 taladros geotécnicos de tipo diamantino en diámetro PQ (diámetro del pozo 122,6 mm y diámetro de muestra 85,0 mm) en las campañas del 2013 al 2015, teniendo en cuenta parámetros como collar de perforación (este, norte, elevación, azimut e inclinación) y la profundidad en metros. 04 taladros se perforaron en el 2013, 08 en el 2014 y 14 en el 2015. Como parte de la investigación geotécnica que incluye caracterizar las propiedades de resistencia de los materiales, estas muestras fueron enviadas a un laboratorio externos para la ejecución de los ensayos de laboratorio (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016).

Tabla 4. Taladros de Investigación Geotécnica 2013 – 2015 Proyecto Quecher Main.

AÑO	Hole ID	COLLAR DE PERFORACIÓN					PROFUNDIDAD (m)
		ESTE	NORTE	ELEVACIÓN	AZIMUT h (°)	INCLINACION n (°)	
2013	QCMYBHY13-01	18478.396	26764.11	4013.15	320	-65	300.3
	QCMYBHY13-02	18783.903	27253.018	4092.711	250	-65	320
	QCMYBHY13-03	18339.028	27562.907	4095.945	180	-65	300
	QCMYBHY13-04	17870.834	27247.925	4102.08	130	-65	322.8
2014	QCMYBH14-01	18260.135	27030.181	4068.574	329	-68	430.6
	QCMYBH14-02	18321.667	26881.277	4044.629	325	-68	453
	QCMYBH14-03	18447.586	26963.014	4040.809	325	-68	396.6
	QCMYBH14-04	18482.364	27174.855	4104.752	325	-68	396.7
	QCMYBH14-05	18351.511	27361.837	4094.462	325	-68	329
	QCMYBH14-06	18622.463	27484.096	4060.313	227	-50	250
	QCMYBH14-07	18465.516	27585.912	4075.848	181	-50	287.4

AÑO	Hole ID	COLLAR DE PERFORACIÓN					PROFUNDIDAD (m)
		ESTE	NORTE	ELEVACIÓN	AZIMUT h (°)	INCLINACION n (°)	
	QCMYBH14-08	18793.328	27407.47	4068.98	250	-50	140
2015	QCMYBH15-01	18465.768	26658.425	4017.114	308.006	-45.27	577.7
	QCMYBH15-02	18578.669	26934.509	4052.483	287.152	-63.59	499.4
	QCMYBH15-03	18581.484	27049.548	4084.618	94.156	-46.35	200
	QCMYBH15-04	18405.076	27259.673	4105.828	63.168	-79.51	346.1
	QCMYBH15-05	18668.817	27348.462	4085.215	244.524	-64.33	316.1
	QCMYBH15-06	18453.09	27405.79	4081.843	0	-90	322.1
	QCMYBH15-07	18676.83	26937.6	4066.905	0	-90	160.65
	QCMYBH15-08	18430.15	27700.17	4071.438	0	-90	292.1
	QCMYBH15-09	18530.4	27055.88	4082.891	0	-90	395.3
	QCMYBH15-10	18352.24	26996.3	4067.351	139.185	-55.79	390.1
	QCMYBH15-11	18138.95	27543.58	4122.043	0	-90	120
	QCMYBH15-12	18035.21	27499.74	4102.581	0	-90	180.1
	QCMYBH15-13	17856.976	27062.541	4039.045	0	-90	214.35
	QCMYBH15-14	18034.407	27471.6	4103.242	142	-55	272.8

Fuente: Área de Geotecnia Reporte Interno MYSRL, (2016).

### 3.3.2.1 Resistencia a la Compresión

La resistencia a la compresión es la cantidad de carga que una muestra de roca podría soportar hasta el momento de la rotura y se usa generalmente como índice estándar de perforabilidad, se expresa en MPa. La prueba para estimar la resistencia a la compresión es la UCS (uniaxial compressive strength) ANEXO II.

**Alteración Argílica.** Esta unidad se caracteriza por la alta intensidad del contenido de arcilla (35% - 100%). Representa la alteración más intensa producida por los fluidos hidrotermales calientes. El resultado es una roca quebradiza con matriz de arcilla abundante (principalmente caolinita). En general los materiales de este tipo (fragmentos de sílice en una matriz arcillosa) se comportan como suelos y tienen plasticidad moderada. La consistencia de este material es roca blanda (ISRM R2).

**Alteración Propilítica.** La roca que presenta esta alteración por lo común presenta colores verduscos, y está compuesta por ensamble de sílice con clorita débil, motmorillonita, illita y piritita. En esta alteración, la textura de la roca original está conservada. Este material es una roca relativamente competente. La resistencia a la compresión uniaxial intacta fluctúa entre R3 y R4.

**Alteración Sílice Masiva.** La alteración sílice incluye la sílice masiva y sílice Vuggy. Este tipo de alteraciones predomina en la zona oeste y sur del tajo, y fracturada y en el caso de la Sílice Vuggy con pequeñas oquedades. La resistencia de esta alteración clasifica a la roca resistente (ISMR R3)

**Alteración Sílice Granular.** Esta alteración es medianamente resistente (ISRM R2 a R3), pero no puede ser quebrado por la mano y tiene un fracturamiento variable, en el que se puede apreciar pocas estructuras geológicas continuas. La roca es de comportamiento friable.

**Alteración Argílica Avanzada.** Presenta una resistencia media (R2 a R3), no puede ser quebrada por la mano, su fracturamiento es de bajo a medio. En este tipo de alteración el comportamiento se ve influenciado por la presencia de estructuras. En este caso, la roca volcánica original es alterada por fluidos hidrotermales que dejan alterada la roca con una matriz de sílice con fracturas rellenas por alunite (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016).

Tabla 5. Resistencia a la compresión uniaxial para las alteraciones hidrotermales, Proyecto Quecher Main.

Taladro	Profundidad (m)	Alteración	Resistencia a la Compresión Uniaxial $\sigma_c$ (MPa)
QCMYBH15-01	550.15 - 550.28	SC	27
QCMYBH15-02	85.59 - 85.72	SC	17
QCMYBH15-09	161.76 - 161.90	SC	14
QCMYBH15-10	344.60 - 344.73	SC	16
QCMYBH15-12	11.80 - 11.97	SC	23
QCMYBH15-05	272.10 - 272.23	SC	13
QCMYBH15-12	46.75 - 46.93	PC	41
	80.08 - 80.26	PC	57
QCMYBH15-01	333.80 - 333.93	SM	24
	206.55 - 206.68	SM	38
QCMYBH15-02	256.10 - 256.23	SM	36
QCMYBH15-06	121.55 - 121.68	SM	42
QCMYBH15-09	253.32 - 253.45	SM	44
	236.9 - 237.03	SM	24
	305.75 - 305.88	SM	24
QCMYBH15-01	206.55 - 206.68	SG	28
	265.60 - 265.7	SG	22
	390.47 - 390.60	SG	37
QCMYBH15-04	180.47-180.60	SA	23
QCMYBH15-09	175.30-175.45	SA	37
QCMYBH15-10	91.70-91.83	SA	20
	135.4 - 135.53	SA	31
QCMYBH15-12	11.80 - 11.97	SA	23

Fuente: Área de Geotecnia. Reporte Interno MYSRL, (2016).

### 3.3.2.2 Índice de calidad de la roca (RQD)

En 1968, Deere propuso un índice cuantitativo de la calidad de la roca basado en la recuperación de los núcleos con perforación diamantina, llamado el índice de la calidad de la roca (Rock Quality Index), el cual se identifica por RQD (tabla 3.4), y se define como el porcentaje representado por la sumatoria de longitudes de tramos de núcleos de barrenos de diamante que se recuperan en longitudes enteras mayores e iguales a 100 mm, dividida entre la longitud total barrenada ANEXO III.

$$RQD (\%) = 100 \frac{\sum \text{Longitud de núcleos mayores de 100 mm}}{\text{Longitud perforada}} \quad (3.1)$$

Tabla 6. Índice de calidad de la roca (Deere, 1968).

RQD	Calidad de la Roca
< 25 %	Muy Mala
25 – 50 %	Mala
50 – 75 %	Regular
75 – 90 %	Buena
90 – 100 %	Excelente

Fuente: Área de Geotecnia, (2016).

- **Alteración Propilítica:** Este material es una roca fracturada a muy fracturada. Tiene un RQD promedio de 16.67 %.
- **Alteración Sílice Granular.** Este tipo de material tiene un alto fracturamiento. Tiene un RQD promedio de 1.80 %.
- **Alteración Sílice Masiva.** Este tipo de material es fracturado a muy fracturado. Tiene un RQD promedio de 19.26 %.
- **Alteración Argílica.** Este tipo de material es muy fracturado. Tiene un RQD promedio de 3.09 %.
- **Alteración Sílice Alunita.** Este tipo de material presenta fracturamiento variable. Tiene un RQD promedio de 12.00 %.

### 3.3.2.3 Densidad

La densidad es la masa por unidad de volumen. Las rocas de baja densidad se deforman y se rompen con facilidad, mientras que rocas densas son difíciles de volar por lo tanto la densidad tiene un control sobre la fragmentación de la roca.

La base de datos de densidad de proyecto Quecher Main consiste en un total de 3358 medidas. Los ensayos de densidad fueron realizados por laboratorio SGS en Lima según el procedimiento que a continuación se describe.



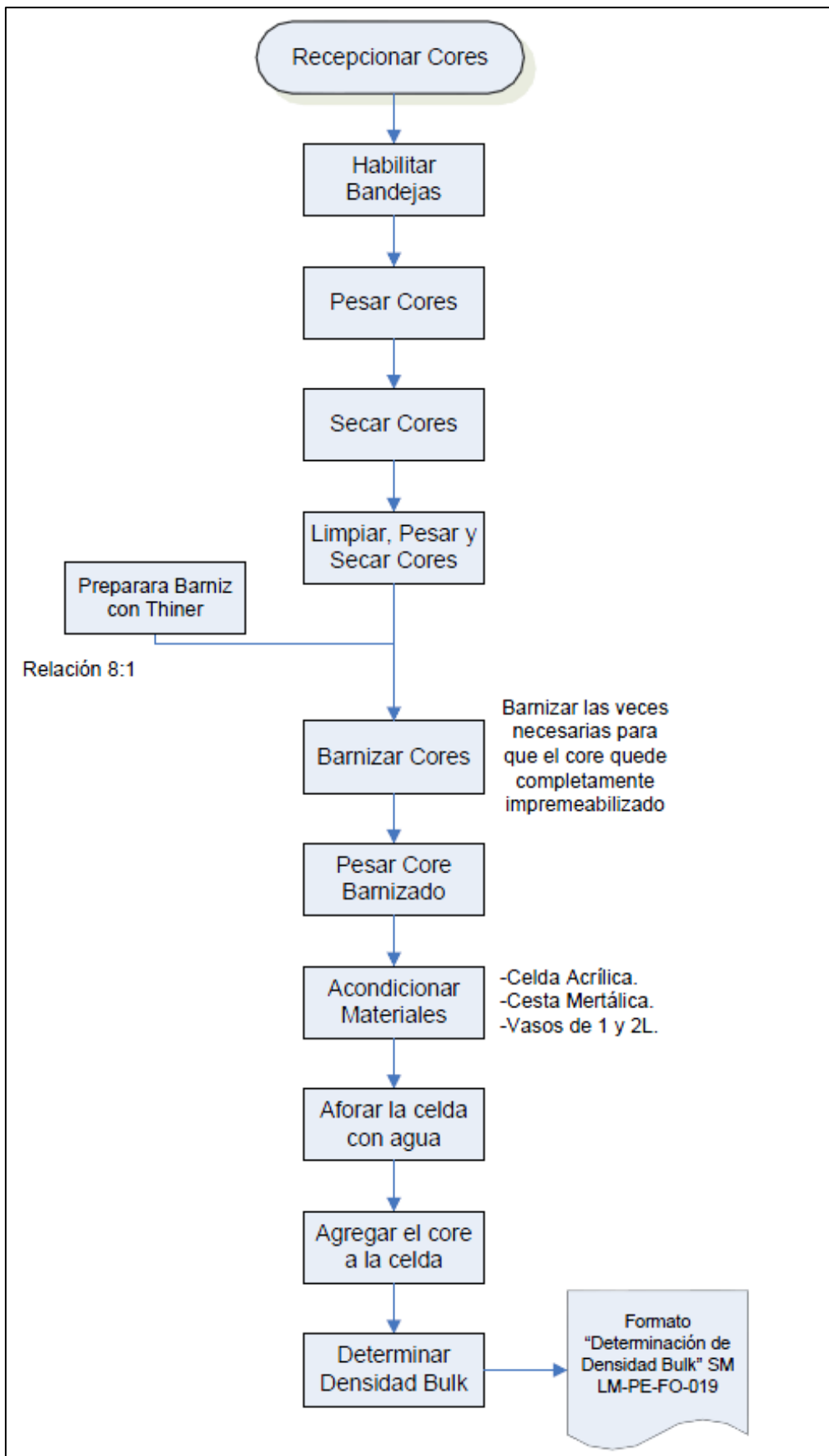


Figura 24. Diagrama de flujo para determinar la densidad (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).

Tabla 7. Densidades de las alteraciones hidrotermales en Quecher Main.

Alteración	N° Ensayos	Valores de Densidades			
		Min	Max	Promedio	StdDev
<b>SM</b>	2,295	1.49	2.74	<b>2.13</b>	0.19
<b>SG</b>	164	1.44	2.29	<b>1.85</b>	0.14
<b>SA</b>	663	1.63	2.80	<b>2.20</b>	0.22
<b>ARG</b>	191	1.44	2.61	<b>1.98</b>	0.20
<b>PRO</b>	45	1.84	2.62	<b>2.37</b>	0.14
<b>Total</b>	<b>3,358</b>				

Fuente: Área de Geotecnia, (2016).

### 3.3.3 Operaciones Mina

Operaciones Mina almacena información muy relevante para la optimización de sus procesos con la tecnología Dispatch, que en base a las ubicaciones de equipos y configuración general de la mina (rutas y botaderos), el sistema toma decisiones en tiempo real optimizando las asignaciones de los camiones para cumplir con el objetivo global de maximizar la productividad.

Una operación que controla Dispatch es la perforación, primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, taladros o blast holes.

Los equipos de perforación que opera en mina se muestran en la tabla siguiente.

Tabla 8. Equipos y diámetros de perforación.

Equipo	Diámetros de perforación
PIT VIPER 271 - Atlas Copco	10 5/8" (Producción)
DML - Ingersoll Rand	9 7/8" (Procedimiento)
L8 - Atlas Copco	7 7/8" (Precorte Vertical)

Fuente: Área de Perforación y Voladura, (2016).

#### 3.3.3.1 Parámetros de Perforación.

##### A. Fuerza de empuje (PullDown)

Es el empuje aplicado sobre la broca para sobrepasar la resistencia a la compresión de la roca.

La velocidad de penetración aumenta proporcionalmente con el empuje, hasta que llega un momento en que por efecto del enterramiento de los insertos se produce remolienda en el fono del taladro, dañando prematuramente el faldón y la parte central de la broca. Los insertos de la broca, al perforar solamente deben penetrar  $\frac{3}{4}$  de su longitud en el terreno para obtener un buen avance.

## B. Velocidad de Rotación (RPM)

Las velocidades de rotación varían de 35 a 150 RPM, dependiendo del tipo de terreno. A medida que aumenta la velocidad de rotación, disminuye las horas de los rodamientos, pero aumenta la velocidad de penetración.

## C. Caudal de Aire de la Compresora

La función principal de un compresor es entregar el mayor caudal posible a una presión de trabajo determinada y a la mínima temperatura posible.

Tabla 9. Parámetros de Perforación en Minera Yanacocha.

<b>Diámetro de broca 7 7/8</b>			
<b>Peso máximo sobre la broca</b>		Velocidad de rotación	Presión de aire en cabina
<b>Material Duro</b>	54000 Libras	80 - 90 RPM	Min. 45 psi, Max 58 psi
<b>Material Medio</b>	40000 Libras	90 - 100 RPM	Min. 45 psi, Max 58 psi
<b>Material Suave</b>	24000 Libras	100 - 110 RPM	Min. 45 psi, Max 58 psi
<b>Diámetro de broca 9 7/8</b>			
<b>Peso máximo sobre la broca</b>		Velocidad de rotación	Presión de aire en cabina
<b>Material Duro</b>	65000 Libras	80 - 90 RPM	Min. 45 psi, Max 58 psi
<b>Diámetro de broca 9 7/8</b>			
<b>Peso máximo sobre la broca</b>		Velocidad de rotación	Presión de aire en cabina
<b>Material Medio</b>	50000 Libras	90 - 100 RPM	Min. 45 psi, Max 58 psi
<b>Material Suave</b>	28000 Libras	100 - 110 RPM	Min. 45 psi, Max 58 psi
<b>Diámetro de broca 10 5/8</b>			
<b>Peso máximo sobre la broca</b>		Velocidad de rotación	Presión de aire en cabina
<b>Material Duro</b>	73000 Libras	80 - 90 RPM	Min. 45 psi, Max 58 psi
<b>Material Medio</b>	55000 Libras	90 - 100 RPM	Min. 45 psi, Max 58 psi
<b>Material Suave</b>	30000 Libras	100 - 110 RPM	Min. 45 psi, Max 58 psi

Fuente: Área de Perforación y Voladura, (2016).

Otro parámetro que controla el avance o velocidad de perforación es la durabilidad de las alteraciones hidrotermales, tal como muestra la siguiente tabla.

Tabla 10. Dureza de terreno para perforación.

<b>DUREZA DE TERRENO</b>			
<b>ISRM</b>	<b>metros/hora</b>	<b>Mpa</b>	<b>Clasificación</b>
R6	0 - 20	>250	DURO
R5	0 - 20	100 a 250	
R4	21 - 30	50 a 100	
R3	31 - 50	25 a 50	MEDIO
R2	>51	5 a 25	SUAVE
R1	>51	1 a 5	
R0	>51	0.25 a 1	

Fuente: Área de Perforación y Voladura, (2017).

La Pit - Viper 271 está diseñada para perforación single pass con un Pulldown sobre la broca de 75.000 lb (34 toneladas), puede perforar un barreno limpio de 55 pies (16,8 m) en un single pass. La perforación Single Pass aumenta la eficiencia de la perforación hasta 25% cuando se perfora en material blando.

Tabla 11. Velocidad de perforación en diferentes tipos de terreno en el proyecto Quecher Main Minera Yanacocha.

<b>Material Operado</b>	<b>Tipo de Perforadora</b>	<b>Metraje Perforado (m)</b>	<b>Duración de Perforación (min)</b>	<b>Velocidad de Perforación (m/h)</b>
Medio	Pit Viper	4089	5014	49
Suave	Pit Viper	11107	8227	81

Fuente: Área de Perforación y Voladura, (2017).

### 3.3.3.2 Dig Rate

El dig rate o taza de excavación está relacionada a las toneladas movidas, cargadas y tiempos de carguío.

$$\text{Tasa de excavación } \left( \frac{Tm}{h} \right) = \frac{\text{Tonelaje nominal}}{\text{Tiempo de carguío}} \quad (3.2)$$

El tiempo de carguío o Load Time es el Tiempo requerido para cargar un camión considerando desde que el camión inicia la actividad cargado hasta que sale despachando. Siendo el tonelaje nominal de los camiones 234 toneladas métricas

y el tiempo de carguío aproximadamente 2.6 minutos en las palas Hitachi y 5.4 minutos en las excavadoras, obtenemos el siguiente resultado:

$$\text{Dig rate pala } \left( \frac{T_m}{h} \right) = \frac{234 \text{ tm}}{2.8 \text{ min}} * \frac{60 \text{ min}}{1h} = 5014 \frac{T_m}{h} \quad (3.3)$$

$$\text{Dig rate Excavadora } \left( \frac{T_m}{h} \right) = \frac{234 \text{ tm}}{5.8 \text{ min}} * \frac{60 \text{ min}}{1h} = 2421 \frac{T_m}{h} \quad (3.4)$$

Esta data se almacena gracias al sistema dispatch lo que nos permite hacer un análisis en cada polígono disparado.

### 3.3.4 Asistencia Técnica

Las mallas de perforación son diseñadas por el equipo de Diseño P&V, que utilizan parámetros geológicos y geotécnicos para determinar el tipo de material, y asignar el burden, espaciamiento, sobre perforación para cada malla y sus respectivos taladros. Toda la información de diseño es registrada para poder evaluar y realizar mejoras posteriores en el área.

En Minera Yanacocha se tiene 3 tipos de diseño de taladros, Estos son: Precorte, Procedimiento y Producción.

**Precorte:** El objetivo es proteger la pared final minimizando las vibraciones al absorber la onda de choque. Esta fila de taladros no se carga.

**Procedimiento:** Funciona como buffers para amortiguar vibraciones y la onda de choque cercana a la pared.

**Producción:** Taladros diseñados para minimizar la producción de la voladura, la función es fragmentar óptimamente el material.

Tabla 12. Parámetros geométricos para taladros de producción.

Parámetros	Adyacente	1° y 2° Producción	Producción
Burden m.	3.5	5	7
Espaciamiento m.	5	6.5	8
Altura de banco m.	10	10	10
Φ de perforación "	7 7/8	9 7/8	10 5/8

Fuente: Área de Perforación y Voladura, (2017)

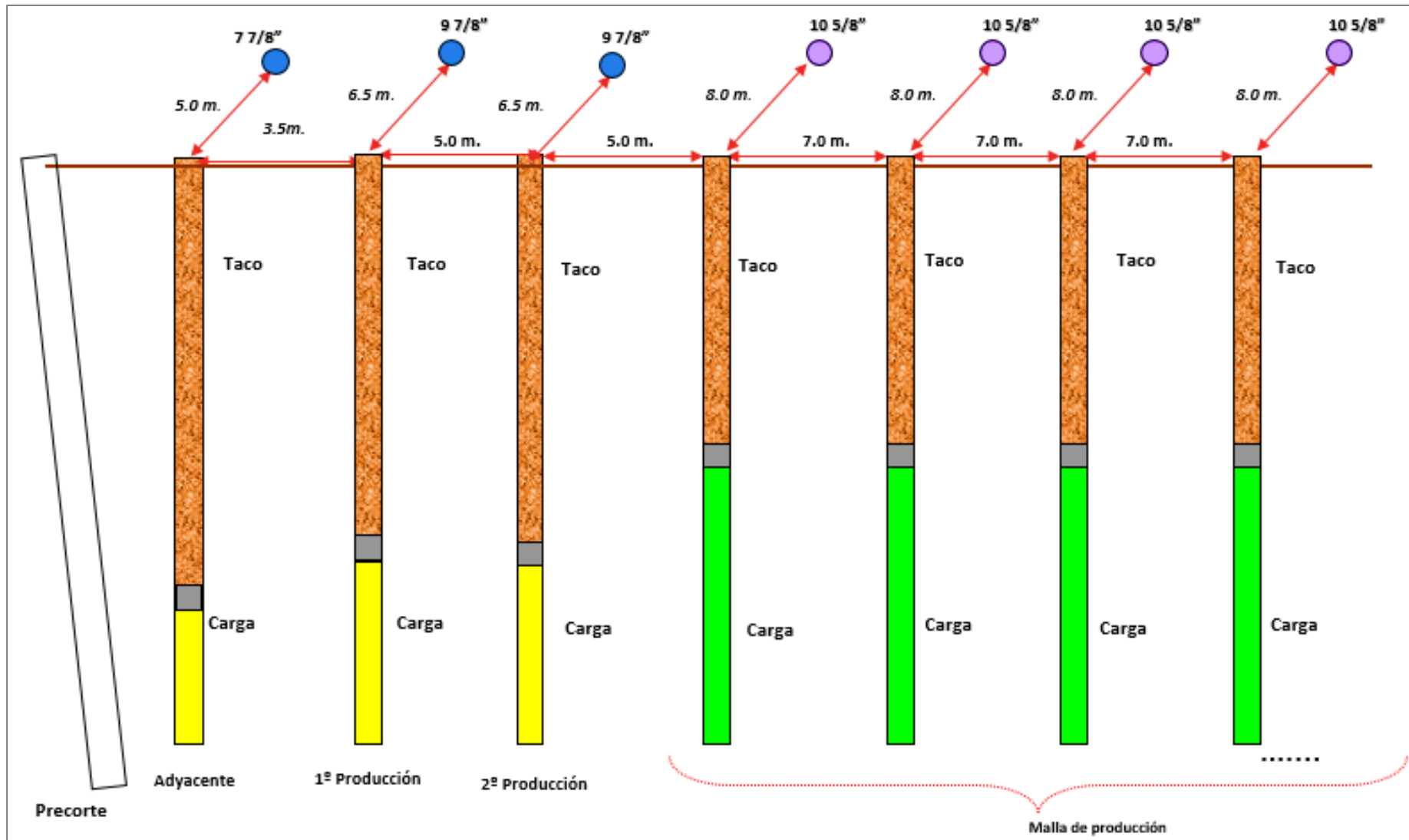


Figura 25. Descripción de los tipos de diseño de taladros para voladura (Reporte Interno Perforación y Voladura MYSRL, 2016).

### 3.3.5 Factor de carga

#### 3.3.5.1 Según López Jimeno, E. 1984

El Factor de Carga se puede estimar a través de López Jimeno, E. 1984, quien propuso un índice de caracterización de las rocas en los que se combinan los siguientes parámetros:

VP: Velocidad de penetración (m/h)

E: Empuje sobre el tricono (miles de libras)

Nr: Velocidad de rotación (r/min)

D: Diámetro de perforación (pulgadas).

El índice corresponde a la expresión:

$$I_p = \frac{VP}{\frac{E * Nr}{D^2}} \quad (3.5)$$

Como la velocidad de penetración depende de las resistencias a la compresión, tracción y cizallamiento, el índice  $I_p$  que es directamente proporcional a VP contendrá implícitamente tales características geomecánicas pudiéndose correlacionar con el consumo específico o factor de energía del explosivo empleado en las voladuras en las que se obtiene fragmentación adecuada.

El análisis estadístico de regresión de los datos de numerosas minas, ha permitido establecer la siguiente ecuación.

$$CE = 1.24 * e^{-0.5727I_p} \quad (3.6)$$

Donde

CE: consumo específico kg ANFO /m<sup>3</sup>

Calculando el índice  $I_p$  y el consumo específico CE de ANFO para las diferentes alteraciones.

Tabla 13. Factor de Carga según López Jimeno, 1986.

<b>Alteración</b>	<b>Tipo de Terreno</b>	<b>Vp</b>	<b>E</b>	<b>Nr</b>	<b>Ip</b>	<b>CE kg/m</b>	<b>CE kg/Tn</b>
<b>Propilítico</b>	Medio	49	50	95	1.16	0.64	0.27
<b>Sílice Clay</b>	Suave	81	30	105	2.90	0.24	0.12
<b>Sílice Alunita</b>	Medio	49	50	95	1.16	0.64	0.29
<b>Sílice Masiva</b>	Medio	49	50	95	1.16	0.64	0.30
<b>Sílice Granular</b>	Medio	49	50	95	1.16	0.64	0.34

Fuente: Área de Perforación y Voladura, (2017).

En la tabla 13 se muestran los factores de carga (kg ANFO/tn) según la alteración hidrotermal; obteniendo un factor de carga mínimo de 0.12 kg/tn para la alteración sílice clay o argílica y un factor de carga máximo de 0.34 kg/tn para la alteración sílice granular. Este cálculo queda solamente en cálculo por lo que no se pudo corroborar en campo la efectividad del cálculo, pero se indica para tomar como referencia si en un futuro se cambia el tipo de explosivo en la empresa.

### 3.3.5.2 Asp Blastronic, Índice de Volabilidad (BI)

De acuerdo con Lilly (1986) índice de volabilidad se define como la facilidad con la que un macizo rocoso puede ser excavado mediante el uso de explosivos. Sin embargo, en marzo del 2006, la empresa ASP Blastronic presenta un nuevo criterio para calcular el índice de Volabilidad, el cual lo hace en función de la Velocidad de penetración, mineralización, RQD, Litología y densidad de roca.

Este criterio es el que usaremos para el calculo del factor de carga de esta investigacion.

Según la tabla 14 el índice de volabilidad de las alteraciones hidrotermales varían entre 49.75 y 64.68 y un factor de carga entre 0.20 kg/tn a 0.26 kg/tn. Hay que tener presente que el factor de carga es para la mezcla explosiva QUANTEX, el factor de energía nos indica la cantidad de KJ que necesita para romper una tonelada de roca, energia que se obtiene de la detonación del explosivo.



Tabla 14. Calificación de parámetros geomecánicos para determinar el índice de volabilidad y el factor de carga.

Caracterización para voladura por alteración			Argílica	Sílice granular	Argílico avanzado	Propilítico	Sílice masiva	
<b>1</b>	Influencia de la Dureza	Rango	Clase	10	20	30	40	50
	Rango de penetración RP (m/h)	>75 44 a 75 24 a 45 18 a 25 0 a 18	10 20 30 40 50	En este tipo de material se presenta un avance de 81 m/h	En este tipo de material se presenta un avance de 49 m/h	En este tipo de material se presenta un avance de 49 m/h	En este tipo de material se presenta un avance de 49 m/h	En este tipo de material se presenta un avance de 49 m/h
<b>2</b>	Mineralización	Rango	Clase	50	50	50	50	50
		1.Estéril 2.Mineral	30 50	La mineralización es de tipo diseminado	La mineralización es de tipo diseminado	La mineralización es de tipo diseminado	La mineralización es de tipo diseminado	La mineralización es de tipo diseminado
<b>3</b>	Influencia de fracturamiento (RQD)	Rango	Clase	10	10	10	20	20
	Influencia del fracturamiento RQD	0-15 15-30 30-45 45-60 >60	10 20 30 40 50	Este tipo de material es muy fracturado RQD= 3.09	Este tipo de material es muy fracturado RQD= 1.80	Este tipo de material es fracturado RQD= 12.00	Este tipo de material presenta fracturamiento variable RQD= 16.67	Este tipo de material presenta fracturamiento variable RQD= 19.26
<b>4</b>	Litología	Rango	Clase	30	30	30	30	30
		1. M. Aluvial 2.Sedimento 3.UA 4.Brechas 5.LA	10 20 30 40 50	Este tipo de material está presente en diferentes litologías	Este tipo de material está presente en diferentes litologías	Este tipo de material está presente en diferentes litologías	Este tipo de material está presente en diferentes litologías	Este tipo de material está presente en diferentes litologías
<b>5</b>	Influencia de peso específico			-0.5	-3.75	5	9.25	3.25
	SGI = 25 SG – 50	2.13 1.85	3.25 -3.75	Este tipo de material tiene una densidad promedio de 1.98 gr/cc	Este tipo de material tiene una densidad promedio de 1.85 gr/cc	Este tipo de material tiene una densidad promedio de 2.2 gr/cc	Este tipo de material tiene una densidad promedio de 2.37 gr/cc	Este tipo de material tiene una densidad promedio de 2.13 gr/cc
	SG = Peso específico en (ton/m3)	2.2 1.98 2.37	5 -0.5 9.25					
	Índice de Volabilidad			49.75	53.13	57.50	64.68	61.63
	Factor de Energía (Kj/ton) = 0.015 x BI			0.75	0.80	0.86	0.97	0.92
	Factor de potencia (kg/ton) = 0.004 x BI			0.20	0.21	0.23	0.26	0.25

### 3.3.6 Diseño de voladura

Una vez determinado el factor de carga se procedió a diseñar los demás parámetros de voladura y llevara a campo un diseño para ver la efectividad del cálculo.

#### 3.3.6.1 Tecnología Quantex

EXSA y su equipo de innovaciones tecnológicas ha desarrollado un explosivo versátil en su mezclado, con gran poder energético, resistencia al agua, reductor de gases nitrosos y sobre todo económicos, NITRATO QUANTEX GASIFICADO. Dicho producto se ha desarrollado con la finalidad de reducir el costo en el consumo de nitrato, favoreciendo a sus clientes en el aspecto económico, fragmentación de la roca y atenuación de humos naranjas.

Características:

- Prilles esféricos
- Densidad 0.98 gr/cc.
- Humedad 0.5% (máximo)

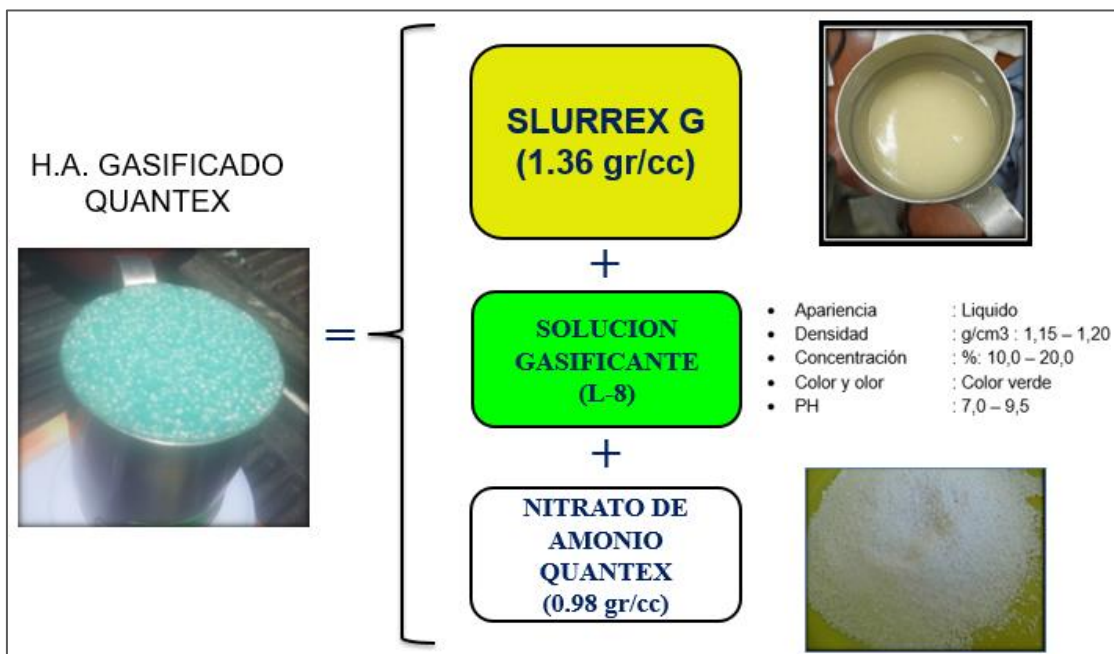


Figura 26. Descripción gráfica de la composición de la tecnología QUANTEX. Asistencia técnica EXSA SA. (Reporte Interno MYSRL, 2017).

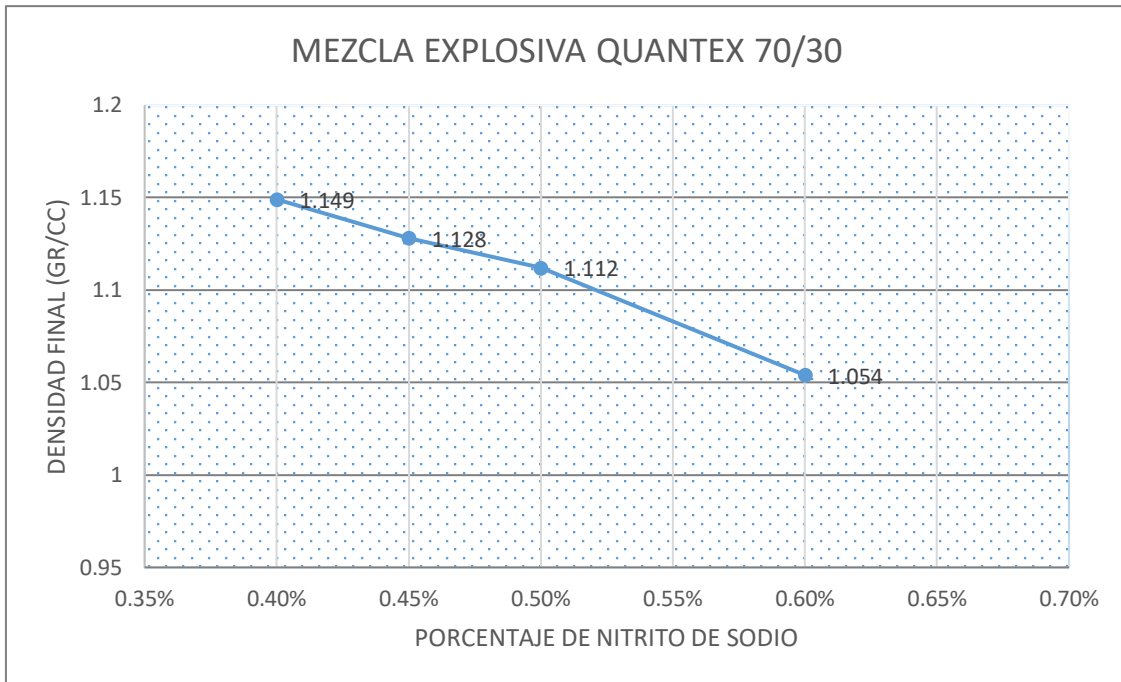


Figura 27. Descripción gráfica de la composición de nitrito de sodio en la densidad final de la mezcla explosiva en la tecnología QUANTEX (Reporte Interno MYSRL, 2017).

Para el cálculo del taco usamos la teoría de Chiapetta quien propuso esta teoría para encontrar el taco óptimo para controlar el flyrock

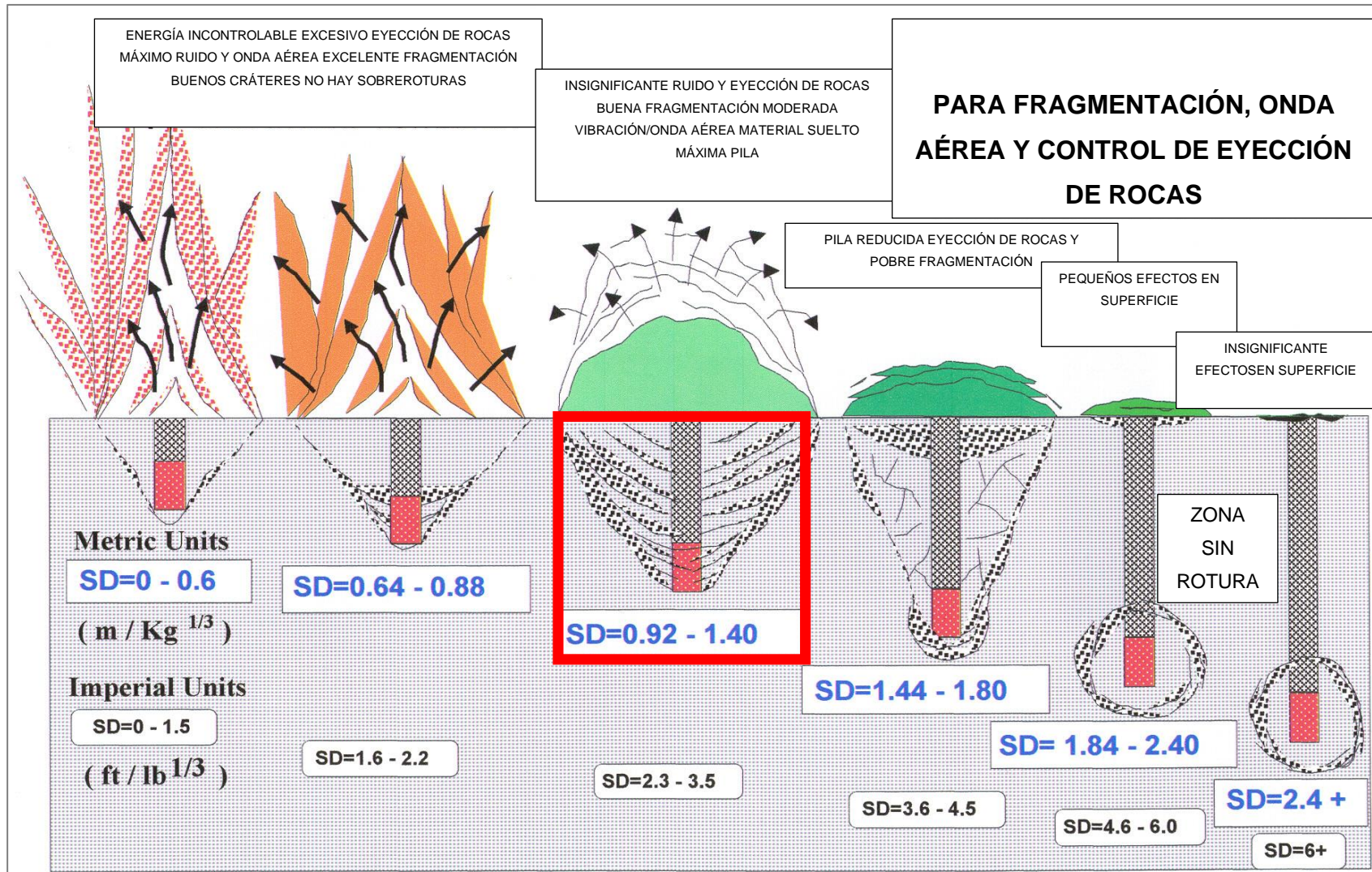


Figura 28. Profundidad de entierro escalada SD (Chiappetta et al., 1983). Asistencia técnica EXSA SA. (Reporte Interno MYSRL, 2017)

$$\text{Taco \acute{o}ptimo} = \left( \text{SD} * \left( \Phi^3 * \frac{\rho}{127500} \right)^{\frac{1}{3}} \right) - \left( \frac{\Phi}{200} \right) \quad (3.7)$$

Donde:

SD: Profundidad de entierro escalada (m)

SD = 1.20 en producci3n para tener insignificante flyrock y buena fragmentaci3n de la roca.

SD = 1.40 en 1° y 2° producci3n para no tener flyrock y un filtro para controlar la estabilidad del talud

SD = 1.80 en adyacente para tener un segundo control en el da±o hacia el talud.

Φ: Diámetro del explosivo (mm): Φ = 10 5/8 pulgadas = 270 mm

ρ: Densidad del explosivo (g/cc): se us3 Quantex 70/30 a 1.10 gr/cc.

Taco para los taladros de producci3n.

$$\text{Taco \acute{o}ptimo} = \left( 1.20 * \left( 270^3 * \frac{1.10}{127500} \right)^{\frac{1}{3}} \right) - \left( \frac{270}{200} \right) = 5.30 \text{ m} \quad (3.8)$$

Taco para los taladros de 1° y 2° producci3n.

$$\text{Taco \acute{o}ptimo} = \left( 1.40 * \left( 270^3 * \frac{1.10}{127500} \right)^{\frac{1}{3}} \right) - \left( \frac{270}{200} \right) = 6.40 \text{ m} \quad (3.9)$$

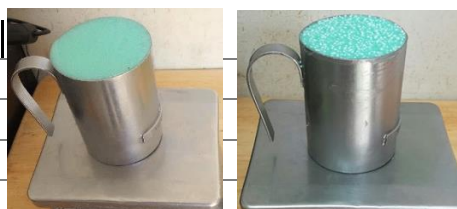
Taco para los taladros adyacentes.

$$\text{Taco \acute{o}ptimo} = \left( 1.80 * \left( 270^3 * \frac{1.10}{127500} \right)^{\frac{1}{3}} \right) - \left( \frac{270}{200} \right) = 8.60 \text{ m} \quad (3.10)$$

En la longitud de carga debemos tener cuidado porque el explosivo QUANTEX se gasifica y eleva su volumen inicial, por lo tanto, lo se debe cuantificar el gasificado de la mezcla explosiva. Para el c3lculo de la longitud de carga usamos la siguiente tabla.

Tabla 15. Parámetros de explosivo.

Tiempo	ME QUANTEX 70/30				
	% Nitrito de Sodio	0.60%	0.50%	0.45%	0.40%
Inicial		1.35	1.35	1.35	1.35
A 5 minutos		1.17	1.215	1.249	1.259
A 10 minutos		1.111	1.162	1.19	1.203
A 15 minutos		1.075	1.129	1.151	1.169
A 20 minutos		<b>1.054</b>	<b>1.112</b>	<b>1.128</b>	<b>1.149</b>
Esponjamiento (m/metro lineal).		0.28	0.21	0.20	0.17
VOD		5100-5300	5200-5400	5400-5500	5500-5600
<b>Kilos de explosivo por metro lineal:</b>		Carga lineal inicial		(Kilos/mt)	
<b>Kg/m = ρ explosivo x Ø<sup>2</sup> x 0.507</b>	Diametro	ME Q 70/30	ME Q 80/20	EM Q 100 %	
<b>Ø = diámetro taladro en pulg.</b>	5	17.1	17.1	16.7	
	7 7/8	42.4	42.4	41.5	
	9 7/8	66.7	66.7	65.3	
	10 5/8	77.3	77.3	75.6	
	Densidad	% Nitrito			
	1	0.7	0.6	0.4	
	1.1	0.5	0.45	0.27	
	1.15	0.4	0.3	0.2	



Fuente. Asistencia técnica EXSA SA. Reporte Interno MYSRL, (2017).

Los kg de explosivo para los taladros de producción.

$$\frac{\text{kg explosivo}}{\text{taladro}} = \frac{1 \text{ taladro}}{(7 * 8 * 10)\text{m}^3} * \frac{1\text{m}^3}{2.2 \text{ tn}} * \frac{1\text{tn}}{0.23\text{kg}} = 283.36 \text{ kg} \quad (3.11)$$

Los kg de explosivo para los taladros de 1° y 2° producción.

$$\frac{\text{kg explosivo}}{\text{taladro}} = \frac{1 \text{ taladro}}{(5 * 6.5 * 10)\text{m}^3} * \frac{1\text{m}^3}{2.2 \text{ tn}} * \frac{1\text{tn}}{0.23\text{kg}} = 164.45 \text{ kg} \quad (3.12)$$

Los kg de explosivo para los taladros adyacentes.

$$\frac{\text{kg explosivo}}{\text{taladro}} = \frac{1 \text{ taladro}}{(3.5 * 5 * 10)\text{m}^3} * \frac{1\text{m}^3}{2.2 \text{ tn}} * \frac{1\text{tn}}{0.15\text{kg}} = 57.75 \text{ kg} \quad (3.13)$$

Entonces calculamos los metros de carga inicial.

Metros de carga para taladros de producción

$$\frac{\text{metros de explosivo}}{\text{taladro}} = 283.36 \text{ kg} * \frac{1\text{m}}{77.3 \text{ kg}} = 3.7 \text{ m} \quad (3.14)$$

Metros de carga para taladros de 1° y 2° producción

$$\frac{\text{metros de explosivo}}{\text{taladro}} = 164.45 \text{ kg} * \frac{1\text{m}}{77.3 \text{ kg}} = 2.1 \text{ m} \quad (3.15)$$

Metros de carga para taladros adyacentes

$$\frac{\text{metros de explosivo}}{\text{taladro}} = 57.75 \text{ kg} * \frac{1\text{m}}{77.3 \text{ kg}} = 0.75 \text{ m} \quad (3.16)$$

Pero debemos tener en cuenta el esponjamiento para una densidad de 1.10 gr/cc hay 23 cm de esponjamiento por metro de carga. Entonces calculamos los metros de carga final.

Metros de carga para taladros de producción

$$\frac{\text{Metros de explosivo final}}{\text{taladro}} = \frac{3.70\text{m}}{1\text{m}/1.23\text{m}} = 4.6 \text{ m} \quad (3.17)$$

Metros de carga para taladros de 1° y 2° producción

$$\frac{\text{Metros de explosivo final}}{\text{taladro}} = \frac{2.10\text{m}}{1\text{m}/1.23\text{m}} = 2.5 \text{ m} \quad (3.18)$$

Metros de carga para taladros adyacentes

$$\frac{\text{Metros de explosivo final}}{\text{taladro}} = \frac{1.15\text{m}}{1\text{m}/1.23\text{m}} = 0.9 \text{ m} \quad (3.19)$$

Por lo tanto, el diseño queda de la siguiente manera.

La cámara de aire se está colocando en la parte superior para evitar la contaminación del explosivo por el contacto con el taco y para ayudar la rotura en la zona del collar.

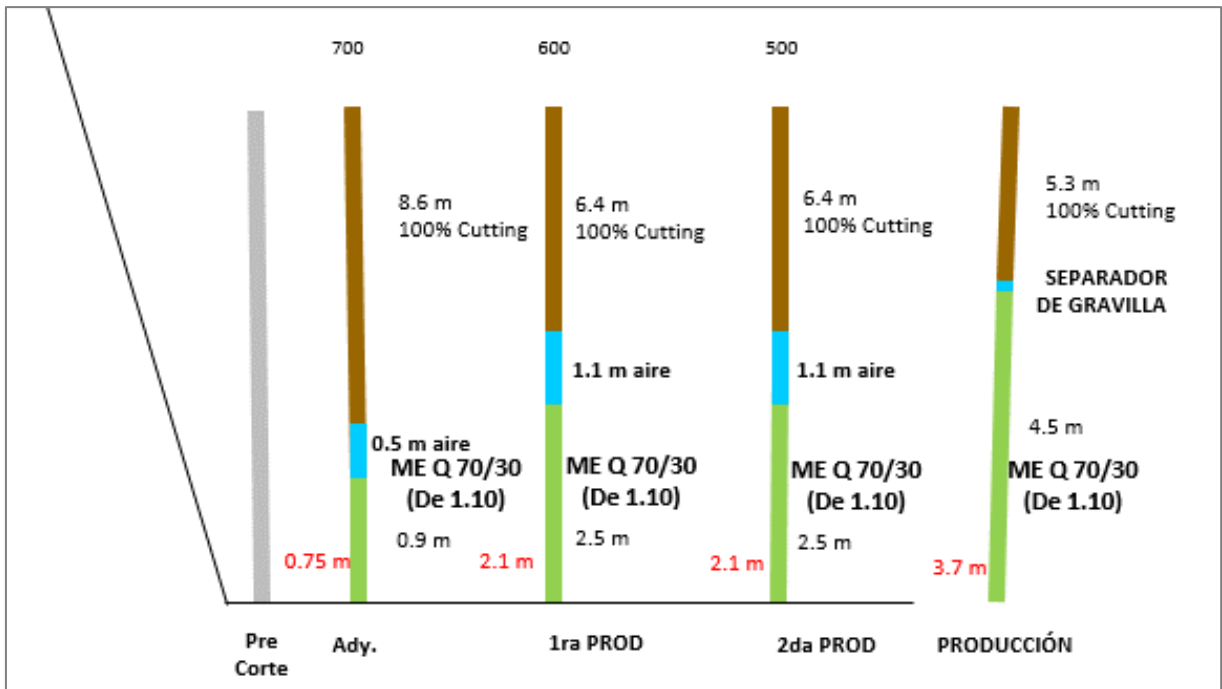


Figura 29. Descripción para el carguío de taladros.

El sistema de iniciación es electrónico DigiShot Plus. Las designaciones de los tiempos ya están establecidas por el área de perforación y voladura. Tiempo entre filas: 180 milisegundo, tiempo entre taladros: 3 milisegundo y tiempo en procedimiento 123 y 125 milisegundo. El sistema es de dos vías hasta 1800 detonadores por equipo (bench box). Los detonadores son totalmente programables, pueden asignarse intervalos en milisegundo.

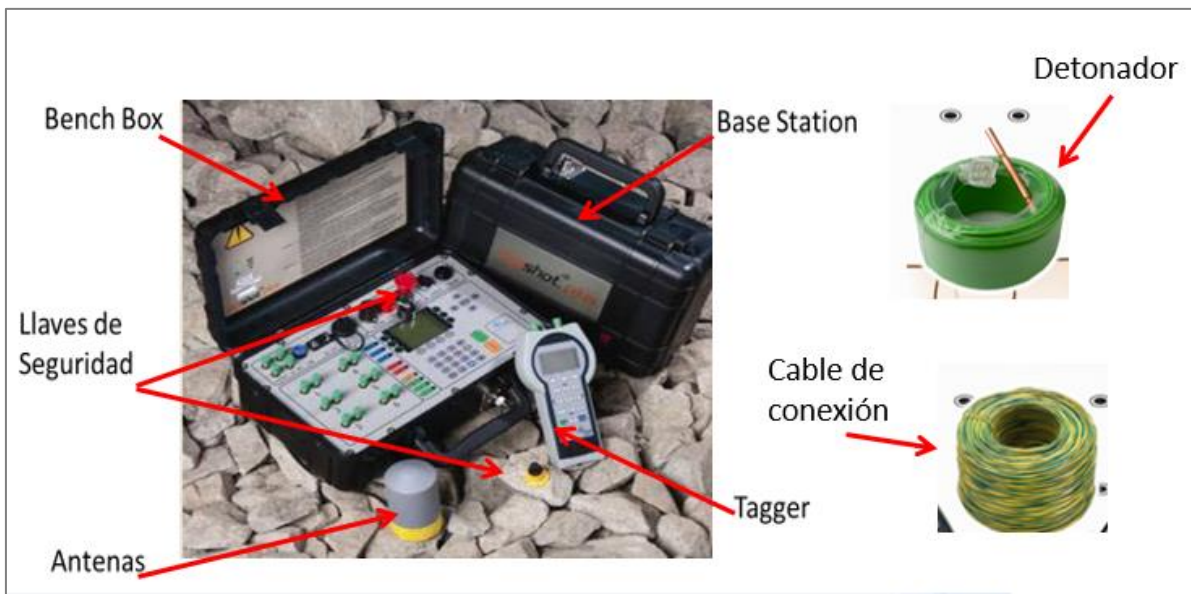


Figura 30. Componentes del sistema DigiShot. (Reporte Interno Perforación y Voladura MYSRL, 2016).



El segundo disparo se realizó en una alteración argílica. El factor de carga para un material argílico calculado es de 0.20 kg/tn. Por lo tanto, el carguío de taladros queda de la siguiente manera.

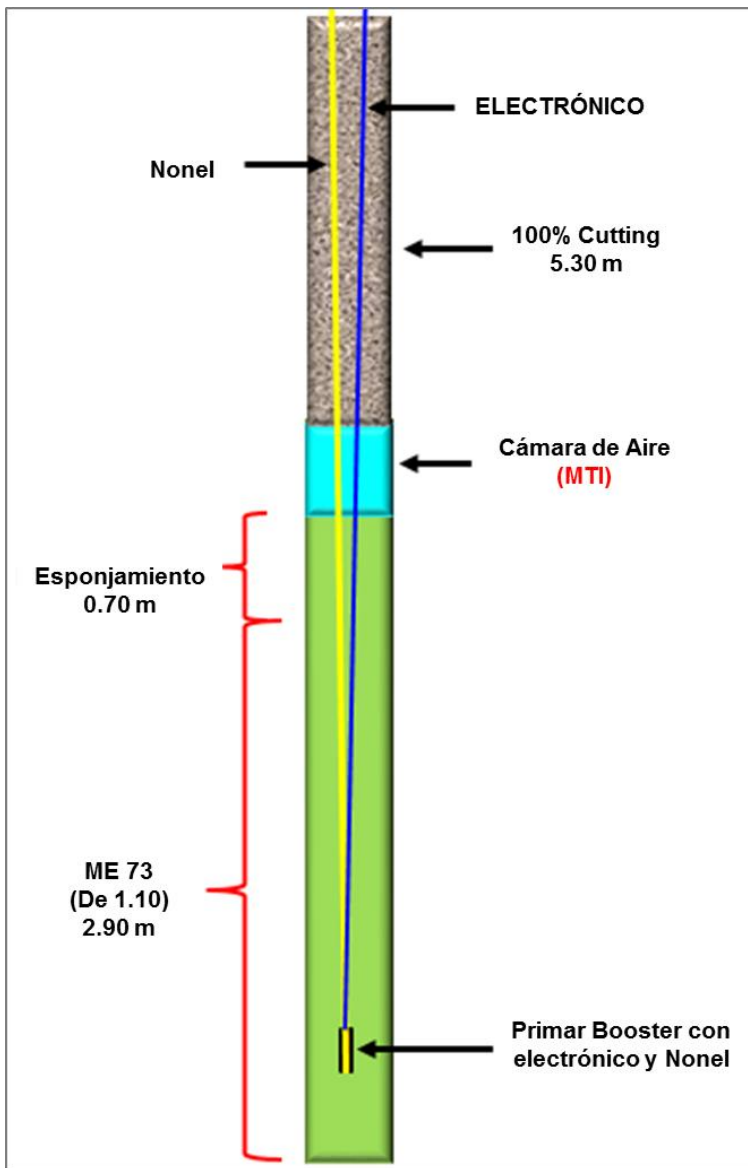


Figura 31. Descripción de carguío de taladros.

### 3.3.7 Voladura

Se registran todos los detalles, como la posición de los taladros, las profundidades de los taladros, la naturaleza y el estado de los taladros, el tipo y la cantidad de explosivos, el sistema de iniciación, la secuencia y los tiempos de retardo. El procedimiento a seguir en campo esta con estándares de seguridad y producción tabla 16.

Tabla 16. Procedimiento a seguir en campo para el carguío de taladros.

<b>Carguío y tapado de taladros</b>	Carguío tapado de taladros
	Medición de taladros
	Primado de taladros
	Detonador eléctrico
	Detonador pirotécnico
	Carguío de taladros
	Sistema vaciable
Sistema de bombeo	
	Tapado de taladros
<b>Amarre de mallas</b>	Malla de detonadores electrónicos
	Asignación de tiempos
	Asignación de ubicación
	Amarre de taladros
	Ubicación de vigías
	Detonación
	Malla de detonación pirotécnica
	Distribución de retados de superficie
	Amarre secuencial
	Re chequeo de amarre
	Ubicación de vigías
	Detonación

Fuente. Asistencia técnica EXSA SA. Reporte Interno Perforación y Voladura MYSRL, (2017).

### 3.3.8 Monitoreo post voladura.

La perforación y voladura es un importante paso en el proceso global y los resultados como la fragmentación, la forma de la pila, esponjamiento, daño y ablandado de la roca afecta la eficiencia de los procesos posteriores, por lo que toda voladura se centra la atención en la granulometría por ser el factor predominante para calificar un disparo como bueno o malo. La granulometría del material calculó analizando las fotografías, mediante el software WipFrag versión 2.6. Los resultados se muestran en la tabla 17 y ANEXO IV.

Tabla 17. Reporte de las voladuras en el Proyecto Quecher Main.

Reporte de las voladuras en el Proyecto Quecher Main																									
Fecha	Mina	Nivel	Malla	Parámetros de perforación						Parámetros de diseño de voladura										Monitoreo post voladura					
				Altura de banco (m)	Sobre perforación (m)	Φ Taladro (")	B (m)	S (m)	Cantidad de taladros	Alteración	MEQ73 Inicial (g/cc)	Densidad lineal (Kg/m)	Cantidad de Explosivo (Kg)	MEQ73 Final (g/cc)	Esponjamiento (cm/m)	Longitud Final (m)	Longitud Inicial (m)	Densidad de roca (ton/m3)	Factor de carga (Kg/ton)	Amarre	P80 (")	Fly rock	Esponjamiento (cm/m)	Dig Rate (tn/h)	Polígono
14/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 7.0X8.0	10	0	10 5/8	7	8	59	SA	1.35	77.3	294	1.09	23	4.68	3.80	2.1	0.25	Pirotécnico					
14/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 5.0X6.5	10	0	10 5/8	5	6.5	31	SA	1.35	77.3	170	1.09	23	2.71	2.20	2.1	0.25	Pirotécnico	13.5	Controlado	3	2134	QM4020C10 2/D
14/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 3.5X5.0	10	0	10 5/8	3.5	5	42	SA	1.35	77.3	58	1.09	23	0.90	0.75	2.1	0.15	Pirotécnico					
15/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 7.0X8.0	10	0	10 5/8	7	8	45	SC	1.35	77.3	248	1.11	23	3.95	3.21	2	0.21	Pirotécnico					
15/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 5.0X6.5	10	0	10 5/8	5	6.5	24	SC	1.35	77.3	144	1.11	23	2.29	1.86	2	0.21	Pirotécnico	4.4	No Controlado	3.5	2757	QM4020C10 3/A
15/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 3.5X5.0	10	0	10 5/8	3.5	5	32	SC	1.35	77.3	58	1.11	23	0.90	0.75	2	0.15	Pirotécnico					
21/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 7.0X8.0	10	0	10 5/8	7	8	49	SA	1.35	77.3	283	1.08	23	4.50	3.70	2	0.23	Pirotécnico	4.2	Controlado	3	2540	QM4020C10 6/D
26/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 7.0X8.0	10	0	10 5/8	7	8	67	SM	1.35	77.3	212	1.09	23	3.37	2.74	2.1	0.18	Pirotécnico					
26/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 5.0X6.5	10	0	10 5/8	5	6.5	45	SM	1.35	77.3	124	1.09	23	1.97	1.60	2.1	0.18	Pirotécnico	7.2	No Controlado	2.5	2479	QM4020C10 3/B
26/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 3.5X5.0	10	0	10 5/8	3.5	5	25	SM	1.35	77.3	58	1.09	23	0.90	0.75	2.1	0.15	Pirotécnico					
27/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 7.0X8.0	10	0	10 5/8	7	8	70	SA	1.35	77.3	283	1.1	23	4.50	3.70	2	0.23	Electrónico					
27/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 5.0X6.5	10	0	10 5/8	5	6.5	43	SA	1.35	77.3	165	1.1	23	2.50	2.10	2	0.23	Electrónico	7.7	Muy Controlado	3	5024	QM4020C10 5/A
27/11/2017	QM	4020	PROD 10 5/8 3.5X5.0	10	0	10 5/8	3.5	5	30	SA	1.35	77.3	58	1.1	23	0.90	0.75	2	0.15	Electrónico					
05/11/2017	QM	4010	PROD 10 5/8 7.0X8.0	10	0	10 5/8	7	8	64	SC	1.35	77.3	225	1.09	23	3.60	2.90	2	0.2	Electrónico	7.5	Muy Controlado	2.5	5154	QM4020C10 6/A

Fuente. Asistencia técnica EXSA SA. Reporte Interno Perforación y Voladura MYSRL, (2017).

La tabla 17 está resumiendo los datos para realizar las evaluaciones bajo un enfoque sistemático, que compara en base a los datos actuales de voladura, diferentes diseños e identifica los indicadores de rendimiento claves como guías para la optimización del proceso de voladura. Se pone énfasis en la granulometría debido a que distintos procesos de tratamiento de especies mineralógicas requieren de diferentes grados de fragmentación de mineral, para de esa forma extraer el material de valor de la manera más eficiente, es así que la perforación y la voladura es la primera operación del ciclo minero y sus resultados condicionan en gran medida los rendimientos y los costes de las operaciones subsiguientes, por ello es un proceso clave dentro de la cadena.

### 3.4 PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

#### 3.4.1 Relación del factor de carga con las demás variables en voladura.

Desde el punto de vista de optimización de rendimiento, la integración de varios parámetros que interviene en el proceso de perforación y voladura para el análisis resulta muy importante; no sólo debe quedar en valores numéricos sino analizar su correlación entre ellos.

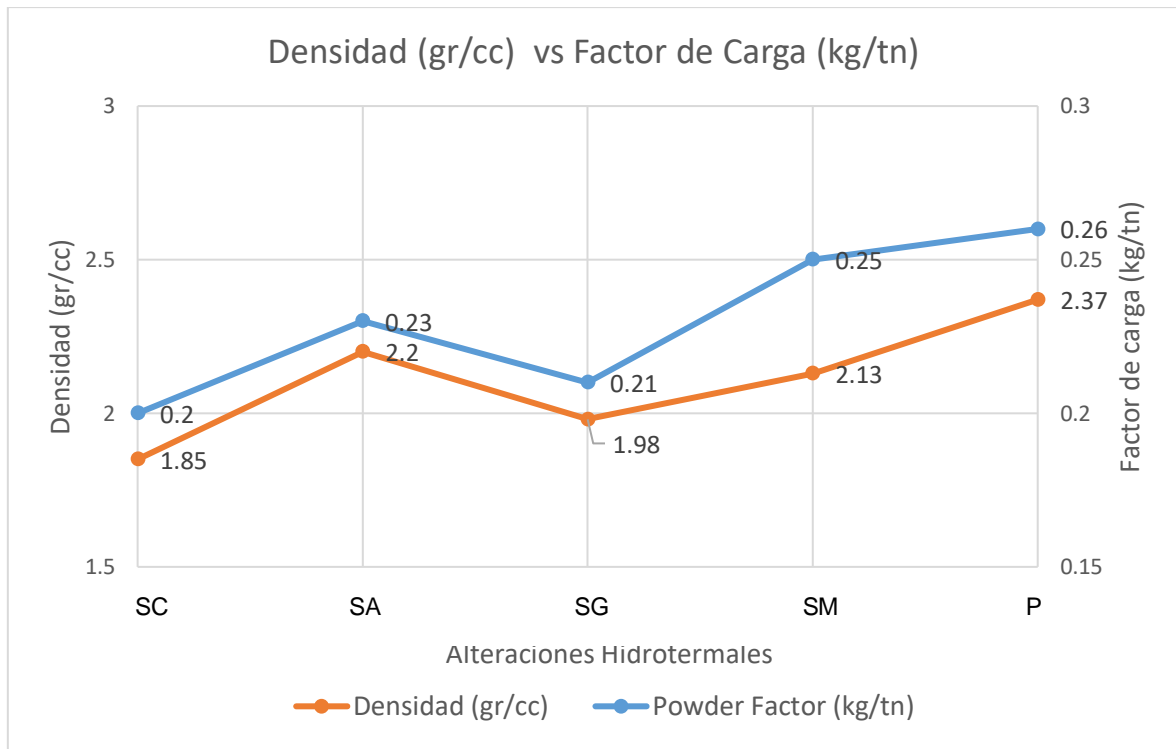


Figura 32. Resultados comparativos de Densidad (gr/cc) y Factor de Carga (kg/tn). Pruebas Quecher Main 2017, Minera Yanacocha.

La relación del factor de carga y la densidad, según la figura 32 vemos que las rocas de baja densidad se deforman y rompen con facilidad, requiriendo un factor de carga relativamente bajo, en tanto que las rocas más densas demandan de una mayor cantidad de energía para lograr una fragmentación satisfactoria, así como un buen desplazamiento y esponjamiento del material volado.

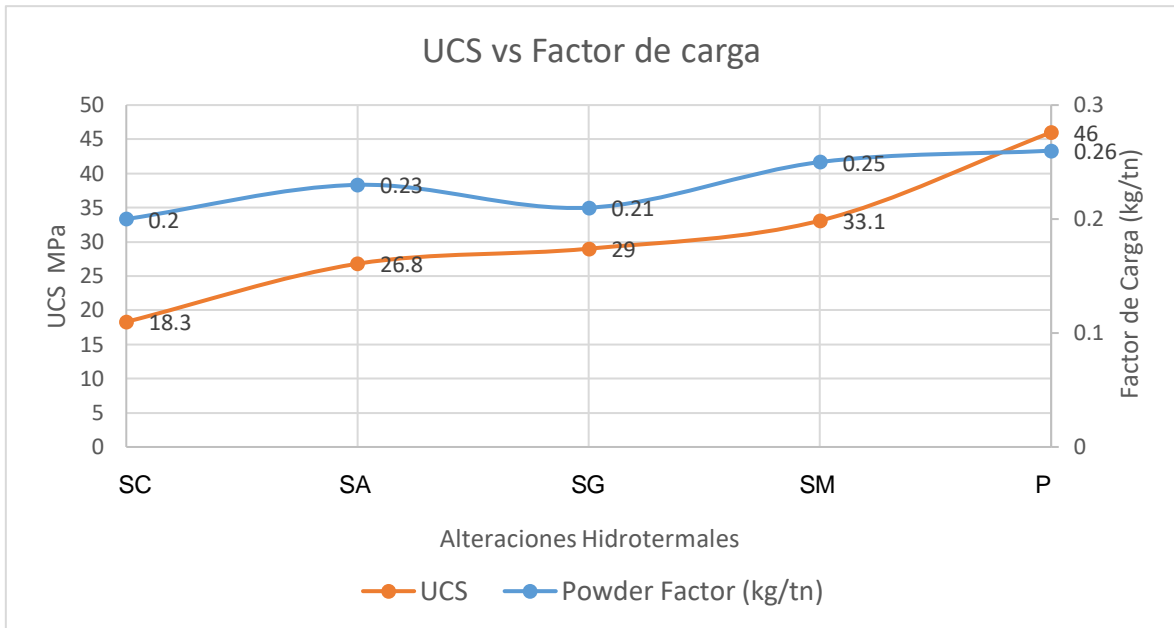


Figura 33. Resultados comparativos de Factor de Carga (kg/tn) y UCS (MPa). Pruebas Quecher Main 2017, Minera Yanacocha.

También la resistencia estática a la compresión se puede utilizar como parámetros indicativos de la aptitud de la roca a la voladura. De esta forma vemos (figura 33) como la relación es directamente proporcional entre resistencia a la compresión y el factor de carga, de modo que un mayor valor de esta relación estaría asociado con una mayor dificultad para fragmentar la roca.

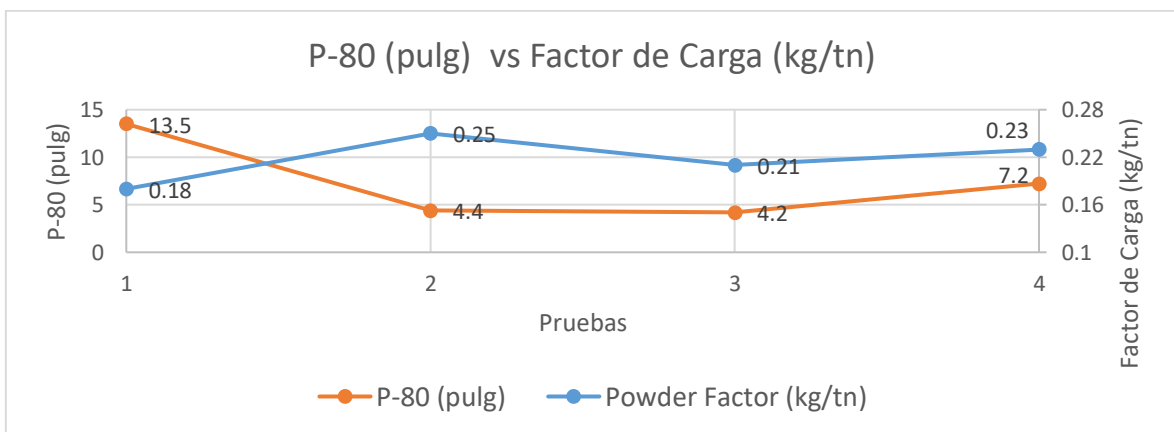


Figura 34. Resultados comparativos de Factor de Carga (kg/tn) y P80 (pulg). Pruebas Quecher Main, noviembre 2017, Minera Yanacocha.

Otro parámetro fundamental es controlar el grado de fragmentación de la roca después de la voladura, sobre todo en zona de mineral donde se requiere un porcentaje de granulometría adecuada. Los datos tomados muestran (figura 34) una relación directa entre ambos parámetros, pero debemos tener cuidado con las sobre roturas de taludes en zonas críticas.

Con los datos de Dispatch, se puede correlacionar el desempeño de la excavadora con la granulometría de la voladura. El dimensionamiento de los equipos de carguío y transporte resulta muy importante; no sólo en número y tipo de equipos componentes de la flota, también en características y compatibilidad entre ellos.

El material fragmentado es minado por las palas y cargadores y es transportado a los diferentes puntos de destino mediante camiones Caterpillar. Toda la flota de equipo de acarreo está compuesta por camiones Cat 793, con capacidad de 234 toneladas métricas, los cuales transportan el material a las pilas de lixiviación, depósitos de desmonte, Gold Mill o hacia stock piles.

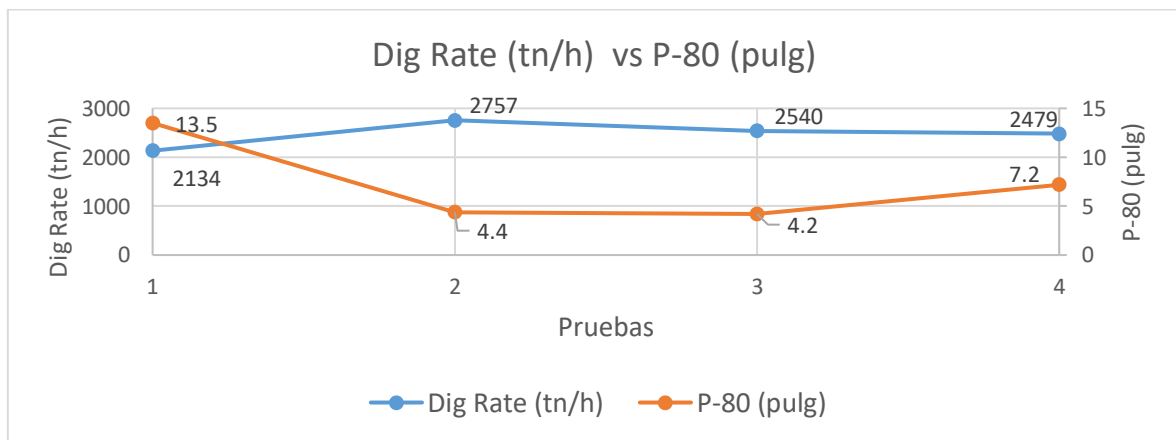


Figura 35. Velocidad de Excavación (Dig Rate) y P-80 (pulg). Pruebas Quecher Main, noviembre 2017, Minera Yanacocha.

En la figura 35, se concluye que a menor fragmentación mayor velocidad de excavación de las Palas. Cabe mencionar que este valor depende directamente de la densidad y cohesión del material, calidad de la voladura, habilidad del operador, entre otros factores que afectan el dig rate de los equipos.

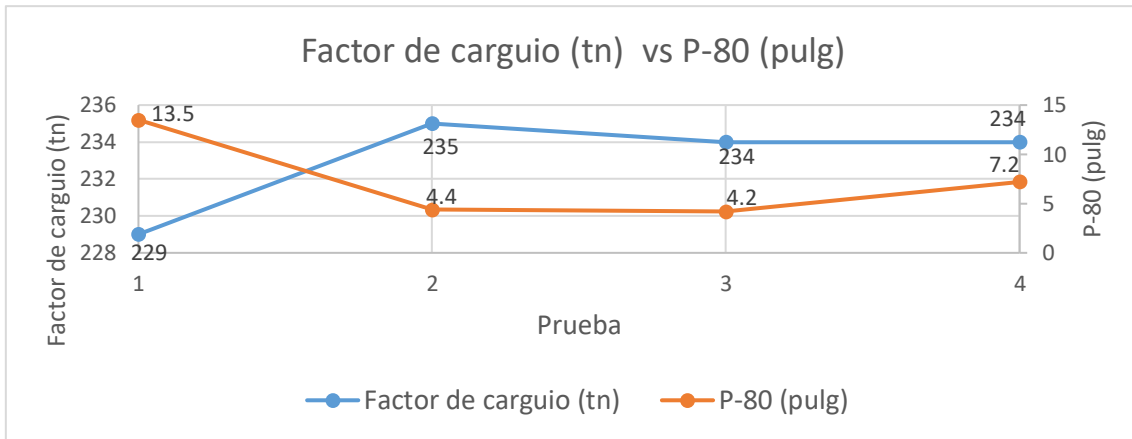


Figura 36. Factor de carguío (tn) y P-80 (pulg). Pruebas Quecher Main, noviembre 2017, Minera Yanacocha.

En la figura 36 se observa que una buena fragmentación del material contribuye positivamente en el factor de carga de los volquetes lo que conlleva a una ganancia en el carguío de material.

Para correlacionar el throughputs de la chancadora primaria con el P-80 (pulg.) se tomó data histórica porque el material de Quecher Main está siendo depositado en el botadero. Esta etapa fue desarrollada por el especialista del área de Procesos, quien revisó todos los throughputs diarios a través del tiempo, así como la fragmentación diaria que ingresaba a la Chancadora Primaria (P-80) para poder relacionarlos.

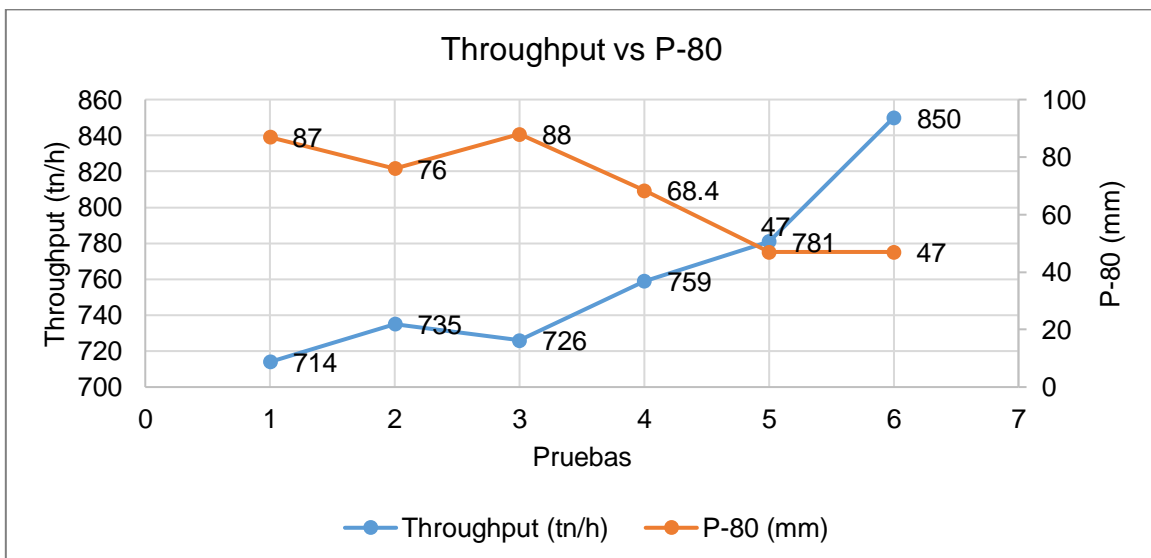


Figura 37. Evolución histórica del Throughput de Chancadora Primaria y sus respectivos P80 (Poma, 2012).

En la figura 37 se observa que la granulometría influye en el rendimiento de la chancadora (throughput) ya que, a mayor diámetro de material a procesar conlleva mayor consumo de energía y tiempo.

Finalmente podemos también analizar el comportamiento de la granulometría del material en las pilas de lixiviación. Los problemas más comunes en este sistema de procesamiento es el taponamiento en las mangueras causadas por la cantidad de finos se compactan y forman canalizaciones internas que segregan la solución, la reducción de la calidad de riego por inadecuado tamaño de material en las pilas de lixiviación.

Los minerales a lixiviar son preparados mecánicamente, con una reducción de tamaño adecuada de modo de exponer una gran superficie que permita un contacto íntimo entre la solución y la superficie del mineral y una etapa de blending, permitiendo una distribución uniforme de tamaño en la alimentación a pilas de lixiviación.

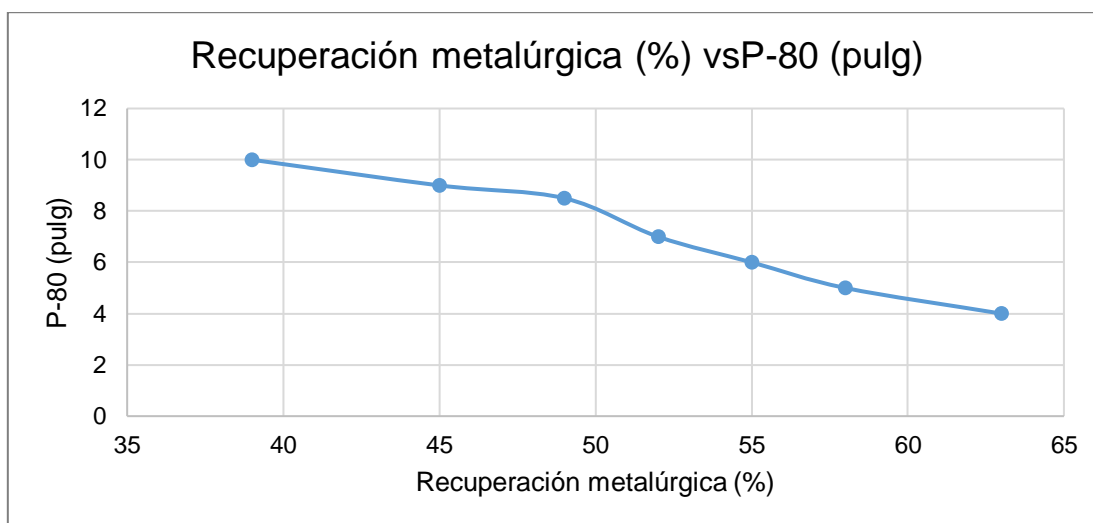


Figura 38. Recuperación Metalúrgica en función de la distribución granulométrica (Anco, 2015).

En la figura 38 observamos que la recuperación metalúrgica aumenta cuando el P80 disminuye esto es debido a que la permeabilidad de la pila durante la operación de lixiviación, es el mayor factor a considerar para obtener máxima recuperación del mineral. El tamaño de partícula condiciona el esquema de procesamiento del mineral.



## CAPÍTULO IV ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

### 4.1. ANALISIS DE RESULTADOS

Se determinó un factor de carga mediante parámetros operativos y geomecánicos para cada tipo de alteración hidrotermal presente en el yacimiento minero Quecher Main. Haciendo uso de los parámetros operativos de perforación, como velocidad de perforación, fuerza de empuje y revoluciones de la broca para hacer un taladro en cada tipo de alteración hidrotermal se obtuvo un factor de carga mediante uso de la fórmula propuesta por López Jimeno (1984) tabla 18.

Tabla 18. Factor de Carga según López Jimeno 1984.

Alteración	Tipo de Terreno	CE kg/Tn
Propilítico	Medio	0.27
Sílice Clay	Suave	0.12
Sílice Alunita	Medio	0.29
Sílice Masiva	Medio	0.30
Sílice Granular	Medio	0.34

En la tabla 18, obtenemos un factor de carga máximo de 0.34 kg ANFO/tn en una alteración hidrotermal sílice granular de tipo de terreno medio y podemos observar que el factor de carga mínimo es de 0.12 kg ANFO/tn en una alteración hidrotermal sílice clay o argílica de tipo de terreno suave. Como vemos la diferencia es significativa a pesar que sus resistencias a la compresión de dichas alteraciones no hay mucha diferencia (Argílica 18.3 MPa y Sílice Granular 29 MPa) lo que demuestra que se debe hacer un ajuste con las pruebas en campo según los resultados obtenidos.

Para el cálculo de un factor de carga mediante parámetros geomecánicos según Lilly 1986, cuyo criterio fue modificado por la empresa APS Blastronic en el año 2006 donde se usó parámetros como el RQD, litología y la densidad de las alteraciones hidrotermales.

Tabla 19. Factor de Carga según APS Blastronic 2006.

<b>CARACTERIZACIÓN PARA VOLADURA</b>	<b>ARGÍLICA</b>	<b>SÍLICE GRANULAR</b>	<b>ARGÍLICO AVANZADO</b>	<b>PROPILÍTICO</b>	<b>SÍLICE MASIVA</b>
<b>Factor de Potencia (Kg/Ton)</b>	0.20	0.21	0.23	0.26	0.25

Conocimos la importancia del factor de carga en el área de perforación y voladura, para ello se fija objetivos como se muestra en la tabla 19; se observa que el factor de carga para el proyecto no debe sobrepasar a 0.27 kg/tn. Según los cálculos están dentro de lo planeado, estos cálculos fueron utilizados en campo en dos proyectos cuyas alteraciones hidrotermales fueron argílica avanzada y argílica cuyos resultados fueron aceptables en los factores que se evalúa en toda voladura, como el flyrock, esponjamiento, sobrerotura y granulometría.

La granulometría obtenida es 7.7 pulgadas en la alteración argílica avanzada y 7.5 pulgadas en la alteración argílica. En la tabla 20 muestra la granulometría requerida según el lugar de destino de material. En el proyecto solo está produciendo material para el botadero, que según mina requiere material de 6 pulgadas lo cual nos indica que debemos hacer un ajuste de factor de carga. Pero el resultado alcanzado están muy cerca al objetivo lo que nos indica que el cálculo es aceptable.

Tabla 20. Objetivos de Perforación y Voladura para el segundo semestre del año 2017.

TARGET /MES	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
<b>Factor de carga LQ SUR GRAVAS (Kg/Ton)</b>	0.28	0.28	0.28	0.28	0.28	0.28	0.28
<b>Factor de carga TO LAYBACK (Kg/Ton)</b>	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27
<b>Factor de carga YA PINOS (Kg/Ton)</b>	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27
<b>Factor de carga YA LAYBACK (Kg/Ton)</b>	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30
<b>Factor de carga QM (Kg/Ton)</b>	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27
<b>Granulometria mineral (Pulg.)</b>	4	4	4	4	4	4	4
<b>Granulometria desmonte (Pulg.)</b>	6	6	6	6	6	6	6
<b>Disponibilidad mecánica</b>	92%	92%	92%	92%	92%	92%	92%

Fuente: Área de Perforación y Voladura. Reporte interno MYSRL, (2017).

En el proceso de perforación y voladura es fundamental la determinación de un factor de carga del explosivo para que la reducción de tamaño de los fragmentos de la roca sea la adecuada para asegurar la productividad de las operaciones unitarias dentro y fuera de la mina. A continuación, apreciamos la figura 39, donde se analiza el costo de mina incluyendo varios parámetros dentro y fuera de la mina.

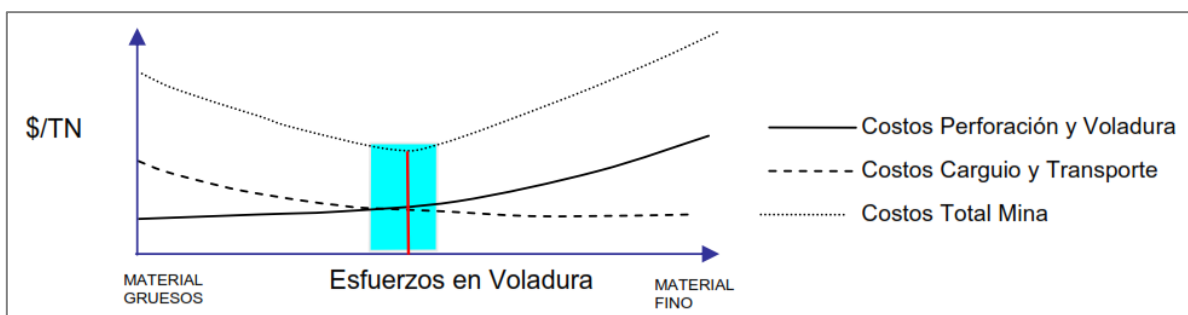


Figura 39. Óptima voladura en una tradicional aproximación (MacKenzie, 1966).

Puede verse en la figura 39 cuando los esfuerzos de voladura aumentan los costos de carguio y transporte disminuye así el óptimo esfuerzo de voladura es donde los costos totales (perforación + voladura + carguio + transporte) es el mínimo, pero toda operación minera engloba otros procesos como el chancado, molienda y recuperación que representan mayores costos. Los resultados de las operaciones las voladuras afectan las entradas en los procesos de chancado, molienda, recuperación y precio final del producto. Pero con un esquema de aproximación como de la figura 39 no conlleva a la búsqueda de un máximo valor por tonelada

sino a un costo mínimo por tonelada en la mina, lo que no necesariamente es el óptimo. Por lo que el factor óptimo se puede obtener analizando los procesos aguas abajo (Chancado primario, SAG Mill, Lixiviación), el Botadero y el presupuesto.

## **4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS**

Al igual que Olea y Zúñiga (2012), determinaron la incidencia en la granulometría, importante para la productividad de las operaciones mineras, Olea y Zúñiga (2012), analiza tres litologías dominantes: Toba, Andesita y Traquita, en nuestra investigación determinamos tres litologías diferentes: La secuencia de Andesitas Inferiores, una secuencia piroclástica intermedia y una secuencia de andesitas superiores, se analizaron disparos y los resultados se analizaron utilizando el programa Split y Wipfrag; concluyendo que el factor de carga es la variable dominante en el proceso de tronadura.

Al igual que Quiroga (2013), cuantificó el resultado de un conjunto de tronaduras mediante la medición granulométrica y su incidencia en los procesos aguas abajo. Cuantificó el rendimiento de las palas y las toneladas por hora. En nuestra investigación determinamos que cuando los esfuerzos de voladura aumentan los costos de carguío y transporte disminuye así el óptimo esfuerzo de voladura es donde los costos totales es el mínimo.

Al igual que Hinostroza (2014), la cual presenta resultados de las diferentes pruebas que se han realizado de la doble iniciación electrónica; la conclusión fue que mediante esta técnica el P80 ha reducido, la velocidad de carguío de las palas ha mejorado y el factor de llenado de las tolvas de volquetes es mejor, produciendo menos espacios perdidos en las tolvas y la producción diaria del mineral ha incrementado.

A diferencia de Poma (2012), en la que el material fragmentado que se entregue a la planta Gold Mill y que sea de procedencia del tajo El Tapado debe tener un P80 promedio = 6.58cm., y que para el proceso de perforación y voladura se debe usar el Factor de Potencia= 0.47 kg/tn. Para nuestra investigación determinamos una granulometría post voladura cuyos análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un P80 promedio de 7.4 pulgadas.

### **4.3. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS**

Calculando el factor de carga utilizando parámetros operativos y geomecánicos se obtiene buenos resultados con una granulometría promedio de 7 pulgadas lo que indica que el uso de los parámetros operativos de perforación, como velocidad de perforación, fuerza de empuje y revoluciones de la broca para hacer un taladro en cada tipo de alteración hidrotermal; así como también parámetros geomecánicos como la resistencia a la compresión uniaxial, el índice de calidad de la roca y la densidad nos permite calcular un factor de carga donde la energía generada por la detonación del explosivo es aprovechada al máximo en el macizo rocoso. Por tanto, se confirma la hipótesis inicialmente planteada en la investigación.

## **CAPÍTULO V**

### **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

#### **5.1 CONCLUSIONES**

Para las características de las rocas presentes en el yacimiento mineral Quécher Main; se obtiene un factor de carga mínimo de 0.12 kg/tn y un máximo de 0.34 kg/tn con explosivo tipo ANFO y un factor de carga que está entre 0.20 y 0.26 kg/tn para un explosivo tipo emulsión gasificable.

El factor de carga tiene influencia en los demás parámetros de voladura como los geométricos: burden, espaciamento y sobreperforación; tipos de carga: ANFO y Emulsión e iniciación pirotécnica y electrónica.

El factor de carga tiene correlación directa con la dureza (UCS) y la densidad de las alteraciones hidrotermales donde el factor de carga es directamente proporcional a la dureza de las rocas

La granulometría de la roca tiene influencia directa en los procesos posteriores como en los equipos de carguío y acarreo y también en la planta Gold Mill o las Pilas de Lixiviación en el porcentaje de recuperación.

## **5.2 RECOMENDACIONES**

Realizar estudios para correlacionar las propiedades de la roca - explosivo y optimizar la operación de perforación y voladura.

Realizar modelos de análisis de fragmentación complementados con modelos de costos que nos permitan determinar una granulometría óptima para los diferentes procesos de producción; proceso Gold Mill y pilas de lixiviación para reducir costos en mezclado (blending) del material de diferentes tajos.

Determinar la tendencia de los costos globales de la operación y con estos resultados determinar la máxima rentabilidad de la operación minera relacionando todas áreas involucradas en la producción.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Ash, R.L., 1973. The influence of geological discontinuities on rock blasting. Ph. D. Thesis, University of Minnesota, United States. 282 p.
- Atlas Powder Company, 1987. Explosives and Rock Blasting, United States.
- Berta, G., 1990. Explosives and Engineering Tool, Italesplosivi, Milano. Chicago, United States.
- Chiappetta, R.F., Burchell, S.L., Anderson, D.A., and Reil J.W., 1986. Effect of precise delay times on blasting productivity, ground vibrations, airblast, energy consumption and oversize. 12th Conference on Explosives and Blasting Technique, Atlanta, United States. pp 213-240.
- Farje, V.I., 2006. Perforación y voladura en minería a cielo abierto. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Lima Perú. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. 76 p.
- Fourney, W.L., 1993. Mechanisms of rock fragmentation by blasting, Comprehensive Rock Engineering, Vol 4, (Edited by Hudson, J.A.), Pemagon Press, New York, United States. pp 39-69
- Ghose, A.K., 1986. Selection of explosives for surface mining industry. International Conference, Australia. pp. 493-496.
- Hagan, T.N., 1979. The control of lines through improved blast design. Institute of Mine and Metal, Australia. 271 p.
- Hustrulid, W., Kuchta, M., y Martin, R., 2013. Open Pit Mine Planning and Design, 3° Edition, Volume 1, United States. 1027 p.
- Konya, C.J., and Walter, E.J., 1990. Surface Blast Design, Prentice-Hall, United States. 559 p.
- Hinostroza S, J.R. 2014. Optimización de la fragmentación en las rocas con la aplicación de la doble iniciación electrónica en la explotación de cobre porfírico a cielo abierto. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Lima Perú. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. 174p.



- Langefors, U., and Kihlstrom, B., 1963. The Modern Technique of Rock Blasting, Wiley, New York, United States. 453 p.
- Leighton, J.C., Brawner, C.O., and Stewart, D., 1982. Development of a correlation between rotary drill performance and controlled blasting powder factors, CIM Bulletin, Vol 75, United States. pp 67-73
- Lilly, P.A., 1986. An empirical method of assessing rock mass blastability, Conference Open Pit Mining, Newman, Australia. pp 89-92
- López, J.C., 2003. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid España. Instituto tecnológico Geológico y Minero de España. 464p.
- Mackenzie, A., 1966. Cost of explosives - do you evaluate it properly? Mining Congress, Vol 54, United States. pp 32-41
- Minera Yanacocha SRL., 2013. Reporte de Sostenibilidad Yanacocha 2012. Lima Perú. 100 p.
- Olea J. y Zúñiga A. 2012. Informe técnico: Análisis granulométrico Fase 2 en mina El Soldado Anglo American Chile. Santiago Chile. 115p. Informe preparado por ingenieros de Enaex para la superintendencia de Perforación y Tronadura.
- Poma F, J.L. 2012. Importancia de la fragmentación de la roca en el proceso Gold Mill (caso Minera Yanacocha). Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Lima Perú. Pontificia Universidad Católica del Perú. 84p.
- Persson, P.A., Lundburg, N., and Johansson, C.H., 1970. The basic mechanism in rock blasting. Proc. 2nd ISRM Congress, Belgrade, Vol 3. pp. 19-33
- Quiroga, M.A., 2013. Análisis de la perforación y tronadura en El Soldado. Tesis para optar al título de Ingeniero Civil de Minas. Santiago de Chile. Universidad de Chile. 120p.

## **ANEXOS**

- 1. Alteraciones hidrotermales en Quecher Main**
- 2. Procedimiento para la prueba UCS (Uniaxial Compressive Strength)**
- 3. Índice de la calidad de la roca RQD (Rock Quality Index)**
- 4. Álbum de fotografías**
- 5. Planos**

P-01: Ubicación

P-02: Alteraciones Hidrotermales Fase 1

P-03: Alteraciones Hidrotermales Fase 2

P-04: Alteraciones Hidrotermales Fase 3

P-05: Alteraciones Hidrotermales Fase Final

P-06: Investigación geotécnica

- 6. Autorización**

## 1. Alteraciones hidrotermales en Quecher Main

En las siguientes imágenes se pueden observar las características de los materiales en cada tipo de alteración hidrotermal.



a)



b)



c)



d)



e)



f)

Foto 1. Principales alteraciones hidrotermales presentes en el distrito Minero Yanacocha. a) Alteración Sílice Granular. b) Alteración Sílice Masiva. c) Alteración Propilítica. d) Alteración Argílica. e) Alteración Argílico Avanzado. f) Alteración Sílice Vuggy (Reporte Interno Geología MYSRL, 2016).

## **2. Procedimiento para la prueba UCS (Uniaxial Compressive Strength)**

Este ensayo permite determinar en el laboratorio la resistencia a la compresión simple,  $\sigma_c$ . Es un ensayo para la clasificación de la roca por su resistencia. En este ensayo se deben cumplir las siguientes condiciones:

- Razón Largo/Ancho de la probeta debe ser 2.5 a 3.0:1
- Extremos deben ser paralelos y pulidos, sin grietas.
- Ancho de muestra debe ser  $>10$  veces el tamaño medio del grano.

El ensayo trata de la aplicación gradual de una fuerza axial a un cilindro de roca, hasta que se produce su rotura.

- Concebir una idea general de la roca en cuanto a su litología y estructuras.
- Identificar las muestras.
- Medir las dimensiones de la muestra para validar si satisface las condiciones del ensayo.
- Se recubre la muestra con una membrana cuyo fin será el de evitar que al momento de fallar la roca no salten fragmentos y dañen a personas u objetos de alrededor.
- Se sitúa el testigo de tal forma que el pistón de la máquina quede paralelo a las caras transversales de la muestra.
- Una persona se encarga de medir la presión a la cual está siendo sometida la muestra mediante un manómetro conectado directamente a la prensa hidráulica, la presión debe ser medida a cada instante ya que, al momento de fallar, la aguja que indica el valor de la carga vuelve al punto de partida.
- Una vez falle el testigo se retira y se analizan las condiciones y modo de ruptura.

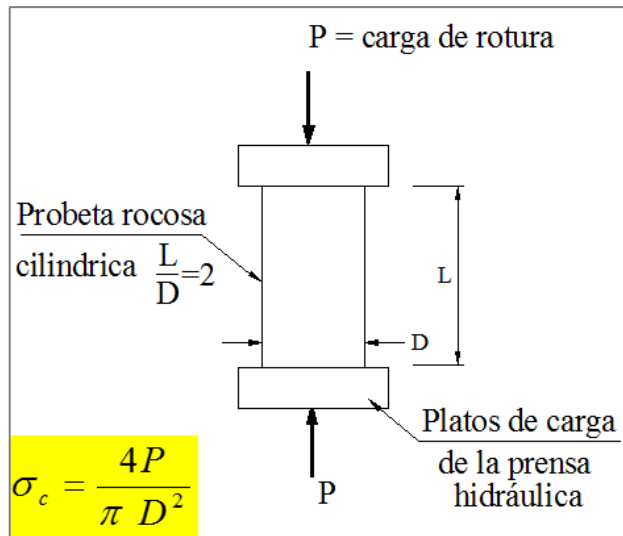


Figura 40. Descripción gráfica del procedimiento de la prueba UCS (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).

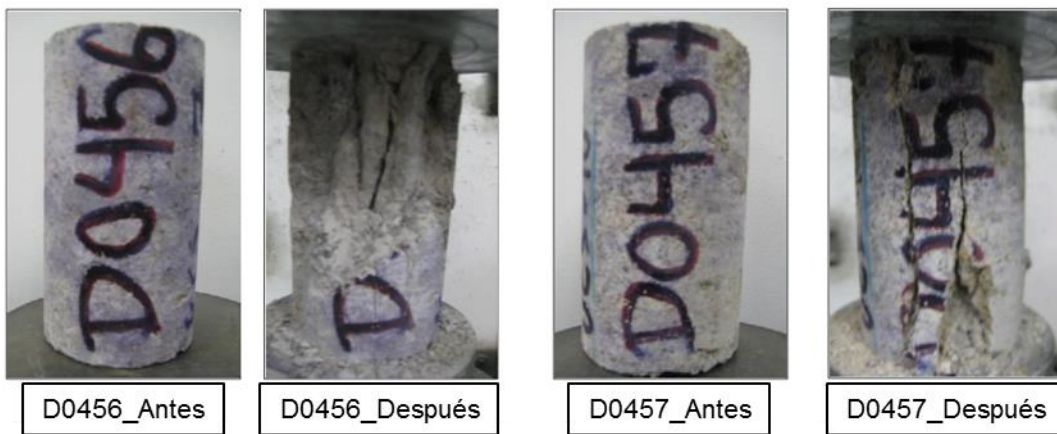


Foto 2. Imágenes de las pruebas de resistencia a la compresión uniaxial a las muestras de la alteración argílica (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).



Foto 3. Imagen de la prueba de resistencia a la compresión uniaxial a las muestras de la alteración Propilítica (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).



Foto 4. Imagen de la prueba de resistencia a la compresión uniaxial a las muestras de la sílice masiva (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).

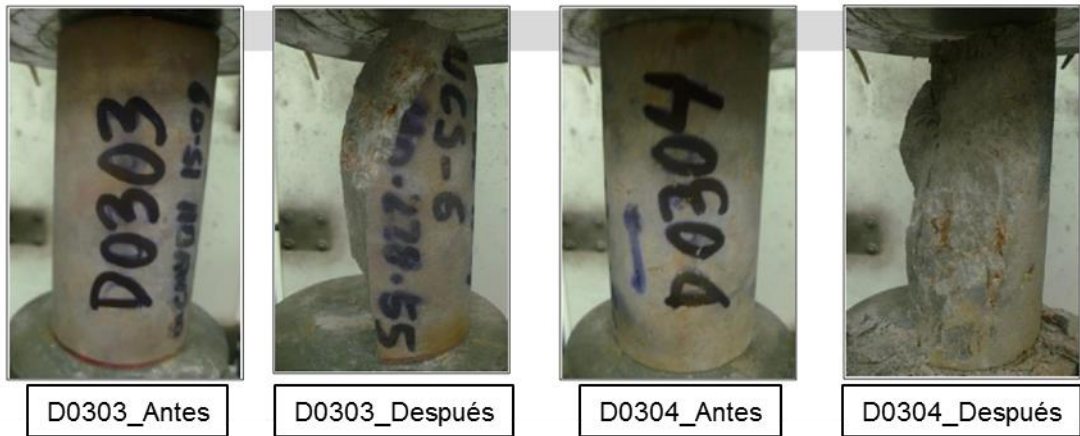


Foto 5. Imagen de la prueba de resistencia a la compresión uniaxial a las muestras de la sílice granular (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).

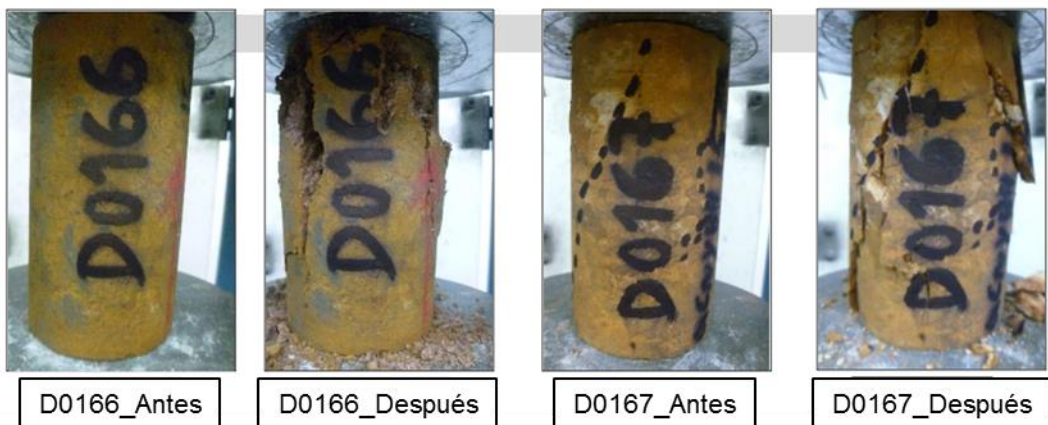


Foto 6. Imagen de la prueba de resistencia a la compresión uniaxial a las muestras de la sílice alunita (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).

### 3. Índice de la calidad de la roca RQD (Rock Quality Index)

Se define como el porcentaje representado por la sumatoria de longitudes de tramos de núcleos de barrenos de diamante que se recuperan en longitudes enteras mayores e iguales a 100 mm, dividida entre la longitud total barrenada.

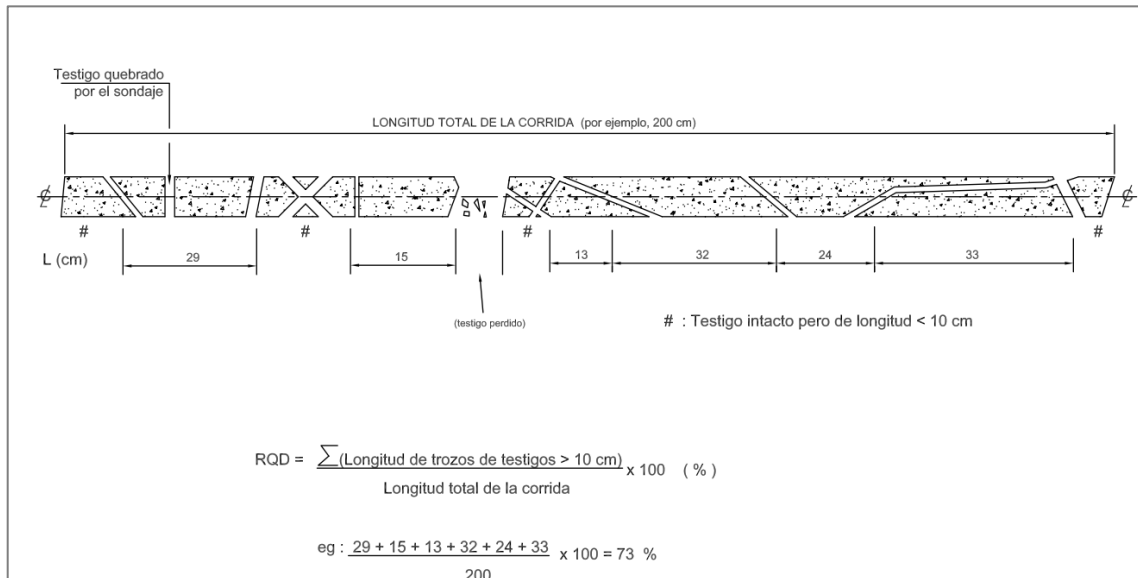


Figura 41. Ejemplo práctico de calcular el RQD (Deere, 1968) (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).

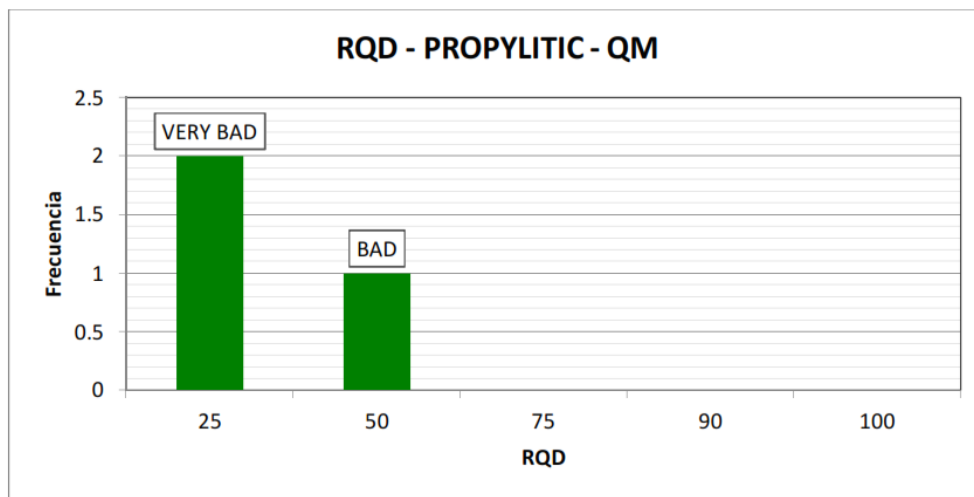


Figura 42. RQD para alteración propilítica, 03 muestras analizadas con un promedio de 16.67% (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).

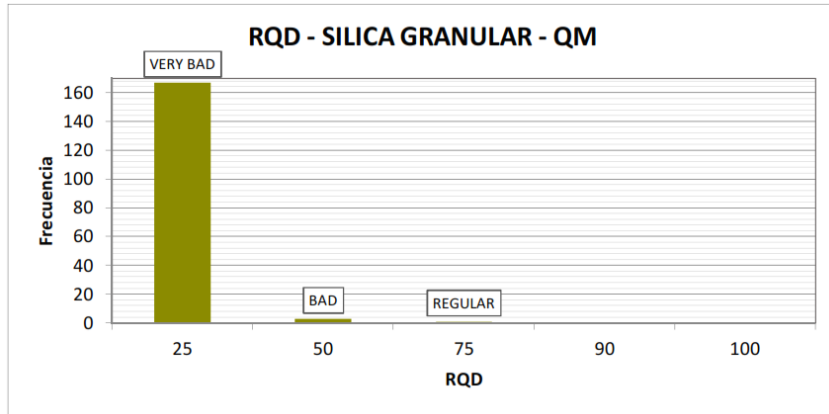


Figura 43. RQD para alteración Sílica Granular, 171 muestras analizadas con un promedio de 1.88% (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).

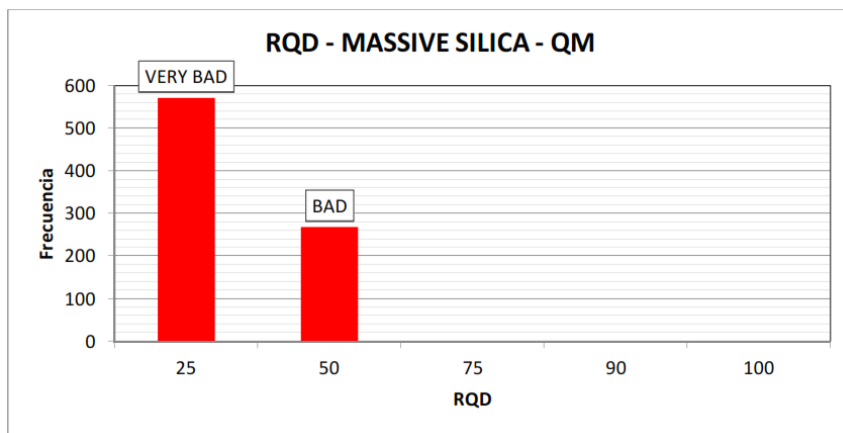


Figura 44. RQD para alteración Sílice Masiva, 839 muestras analizadas con un promedio de 19.26% (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).

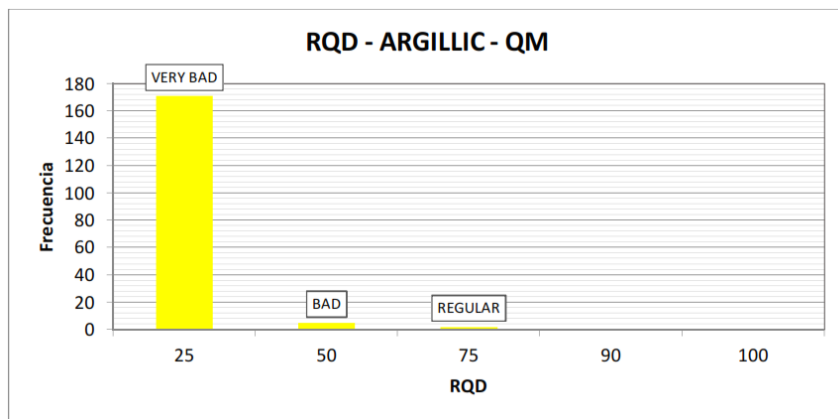


Figura 45. RQD para alteración Argílica, 178 muestras analizadas con un promedio de 3.09% (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).



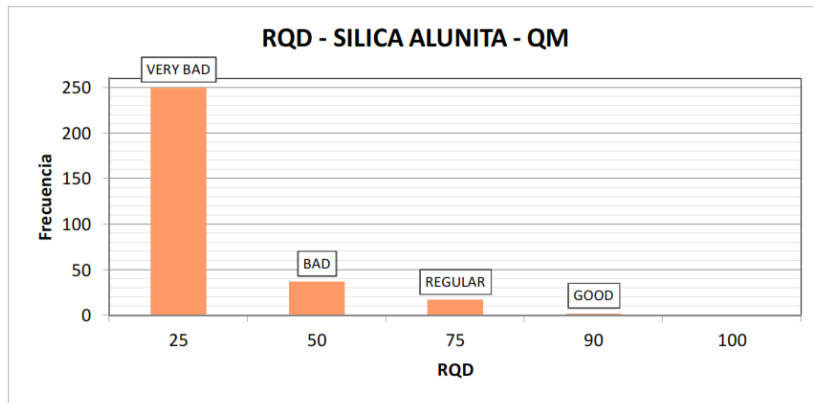


Figura 46. RQD para alteración Sílice Alunita, 306 muestras analizadas con un promedio de 12.00% (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).



Foto 7. Caja de logueo conteniendo las muestras entre los 32.00 y 35.00 m de profundidad (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).



Foto 8. Caja de logueo conteniendo las muestras entre los 78.10 y 81.00 m de profundidad (Reporte Interno Geotecnia MYSRL, 2016).

#### 4. Álbum de fotografías de las pruebas en campo

- PRUEBA N°1.

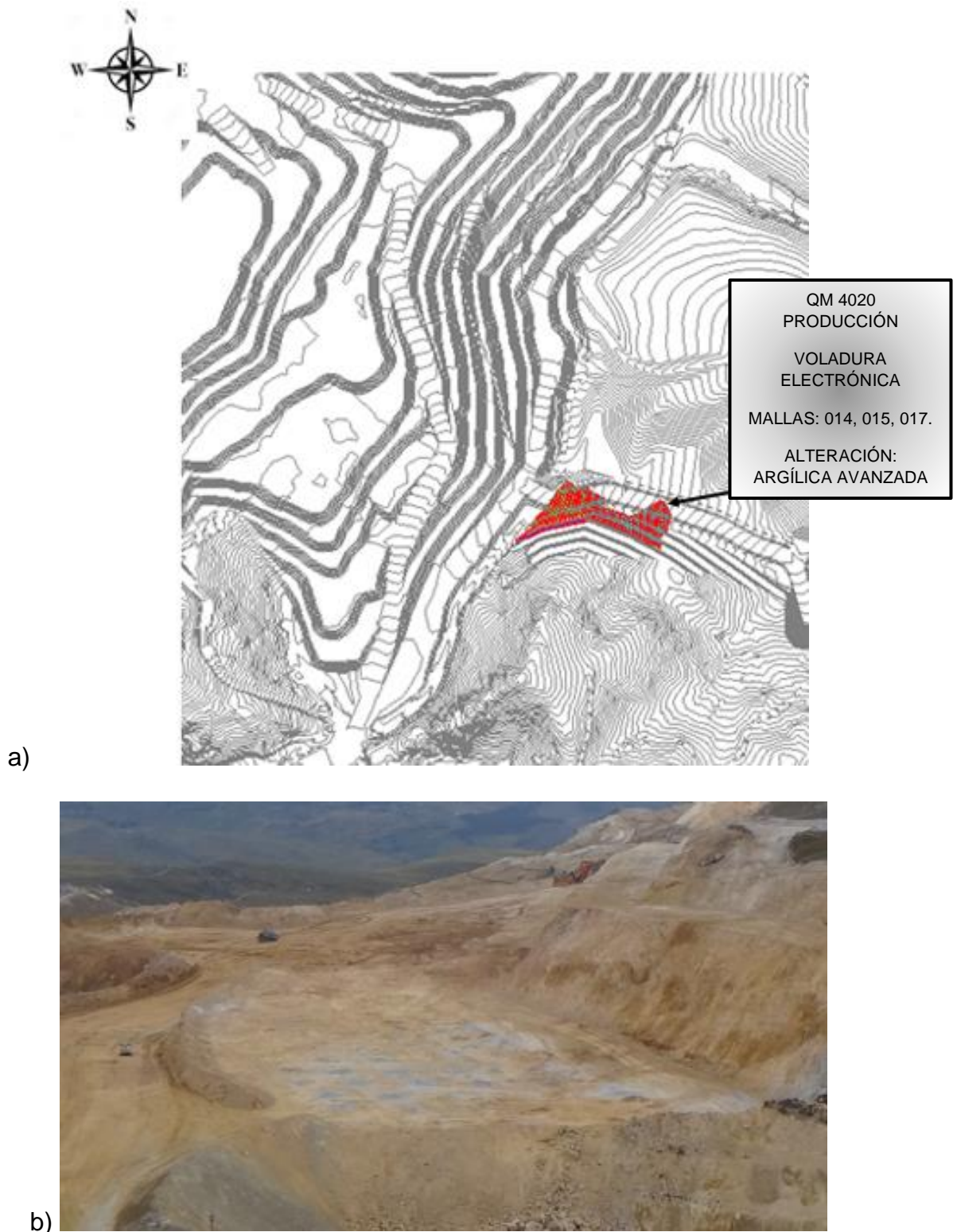


Figura 47. Proyecto a disparar. a) Plano de ubicación y descripción del proyecto a disparar. b) Vista en campo del proyecto a disparar.

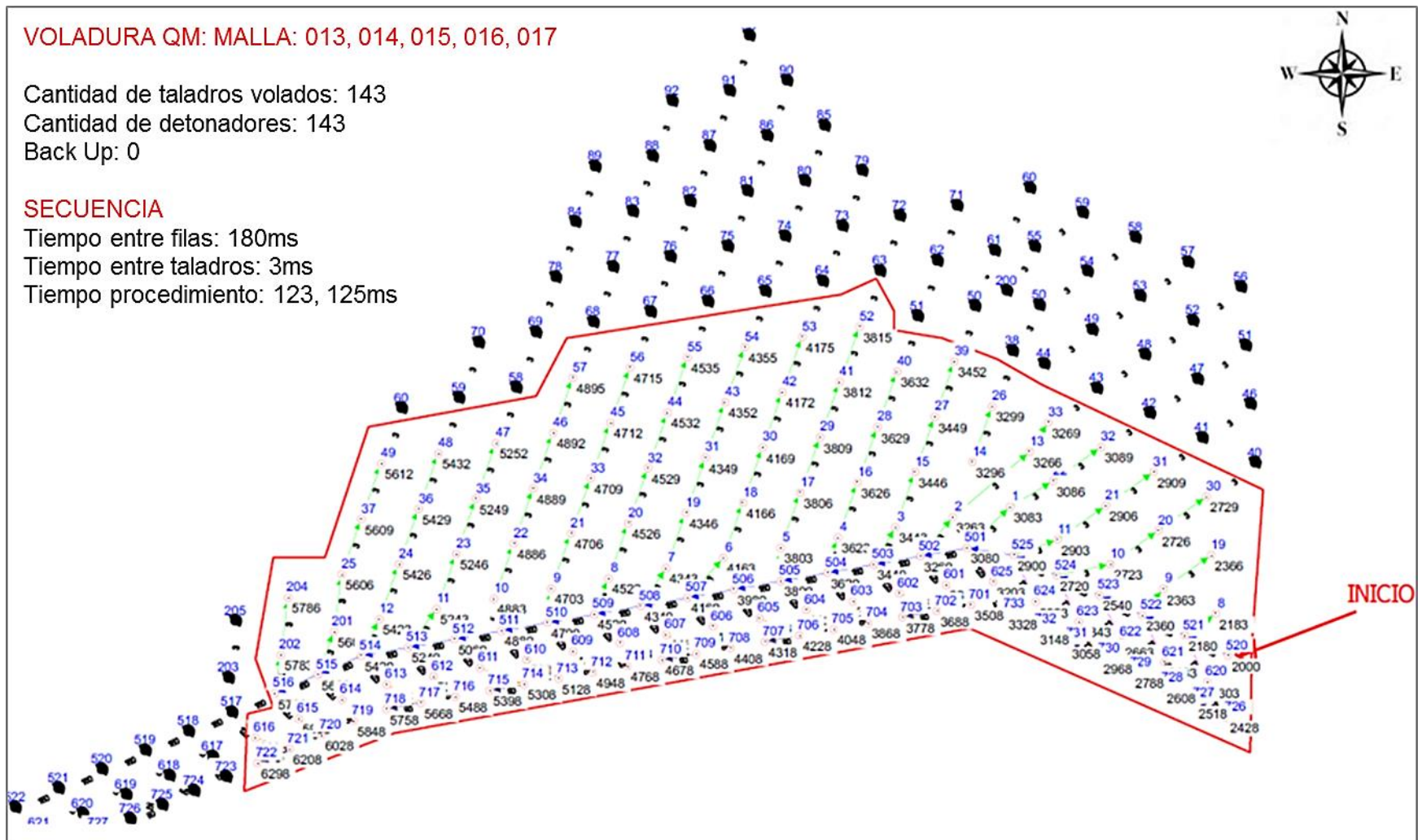


Figura 48. Diseño de tiempos para el proyecto. El sistema de iniciación es el electrónico DighiShot tiempo entre filas: 180 ms, tiempo entre taladros: 3 ms y tiempo en procedimiento 123 y 125 ms.

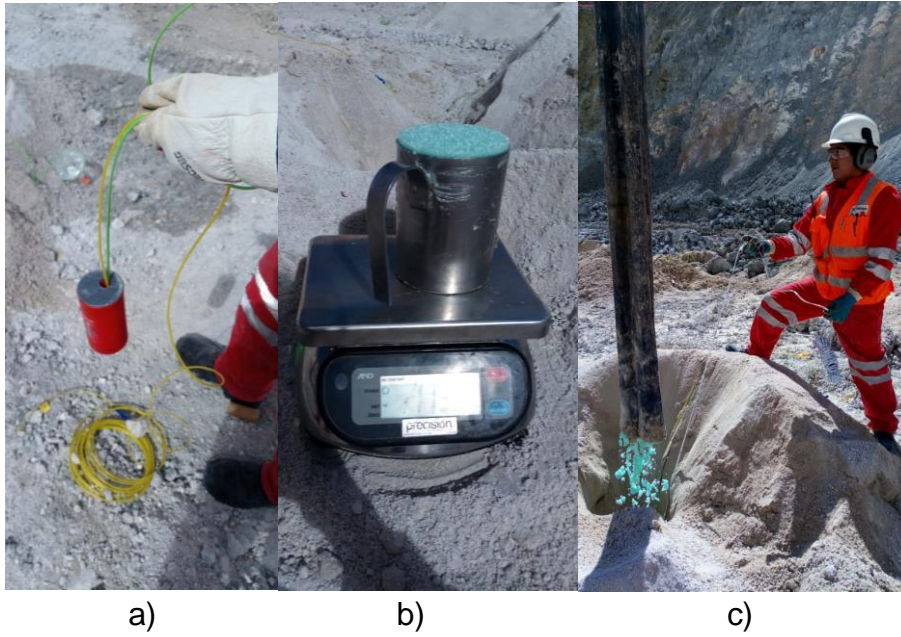


Foto 9. Proceso de carguío de taladros en campo. a) Primado (booster, detonador electrónico y pirotécnico). b) Control de la densidad de la mezcla explosiva en campo. c) Carguío de la mezcla explosiva y control de la carga lineal (winchado).



Foto 10. Proceso del disparo. El análisis del video del disparo es importante para el control en voladura de rocas; nos permite identificar posibles tiros quedados, eyección de rocas y presencia de humos nitrosos (humos naranjas ( $\text{NO}_{2,3}$ )) por un inadecuado balance de oxígeno en la mezcla explosiva. Inicio de la detonación.



Foto 11. Proceso del disparo. El análisis del video del disparo es importante para el control en voladura de rocas; nos permite identificar posibles tiros quedados, eyección de rocas y presencia de humos nitrosos (humos naranjas ( $\text{NO}_{2,3}$ )) por un inadecuado balance de oxígeno en la mezcla explosiva. Fin de la detonación. No se observa presencia de flyrock ni humos tóxicos.

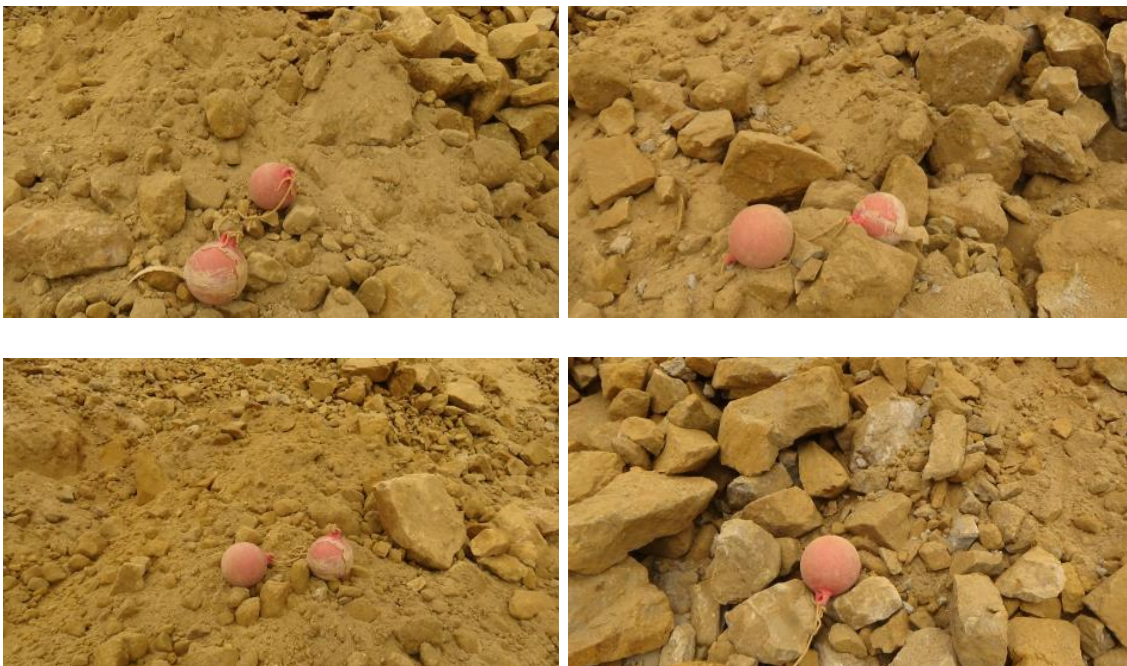


Foto 12. Fotografías para el análisis granulométrico. El parámetro más importante en el control de voladura en la granulometría de las rocas voladas, mediante la cual se califica el disparo principalmente como bueno o malo. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas.

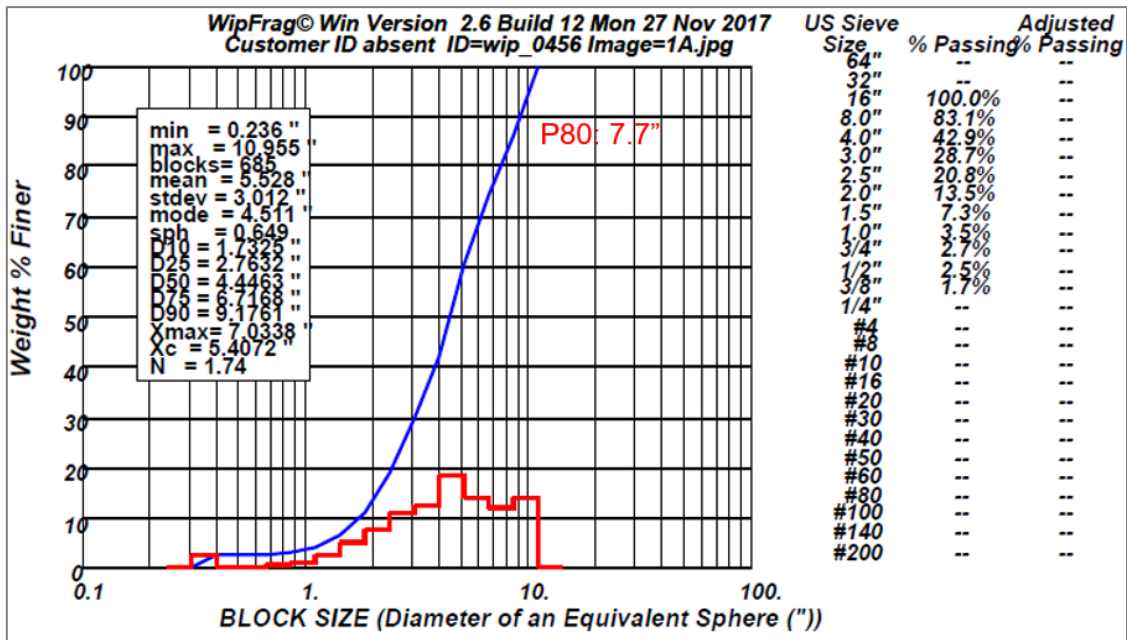


Figura 49. Granulometría post voladura, prueba realizada 27/11/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 7.7 pulgadas y un índice de uniformidad de 1,74, lo que nos indica el material es moderadamente homogéneo.



Foto 13. Esponjamiento post voladura. El esponjamiento también es importante para la voladura; los equipos de carguío están diseñados para pilas de material con una altura determinada, en Yanacocha se reporta el esponjamiento del material volado. En la imagen se muestra buen esponjamiento del material.

- PRUEBA N°2.

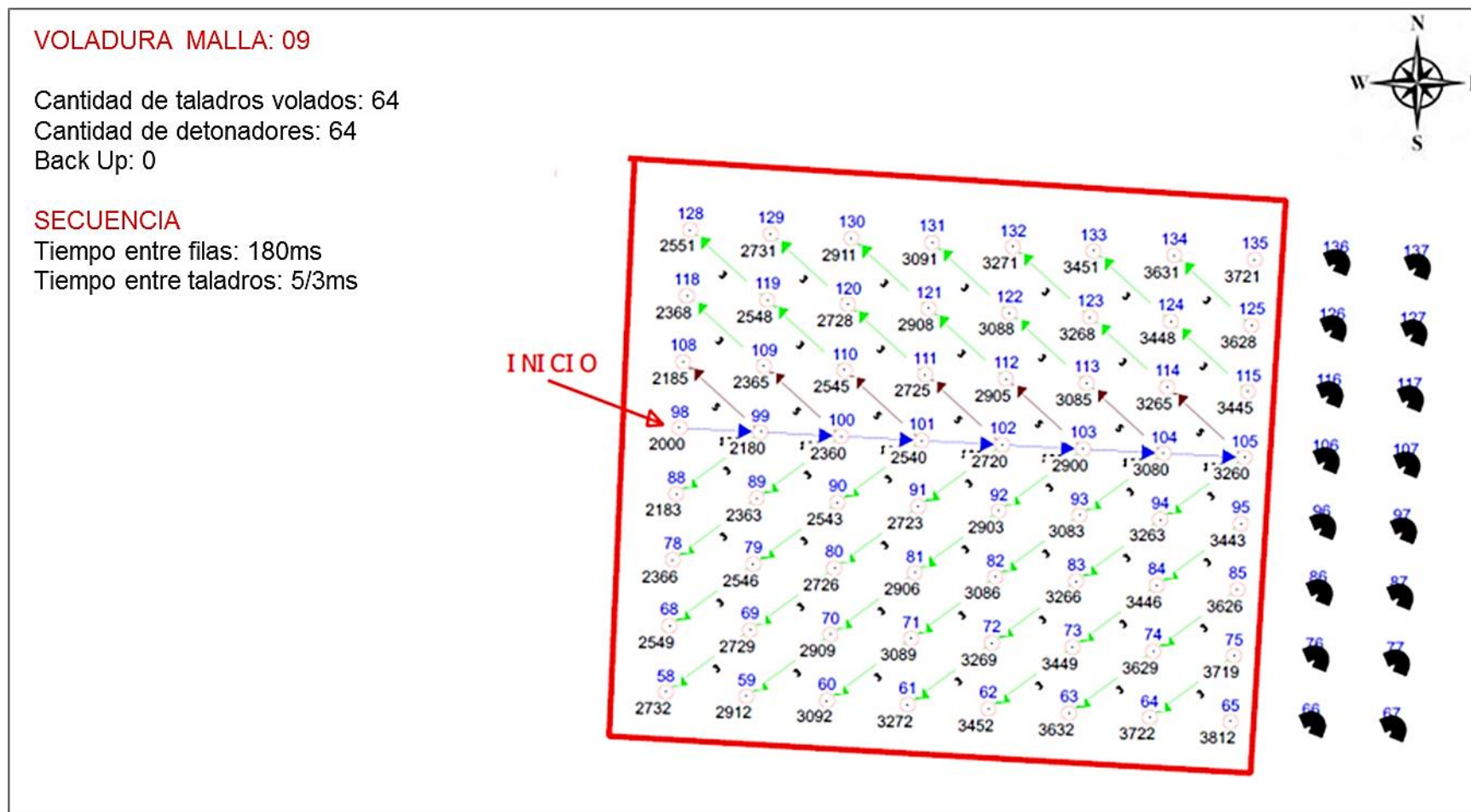


Figura 50. Diseño de tiempos. El sistema de iniciación es el electrónico DighiShot tiempo entre filas: 180 ms, tiempo entre taladros: 3 ms y tiempo en procedimiento 123 y 125 ms.



a)



b)

Foto 14. Proceso del disparo. a) inicio de la detonación. b) fin de la detonación. El video muestra insignificante eyección de rocas (flyrock), también no se observa presencia de humos naranjas lo que nos indica que las calibraciones de los camiones cargadores de explosivo están actualizadas.





Foto 15. Esponjamiento post voladura. En la imagen se muestra buen esponjamiento del material.



a)



b)

Foto 16. Fotografías para el análisis granulométrico. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas. Las fotos a) y b) muestra la granulometría del material volado.

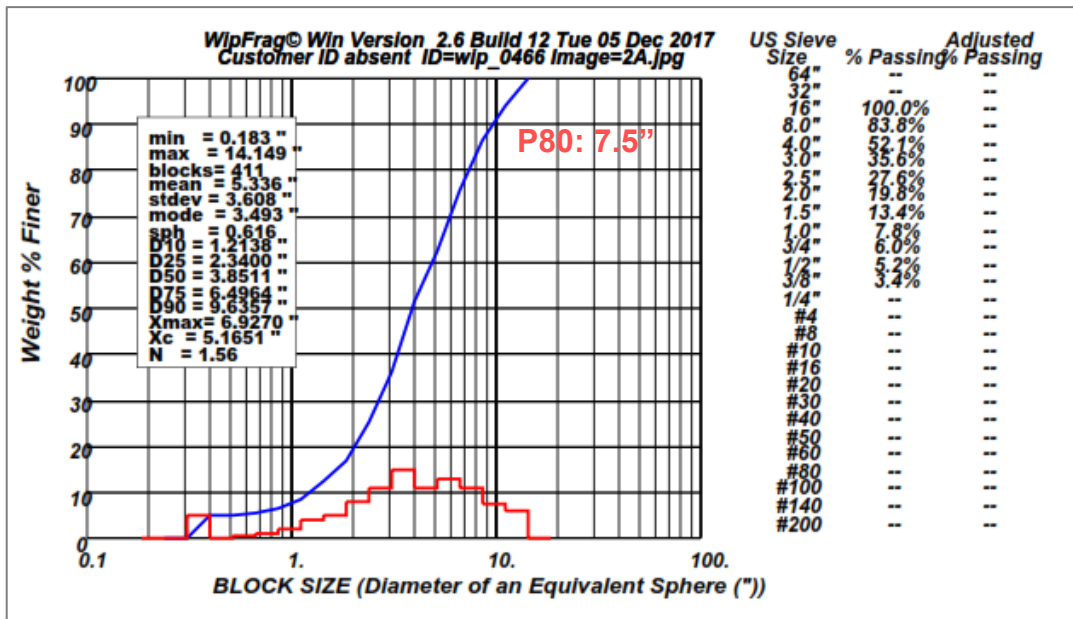


Figura 51. Granulometría post voladura prueba realizada 05/12/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 7.5 pulgadas y un índice de uniformidad de 1.56, lo que nos indica el material es regularmente homogéneo.

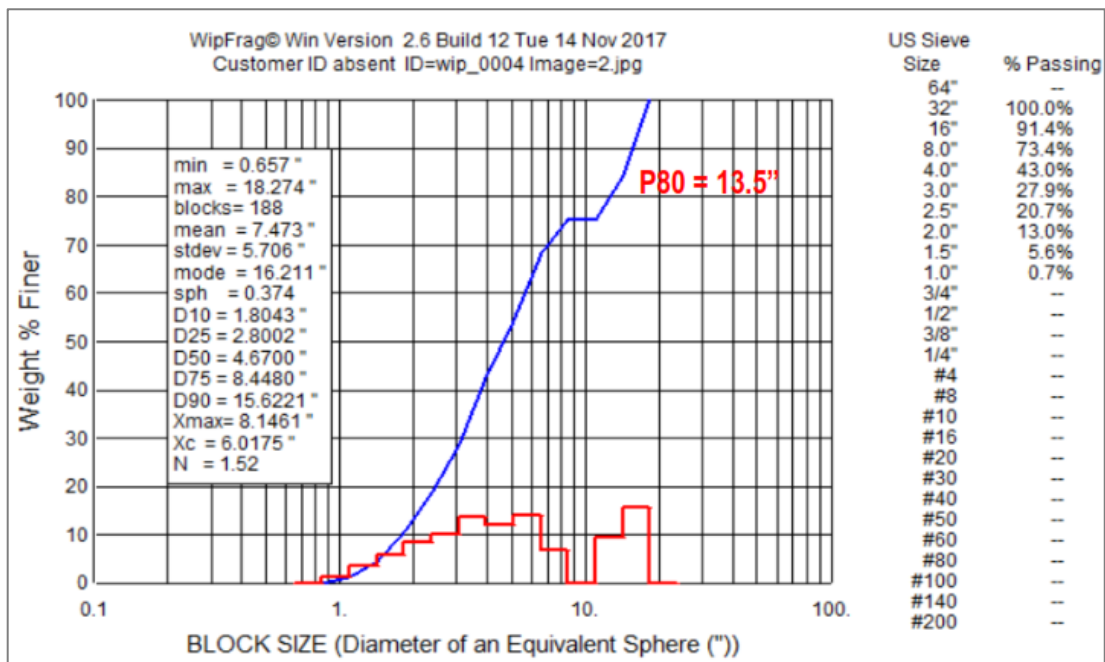


Figura 52. Granulometría post voladura prueba realizada 14/11/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 13.5 pulgadas y un índice de uniformidad de 1.52, lo que nos indica el material es regularmente homogéneo.



Foto 17. Granulometría post voladura prueba realizada 14/11/2017. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas. Se observa grandes bloques de roca.

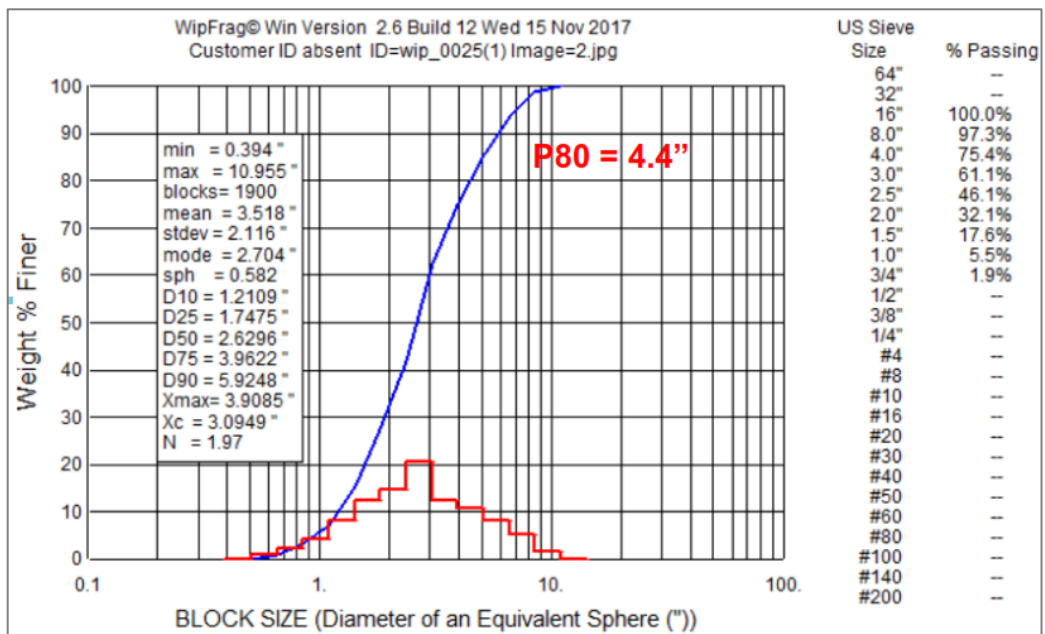


Figura 53. Granulometría post voladura prueba realizada 15/11/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 4.4 pulgadas y un índice de uniformidad de 1.97, lo que nos indica el material es homogéneo.



Foto 18. Granulometría post voladura prueba realizada 15/11/2017. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas. Se observa pequeños bloques de roca y presencia de zonas con material fino.

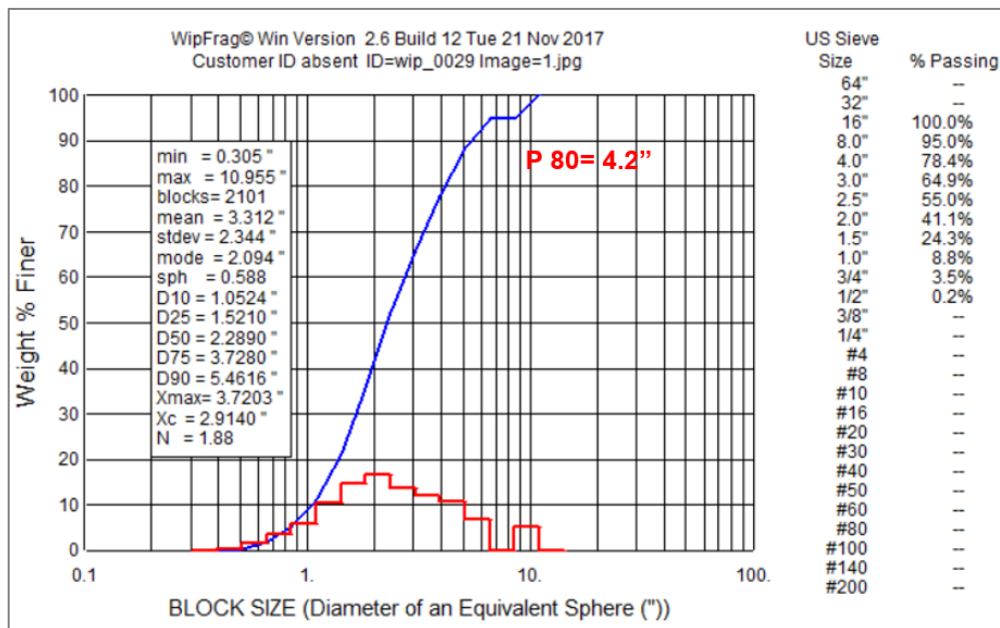


Figura 54. Granulometría post voladura prueba realizada 21/11/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 4.2 pulgadas y un índice de uniformidad de 1.88, lo que nos indica el material es homogéneo.



Foto 19. Granulometría post voladura prueba realizada 21/11/2017. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas. Se observa pequeños bloques de roca.

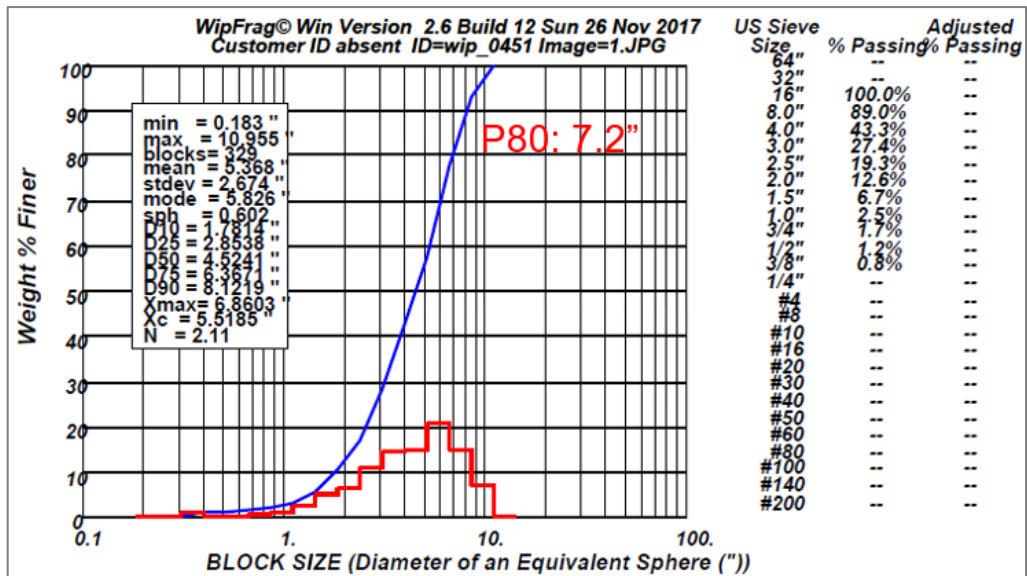


Figura 55. Granulometría post voladura prueba realizada 26/11/2017. El análisis de la granulometría mediante el software WipFrag 2.6 muestra un p80 de 7.2 pulgadas y un índice de uniformidad de 2.11, lo que nos indica el material es homogéneo.



Foto 20. Granulometría post voladura prueba realizada 26/11/2017. Diámetro de las esferas es 9.8 pulgadas. Se observa medianos bloques de roca.

Tabla 21. Reporte de carguío en el Proyecto Quecher Main.

Dig Rate	Turno	Camión	Shovelsize	Polígono	Flota camión	Tonelaje	Cargador	Carga	Destino	Descarga
2167.760059	A	HT115	15	QM4020C102/D	Cat 793C	230.729	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2360.769293	A	HT133	15	QM4020C102/D	Cat 793C	229.5	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2432.727368	A	HT113	15	QM4020C102/D	Cat 793C	227.14	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2077.128767	A	HT152	15	QM4020C102/D	Cat 793C	230.729	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2060.326147	A	HT152	15	QM4020C102/D	Cat 793C	228.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2139.418669	A	HT105	15	QM4020C102/D	Cat 793C	229.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2237.493097	A	HT142	15	QM4020C102/D	Cat 793C	227.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2092.668384	A	HT121	15	QM4020C102/D	Cat 793C	230.729	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
1860.665237	A	HT138	15	QM4020C102/D	Cat 793C	228.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
1911.526246	A	HT110	15	QM4020C102/D	Cat 793C	227.5	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2873.846234	A	HT120	15	QM4020C103/D	Cat 793C	234.8	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2542.909157	A	HT143	15	QM4020C103/D	Cat 793C	235.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2664.000007	A	HT137	15	QM4020C103/D	Cat 793C	234.1	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2797.600063	A	HT136	15	QM4020C103/D	Cat 793C	234.8	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2806.555257	A	HT147	15	QM4020C103/D	Cat 793C	235.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2746.189315	A	HT110	15	QM4020C103/D	Cat 793C	233.5	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2664.000007	A	HT123	15	QM4020C103/D	Cat 793C	235.1	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA

Dig Rate	Turno	Camión	Shovelsize	Polígono	Flota camión	Tonelaje	Cargador	Carga	Destino	Descarga
2797.600063	A	HT146	15	QM4020C103/D	Cat 793C	236.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2936.555257	A	HT128	15	QM4020C103/D	Cat 793C	235.729	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2346.189315	B	HT119	15	QM4020C106/D	Cat 793C	234.639	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2864.027379	B	HT133	15	QM4020C106/D	Cat 793C	233.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2697.200073	B	HT109	15	QM4020C106/D	Cat 793C	230.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2551.344334	B	HT110	15	QM4020C106/D	Cat 793C	234.14	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2236.236372	B	HT120	15	QM4020C106/D	Cat 793C	235.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2348.359985	B	HT128	15	QM4020C106/D	Cat 793C	234	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2428.352112	B	HT136	15	QM4020C106/D	Cat 793C	234.8	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2581.92811	B	HT107	15	QM4020C106/D	Cat 793C	235.729	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2806.285211	B	HT105	15	QM4020C106/D	Cat 793C	234.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2301.81427	B	HT128	15	QM4020C103/D	Cat 793C	234.639	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2262.312888	B	HT124	15	QM4020C103/D	Cat 793C	233.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2184.229837	B	HT141	15	QM4020C103/D	Cat 793C	234.729	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2657.884651	A	HT152	15	QM4020C103/D	Cat 793C	233.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2694.084869	A	HT146	15	QM4020C103/D	Cat 793C	234.335	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2558.779014	A	HT133	15	QM4020C103/D	Cat 793C	234.639	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
2802.208677	A	HT122	15	QM4020C103/D	Cat 793C	232.739	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA



Dig Rate	Turno	Camión	Shovelsize	Polígono	Flota camión	Tonelaje	Cargador	Carga	Destino	Descarga
2371.436222	A	HT107	15	QM4020C103/D	Cat 793C	233.729	Hit 2500	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
4740.448189	A	HT141	29	QM4020C105/D	Cat 793C	234	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5246.274516	A	HT152	29	QM4020C105/D	Cat 793C	234.639	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
4723.823975	A	HT128	29	QM4020C105/D	Cat 793C	235.729	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5602.050914	A	HT146	29	QM4020C105/D	Cat 793C	234.729	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5295.50793	A	HT150	29	QM4020C105/D	Cat 793C	234	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5102.919132	A	HT119	29	QM4020C105/D	Cat 793C	234.639	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
4760.093125	A	HT122	29	QM4020C105/D	Cat 793C	233.729	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
4879.232148	A	HT154	29	QM4020C105/D	Cat 793C	234	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
4709.281055	A	HT119	29	QM4020C105/D	Cat 793C	234.639	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5189.238959	A	HT150	29	QM4020C105/D	Cat 793C	234.729	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5225.568633	A	HT122	29	QM4020C106/D	Cat 793C	235.5	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5293.841577	A	HT150	29	QM4020C106/D	Cat 793C	234	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
4951.470947	A	HT119	29	QM4020C106/D	Cat 793C	234.639	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
4772.59392	A	HT123	29	QM4020C106/D	Cat 793C	233.5	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5293.841577	A	HT117	29	QM4020C106/D	Cat 793C	234	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5063.810512	A	HT119	29	QM4020C106/D	Cat 793C	234.739	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5149.853312	A	HT129	29	QM4020C106/D	Cat 793C	234.639	Hit 5500- EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA

<b>Dig Rate</b>	<b>Turno</b>	<b>Camión</b>	<b>Shovelsize</b>	<b>Polígono</b>	<b>Flota camión</b>	<b>Tonelaje</b>	<b>Cargador</b>	<b>Carga</b>	<b>Destino</b>	<b>Descarga</b>
5214.3891	A	HT128	29	QM4020C106/D	Cat 793C	233.729	Hit 5500-EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5304.990158	A	HT117	29	QM4020C106/D	Cat 793C	234.739	Hit 5500-EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5262.206821	A	HT119	29	QM4020C106/D	Cat 793C	234.74	Hit 5500-EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA
5170.775495	A	HT129	29	QM4020C106/D	Cat 793C	235.729	Hit 5500-EX	QUECHER MAIN	Botadero	CHAQUICOCHA

Fuente: Reporte Interno Operaciones Mina MYSRL, (2017).

La tabla 21 muestra los rendimientos de carguío y acarreo en los polígonos de pruebas. Cabe mencionar que este valor depende directamente de la densidad y cohesión del material, calidad de la voladura, habilidad del operador, entre otros factores que afectan el dig rate de los equipos.

N.M.

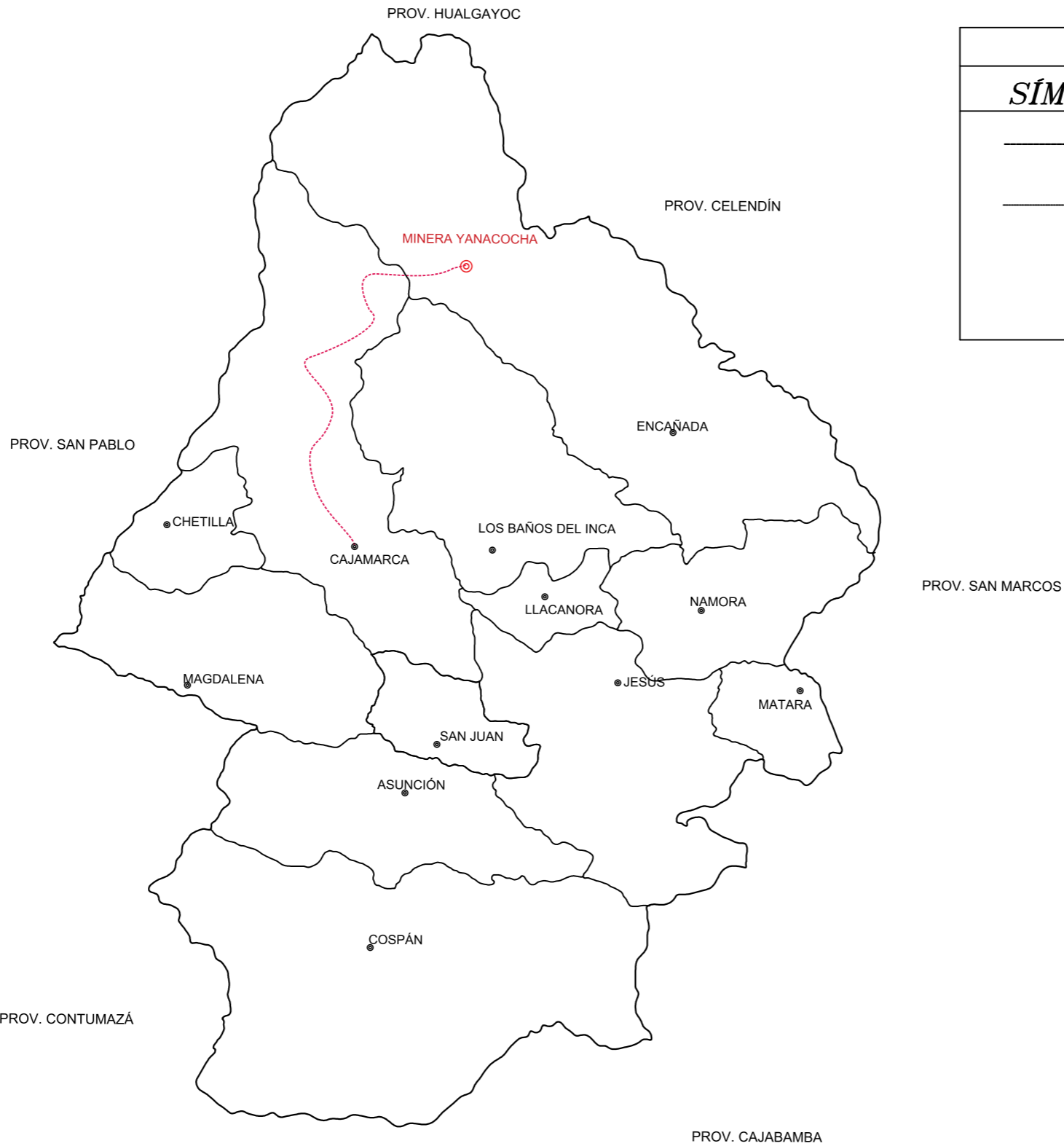
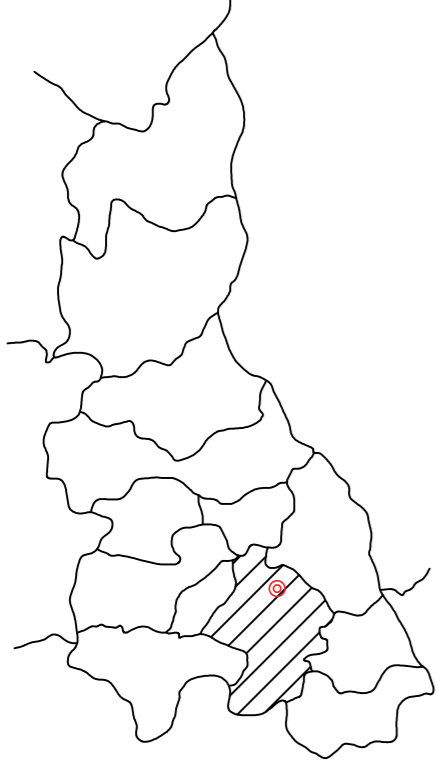


# PROVINCIA DE CAJAMARCA

## UBICACIÓN EN EL PAÍS



## UBICACIÓN EN EL DPTO.

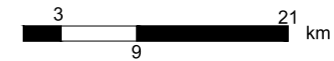



FUENTE: MAPA POLÍTICO DEL PERÚ - INEI

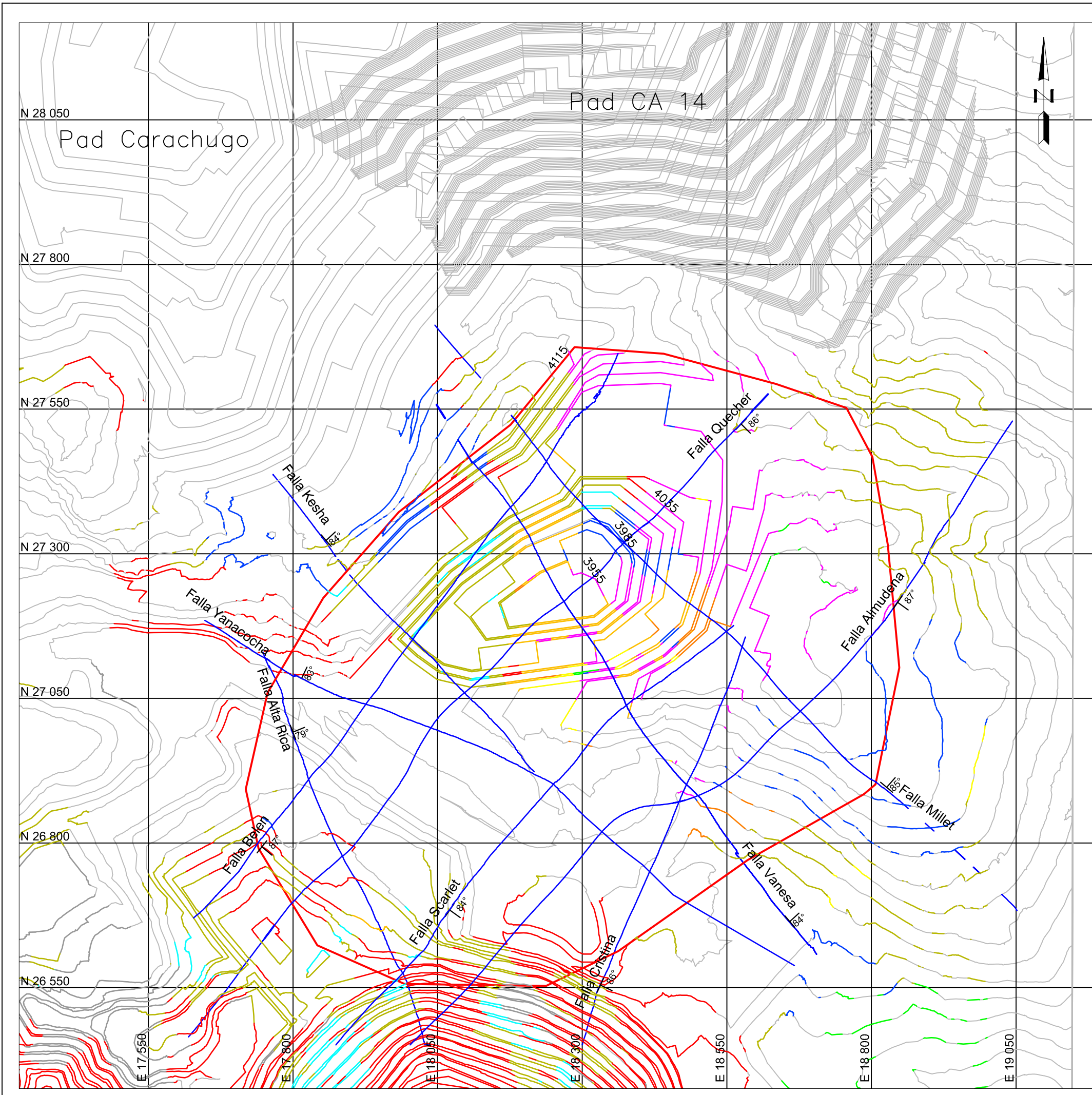
## LEYENDA

SÍMBOLO	DESCRIPCIÓN
	LÍMITE PROVINCIAL
	LÍMITE DISTRITAL
	MINERA YANACOCCHA
	CAPITAL DE DISTRITO

## ESCALA

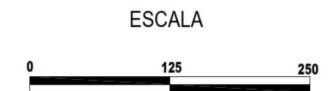


 <b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA</b> FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS			
TESIS PROFESIONAL: DETERMINACIÓN DEL FACTOR DE CARGA MEDIANTE PARÁMETROS OPERATIVOS Y GEOMECÁNICOS PARA EL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS - MINERA YANACOCCHA 2017.			
PLANO:	UBICACIÓN	ESCALA:	1/600 000
TESISTA:	Román Delgado Vásquez		
ASESOR:	ING. Roberto Severino Gonzales Yana		
SISTEMA:	UTM-WGS84	FECHA:	Noviembre del 2019
			<b>P-01</b>

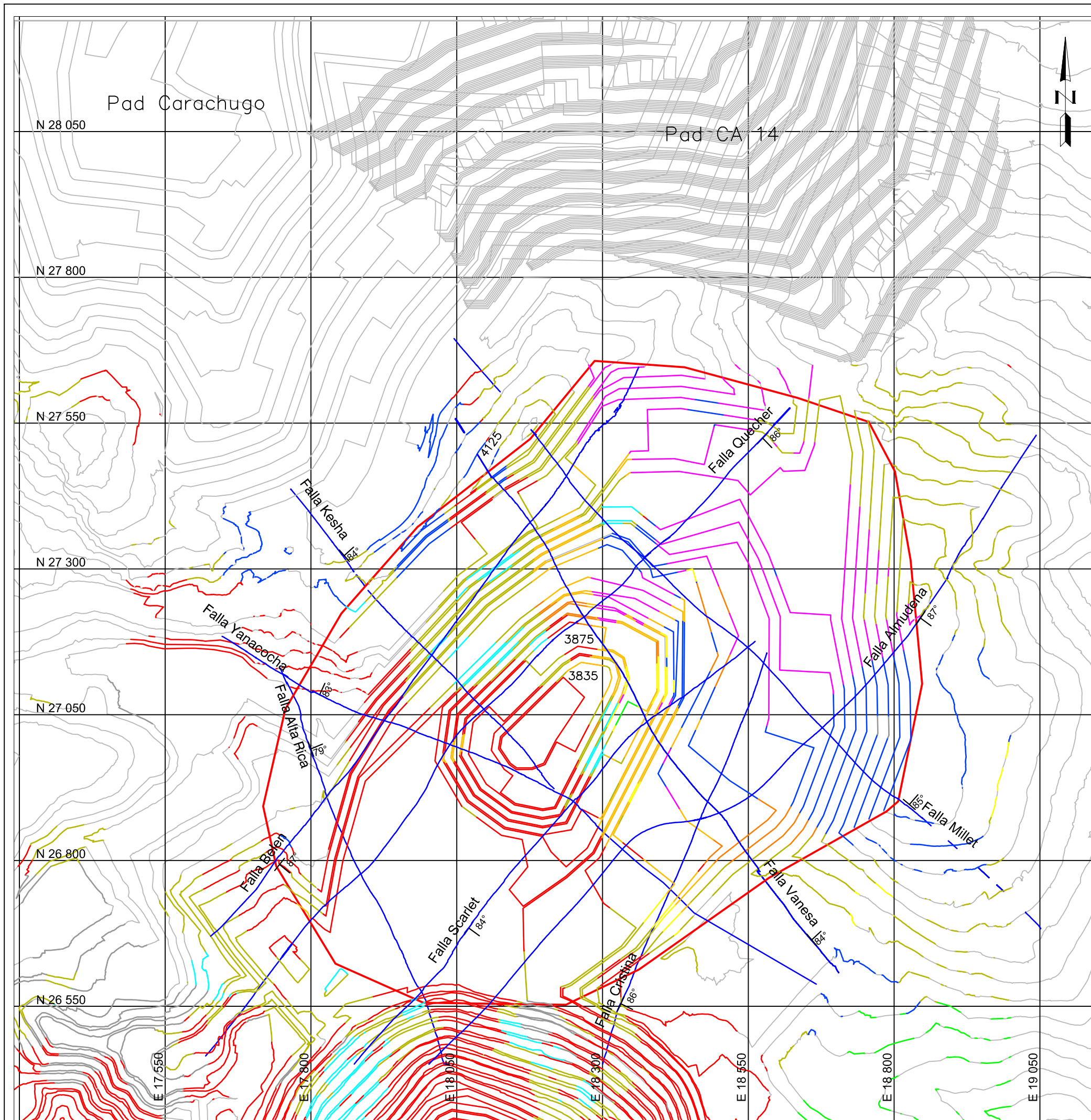


**LEYENDA:**

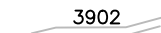









-  3902 Diseño\_tajo fase 1 (qm\_phase1\_s10.DIG)
-  Sílice Masiva
-  Sílice Alunita 1
-  Sílice Alunita 2
-  Sílice Granular 2
-  Sílice Granular 3
-  Propilítico
-  Sílice Vuggy
-  Sílice Clay 1
-  Sílice Clay 2
-  Sílice Clay 3
-  Fallas
-  Límites de Diseño de Tajo (s114d\_SFv8\_s10.dig)

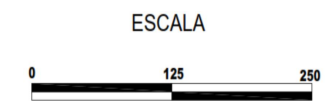


 <b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA</b> FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS	
TESIS PROFESIONAL: DETERMINACIÓN DEL FACTOR DE CARGA MEDIANTE PARÁMETROS OPERATIVOS Y GEOMECÁNICOS PARA EL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS - MINERA YANACOCHA 2017.	
PLANO: ALTERACIONES HIDROTERMALES FASE 1	ESCALA: 1/7 000
TESISISTA: Román Delgado Vásquez	
DOCENTE: ING. Roberto Severino Gonzales Yana	
SISTEMA: UTM-WGS84	FECHA: Noviembre del 2019
P-02	

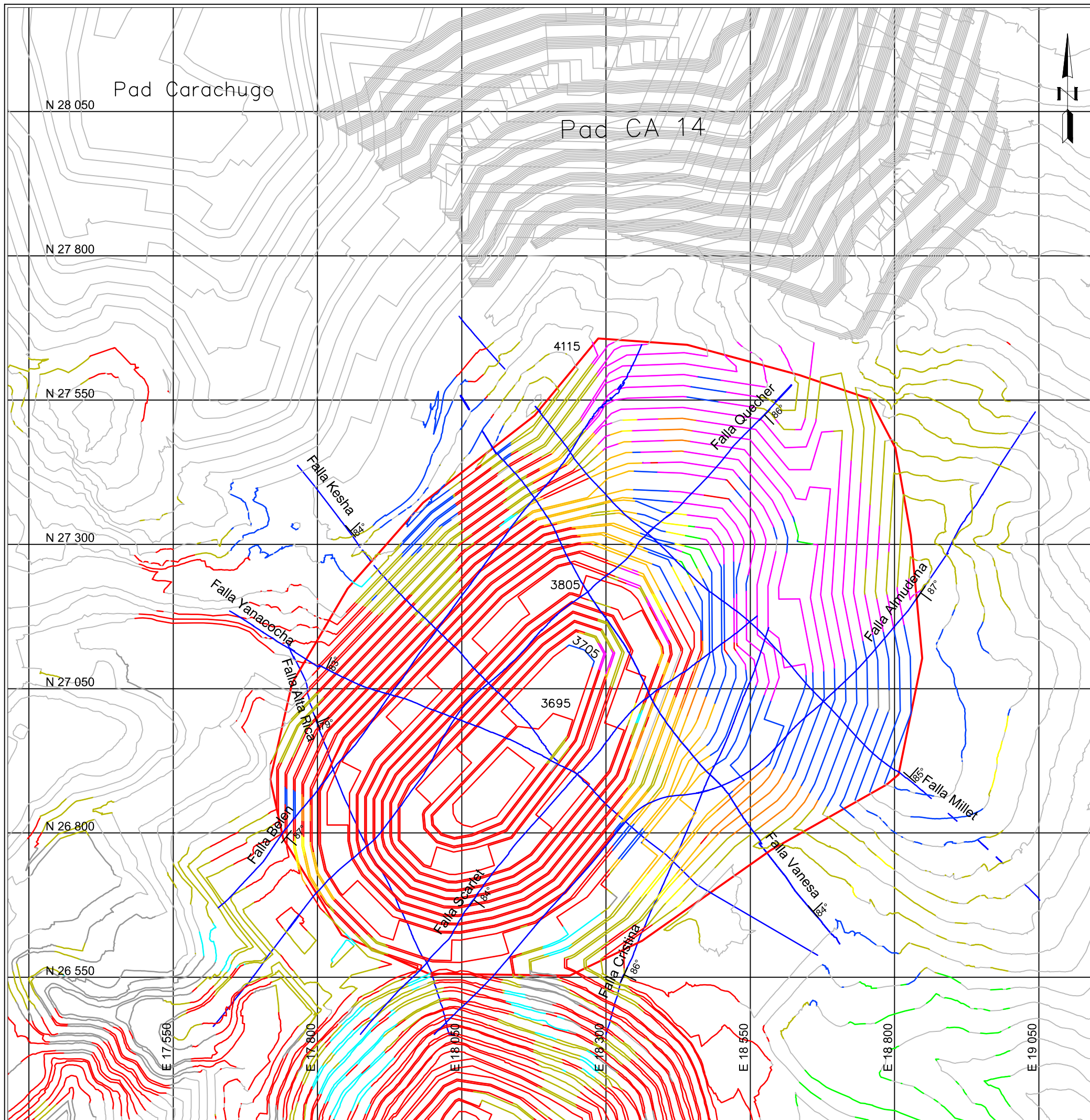


**LEYENDA:**


-  3902 Diseño\_tajo fase 2 (qm\_phase2\_s10.DIG)
-  Sílice Masiva
-  Sílice Alunita 1
-  Sílice Alunita 2
-  Sílice Granular 2
-  Sílice Granular 3
-  Propilítico
-  Sílice Vuggy
-  Sílice Clay 1
-  Sílice Clay 2
-  Fallas
-  Límites de Diseño de Tajo (s114d\_SFv8\_s10.dig)

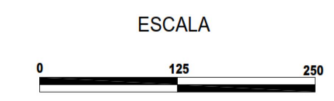


 <b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA</b> FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
TESIS PROFESIONAL: DETERMINACIÓN DEL FACTOR DE CARGA MEDIANTE PARÁMETROS OPERATIVOS Y GEOMECÁNICOS PARA EL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS - MINERA YANACOCHA 2017.		
PLANO: ALTERACIONES HIDROTÉRMICAS FASE 2	ESCALA: 1/7 000	
TESISTA: Román Delgado Vásquez	<b>P-03</b>	
DOCENTE: ING. Roberto Severino Gonzales Yana		
SISTEMA: UTM-WGS84		

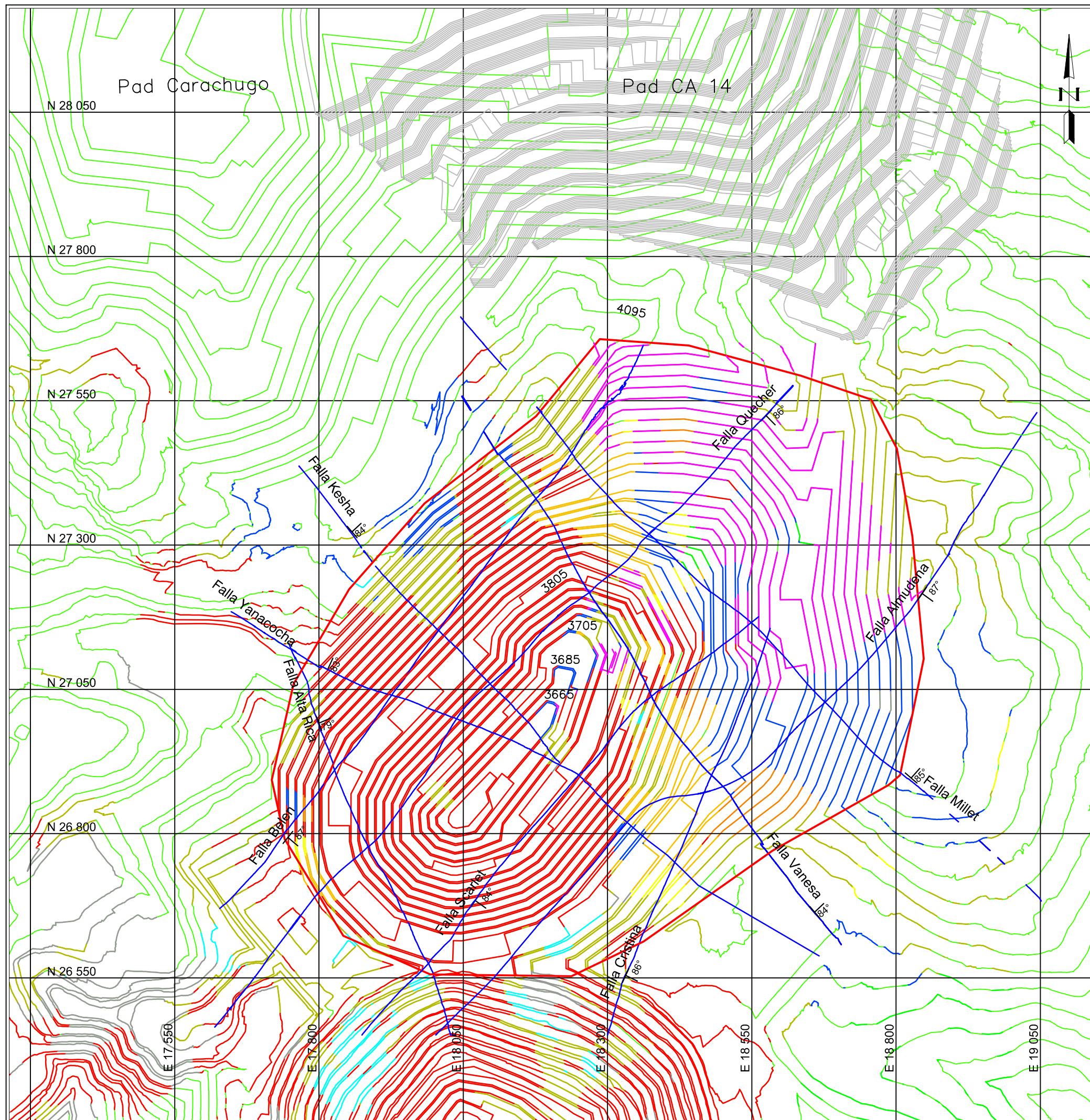


**LEYENDA:**

-  3902 Diseño\_tajo fase 3 (qm\_phase3\_s10.DIG)
-  Sílice Masiva
-  Sílice Alunita 1
-  Sílice Alunita 2
-  Sílice Granular 2
-  Sílice Granular 3
-  Propilítico
-  Sílice Vuggy
-  Sílice Clay 1
-  Sílice Clay 2
-  Sílice Clay 3
-  Fallas
-  Límites de Diseño de Tajo (s114d\_SFv8\_s10.dig)



 <b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA</b> FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
TESIS PROFESIONAL: DETERMINACIÓN DEL FACTOR DE CARGA MEDIANTE PARÁMETROS OPERATIVOS Y GEOMECÁNICOS PARA EL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS - MINERA YANACOCHA 2017.		
PLANO: ALTERACIONES HIDROTERMALES FASE 3		ESCALA: 1/7 000
TESISTA: Román Delgado Vásquez		P-04
DOCENTE: ING. Roberto Severino Gonzales Yana		
SISTEMA: UTM-WGS84	FECHA: Noviembre del 2019	

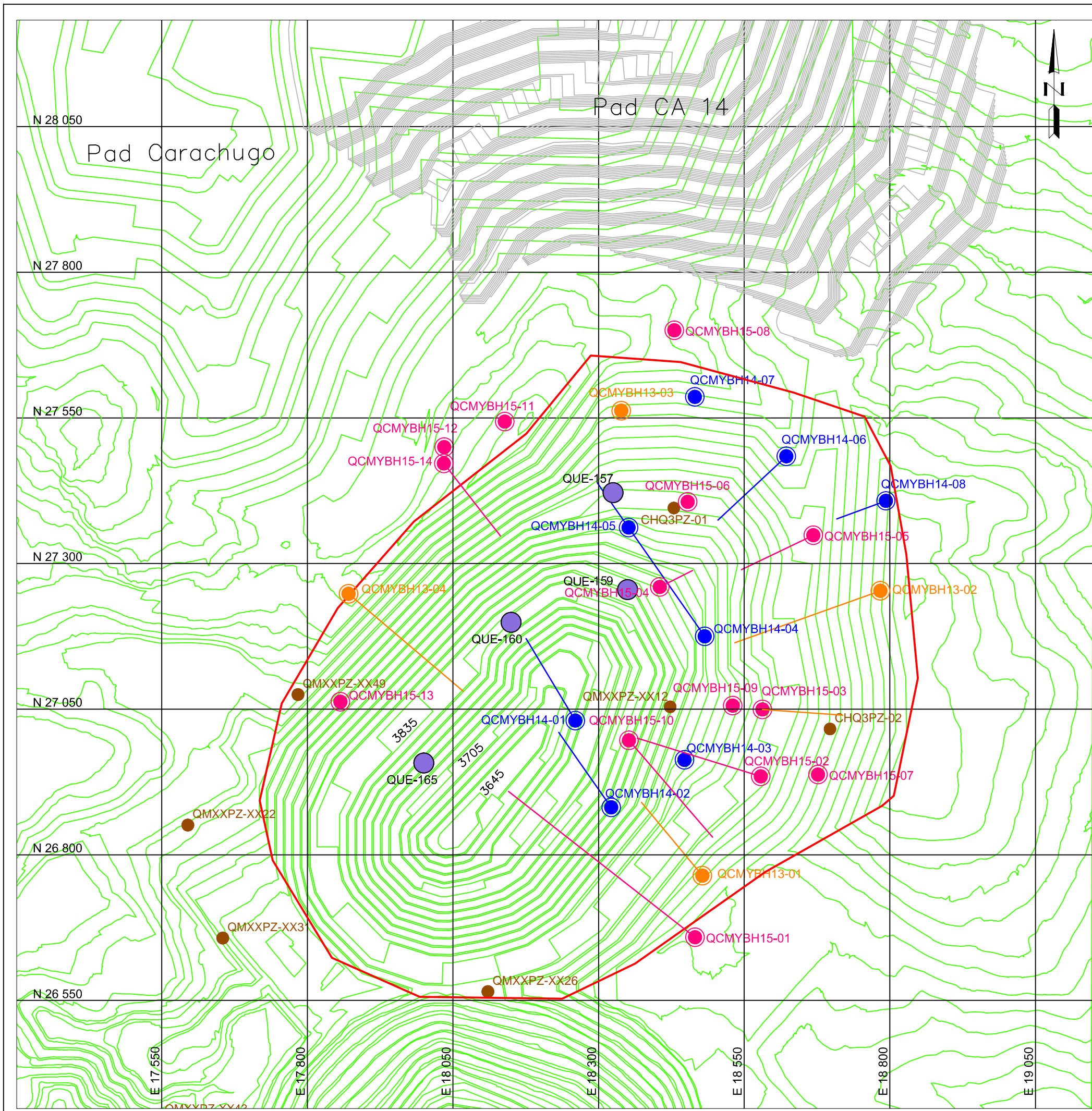


**LEYENDA:**

- 3902 Diseño\_final de tajo (s114d\_SFv8\_s10.dig)
- Sílice Masiva
- Sílice Alunita 1
- Sílice Alunita 2
- Sílice Granular 2
- Sílice Granular 3
- Propilítico
- Sílice Vuggy
- Sílice Clay 1
- Sílice Clay 2
- Sílice Clay 3
- Fallas
- Límites de Diseño de Tajo (s114d\_SFv8\_s10.dig)

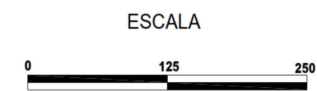


<b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA</b> FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
TESIS PROFESIONAL: DETERMINACIÓN DEL FACTOR DE CARGA MEDIANTE PARÁMETROS OPERATIVOS Y GEOMECÁNICOS PARA EL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS - MINERA YANACOCHA 2017.		
PLANO: ALTERACIONES HIDROTÉRMICAS FASE FINAL	ESCALA: 1/7 000	
TESISTA: Román Delgado Vásquez		P-05
DOCENTE: ING. Roberto Severino Gonzales Yana		
SISTEMA: UTM-WGS84	FECHA: Noviembre del 2019	



**LEYENDA:**

-  3902 Diseño\_final de tajo (s114d\_SFv8\_s10.dig)
-  Límites de Diseño de Tajo
-  Taladros Geotécnicos 2015
-  Taladros Geotécnicos 2014
-  Taladros Geotécnicos 2013
-  Taladros Hidrogeológicos
-  Taladros Geológicos con Logueo Geotécnico



 <b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA</b> FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
TESIS PROFESIONAL: DETERMINACIÓN DEL FACTOR DE CARGA MEDIANTE PARÁMETROS OPERATIVOS Y GEOMECÁNICOS PARA EL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS - MINERA YANACOCHA 2017.		
PLANO: INVESTIGACIÓN GEOTECNICA	ESCALA: 1/7 000	<b>P-06</b>
TESISTA: Román Delgado Vásquez		
DOCENTE: ING. Roberto Severino Gonzales Yana		
SISTEMA: UTM-WGS84	FECHA: Noviembre del 2019	



Cajamarca, 12 de Noviembre del 2019

Sr. MCs. Tarsicio B. Valderrama Soriano.

Director Académico Profesional de Ingeniería de Minas.

Presente.-

De nuestra consideración:

Sirva la presente para saludarlo y manifestarle nuestro agradecimiento a nombre de Minera Yanacocha por habernos considerado como una opción para el desarrollo y crecimiento profesional de sus estudiantes.

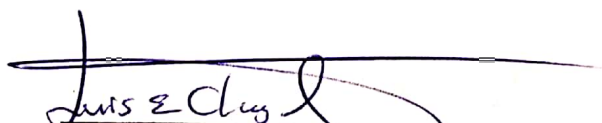
Respecto a su solicitud de uso información para la realización de la Tesis profesional denominada "Determinación del factor de carga mediante parámetros operativos y geomecánicos para el proceso de voladura de rocas – Minera Yanacocha 2017" presentada por el ex alumno de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas Román Delgado Vásquez, identificado con DNI N°76681388.

En tal sentido, queremos aprovechar la oportunidad para precisarles que la información brindada para el desarrollo de la tesis antes mencionada tiene el carácter de privilegiado o confidencial, por lo que deberá ser utilizada únicamente para fines académicos, debiéndose guardar la reserva correspondiente, salvo del acto público de sustentación. Asimismo, desde ya hacemos notar que la publicación o divulgación por cualquier medio de la tesis, en tanto maneja información que nos es privativa, requerirá el consentimiento escrito y expreso de Minera Yanacocha S.R.L. para lo cual el tesista suscribió con nuestra empresa el compromiso correspondiente conforme a nuestros formatos.

De igual forma quisiéramos confirmar nuestra autorización para la utilización de la información en la tesis antes indicada, tomando en cuenta para ello las limitaciones anteriormente expresadas en el presente documento y en los formatos de confidencialidad que fueron firmados por el tesista.

Finalmente queremos reiterarle nuestro agradecimiento por su interés en considerarnos como parte de sus opciones de colaboración con la formación de sus estudiantes, y le extendemos nuestros deseos de éxito y consideración.

Atentamente.

  
**Luis Enrique Chang Cavero**  
Superintendente de Asuntos Institucionales  
y Gubernamentales  
Minera Yanacocha S.R.L.