



El futuro
es de todos

Minenergía

GUÍA METODOLÓGICA
PARA EL MEJORAMIENTO
PRODUCTIVO DEL BENEFICIO
DE ORO **SIN EL USO DE MERCURIO**

**FRONTINO, ABRIAQUÍ
Y CAÑASGORDAS (ANTIOQUIA)**

SERVICIO
GEOLÓGICO
COLOMBIANO



GUÍA METODOLÓGICA
PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO
DEL BENEFICIO DE ORO
SIN EL USO DE MERCURIO

**FRONTINO, ABRIAQUÍ
Y CAÑASGORDAS (ANTIOQUIA)**

GUÍA METODOLÓGICA PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO DEL BENEFICIO DE ORO SIN EL USO DE MERCURIO. FRONTINO, ABRIAQUÍ Y CAÑASGORDAS (ANTIOQUIA)

ISBN impreso: 978-958-52794-9-0

ISBN digital: 978-958-52959-0-2



AUTORES

Supervisor del proyecto y coordinador del grupo de trabajo Cali del SGC

Jorge Iván Londoño Escobar. Ingeniero químico, MSc. en Ciencias Químicas

Grupo de Geología

Jaime Mojica Buitrago. Geólogo, experto en petrografía (responsable del grupo)

Paulo Duarte Hernández. Geólogo

Grupo de Minería

Philly Mabel Abueta. Ingeniera de minas, MSc. en Ingeniería Sanitaria y Ambiental

Grupo de Metalurgia

Fabián Andrés Ramírez Pita. Ingeniero metalúrgico (Responsable del grupo)

Gabriel Kamilo Pantoja. Ingeniero químico, MSc. en Ciencias, en Ingeniería Metalúrgica y de Materiales, DSc. en Ciencias en Ingeniería Metalúrgica y de Materiales

Grupo de Química

Verónica Ruiz Solano. Química, MSc. en Ingeniería Sanitaria y Ambiental (responsable del grupo)

Viviana Fernanda Pérez. Química (responsable de gestión de calidad)

Óscar Fernando González. Químico, MSc. en Ciencias Químicas

Liseth Irene Franco. Ingeniera sanitaria y ambiental

Estudio y evaluación financiera

Yury Marentes Laverde. Economista

EQUIPO TÉCNICO DE APOYO DEL SERVICIO GEOLÓGICO COLOMBIANO

Grupo de geología

Óscar David Cardona Sánchez. Geólogo

Julián Vélez Correa. Geólogo

Anderson Agudelo Muñoz. Pasante, estudiante de geología

Grupo de metalurgia

Silvia Natalia Fuentes Torres. Ingeniera metalúrgica

Diana Sofía Muñoz. Ingeniera química

Juan Pablo Guerrero. Pasante, estudiante de Ingeniería química

Grupo de química

Annie Alexandra Arango. Tecnóloga química

Daniel Castañeda Pinzón. Tecnólogo químico

Giovanni Andrés Alarcón. Asistente operativo

Andrés Castrillón Asistente operativo

Andrea Geseell Cadena. Pasante, estudiante de química

María Alejandra Correa. Pasante, estudiante de ingeniería sanitaria y ambiental

Diseño y diagramación

Juan Sebastián Garzón. Diseñador Industrial

Director técnico de laboratorios del SGC

Hernando Alberto Camargo. Químico, Ph.D en Química

Apoyo a la supervisión del proyecto por parte del Ministerio de Minas y Energía

Fernanda Polanía Escobar

Fotografía de portada: La imagen de portada muestra al Grupo de Geología del Servicio Geológico Colombiano entrando a la mina La Palma, en el municipio de Frontino (Antioquia). Fotografía tomada por Fabián Ramírez, Servicio Geológico Colombiano.

Las figuras o fotografías de esta Guía que no están atribuidas a fuentes externas son de los autores del libro.

**Departamento de Geociencias, Facultad de Ciencias, Universidad Nacional de Colombia. Grupo de Investigación
Caracterización Tecnológica de Minerales**

Ariel Oswaldo Cadena Sánchez

Químico. MSc. en Ciencias Químicas, Ph.D en Ciencias Químicas

Profesor Juan Carlos Molano Mendoza

Geólogo. MSc. en Geología Económica

Nathalia Marcela Guerrero Higuera

Geóloga. Especialista en Geoquímica

Miltón Julián Morales

Geólogo. MSc. en Geología

Juan Sebastián Durán

Geocientífico

Andres Felipe Moreno

Geólogo

Grupo Técnico de la Facultad de Geología de la Universidad de Caldas, Proyecto Geometalúrgico

Sergio José Castro

Ingeniero de Minas y Metalurgia. Esp. en Técnicas Mineras. MSc. Ingeniería de materiales y Procesos

Luz Mary Toro Toro

Ingeniera Geóloga. Esp. en Sensores Remotos Aplicados Geología. MSc. en Ciencias – Geología. MSc. Educación

Mauricio Alvarán Echeverri

MSc. en Ciencias – Geología. Especialista en Sismología. Especialista en Docencia Universitaria

Diego Germán Loaiza García

Geólogo. Candidato a magíster, énfasis en yacimientos minerales

COMITÉ EDITORIAL DEL SGC

ceditorial@sgc.gov.co

Presidente

Viviana Dionicio

Integrantes

Mario Andrés Cuéllar

Gloria Prieto Rincón

Marta Calvache Velasco

Hernán Olaya Dávila

Humberto Andrés Fuenzalida

Hernando Camargo

Margarita Bravo Guerrero

Virgilio Amaris Ibañez

Teresa Duque

Julián Escallón

Armando Espinosa

Juan Guillermo Ramírez

Manuel Hernando Romero

DISTRITO MINERO DE FRONTINO, ABRIAQUÍ Y CAÑASGORDAS (ANTIOQUIA)

Impresión

Imprenta Nacional de Colombia Primera edición. Bogotá, Colombia, 2020

Citación: Londoño, J., Mojica, J., Duarte, P., Abueta, F., Ramírez, F., Pantoja, G., Ruíz, V., Pérez, V., González, O., Franco, L. y Marentes, Y. (2020). *Guía metodológica para el mejoramiento productivo del beneficio de oro sin el uso de mercurio. Frontino, Abriaquí y Cañasgordas (Antioquia)*. Servicio Geológico Colombiano. <https://doi.org/10.32685/9789585295902>.

GUÍA METODOLÓGICA PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO DEL BENEFICIO DE ORO SIN EL USO DE MERCURIO. **FRONTINO, ABRIAQUÍ Y CAÑASGORDAS (ANTIOQUIA)**

Este documento se ha elaborado en el marco del proyecto “Caracterización geometalúrgica y geoambiental de materiales de origen geológico” del SGC, enfocado en la elaboración de guías metodológicas para la eliminación del mercurio en la pequeña minería de oro, ejecutado entre el Ministerio de Minas y Energía y el Servicio Geológico Colombiano, y su propósito es la elaboración de una guía metodológica basada en la caracterización mineralógica, química, metalúrgica y ambiental de la zona minera de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas (Antioquia), aplicada al mejoramiento productivo de la extracción del oro.

Ministerio de Minas y Energía
Viceministerio de Minas
Dirección de Formalización Minera

Servicio Geológico Colombiano
Dirección de Laboratorios, Grupo de Trabajo Cali

© Servicio Geológico Colombiano

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGÍA

DIEGO MESA PUYO
Ministro de Minas y Energía

CAROLINA ROJAS HAYES
Viceministra de Minas

PABLO CÁRDENAS REY
Secretario general

SANDRA ROCÍO SANDOVAL VALDERRAMA
Directora de Formalización Minera (E)

LAURA VICTORIA BECHARA ARCINIEGAS
Oficina Asesora Jurídica

SANDRA MILENA SÁNCHEZ ZULUAGA
Supervisora del convenio

CAMILO ENRIQUE ÁLVAREZ
Grupo de Gestión Contractual

Punto de atención presencial: calle 43 n.º 57-31, CAN, Bogotá D. C., Colombia
PBX: (57) +1 2200300 / Línea gratuita nacional: 01 8000 910 180
Código postal: 111321



SERVICIO GEOLÓGICO COLOMBIANO

OSCAR PAREDES ZAPATA
Director general

HERNANDO ALBERTO CAMARGO
Director técnico de laboratorios

JHON JAIRO CORREDOR
Secretario general

RUBIELA GONZÁLEZ GONZÁLEZ
Oficina Asesora Jurídica
Grupo de Trabajo Contratos y Convenios

JORGE IVÁN LONDOÑO ESCOBAR
Supervisor del convenio

EDGAR GONZÁLEZ SANGUINO
Grupo de Trabajo Planeación

Punto de atención presencial: diagonal 53 n.º 34-53, Bogotá D. C., Colombia
PBX: (57) +1 2200200-220 0100-222 1811-222 07 97 / Línea gratuita nacional: (571) 01-8000 110842
Código postal 110842

PRESENTACIÓN

La presente *Guía metodológica para el mejoramiento productivo del beneficio del oro sin el uso del mercurio Frontino, Abriaquí y Cañasgordas (Antioquia)* hace parte de la tercera fase del estudio que aplica lo establecido en el Plan Estratégico Sectorial para la Eliminación del Uso del Mercurio, y se traduce en un aporte significativo del Servicio Geológico Colombiano a la minería en Colombia, atendiendo a un claro compromiso del Ministerio de Minas y Energía con la preservación de la salud humana y la mitigación de los impactos ambientales generados por el desarrollo de actividades mineras, en especial aquellas que no cumplen plenamente con las normas y los mandatos nacionales e internacionales, orientados a la eliminación del uso del mercurio en la actividad industrial minera.

Esta guía metodológica y la generación de conocimiento geocientífico, en general, que realiza el Servicio Geológico Colombiano se ajustan a lo preceptuado en las bases para la consolidación de una política de Estado en ciencia, tecnología e innovación (artículo 3.º de la Ley 1286 de 2009, “Por la cual se modifica la Ley 29 de 1990, se transforma a Colciencias en departamento administrativo, se fortalece el Sistema Nacional de Ciencia, Tecnología e Innovación en Colombia y se dictan otras disposiciones”), entre las que se destacan: “Incorporar la investigación científica, el desarrollo tecnológico y la innovación a los procesos productivos, para incrementar la productividad y la competitividad que requiere el aparato productivo nacional. [...] Integrar esfuerzos de los diversos sectores y actores para impulsar áreas de conocimiento estratégicas para el desarrollo del país. [...] Promover el desarrollo de estrategias regionales para el impulso de la ciencia, la tecnología y la innovación, aprovechando las potencialidades en materia de recursos naturales...”.

El Ministerio de Minas y Energía, mediante la adopción de la Política Minera Nacional, estableció claramente que “... El objetivo fundamental es que la actividad minera, en todas sus escalas, se desarrolle de forma ordenada, incluyente, competitiva y responsable”, ante lo cual el Servicio Geológico Colombiano, en los ámbitos de su competencia como entidad perteneciente al Sistema Nacional de Competitividad, Ciencia, Tecnología e Innovación, genera conocimiento geocientífico, y así hace valiosos aportes dirigidos a satisfacer la necesidad que tiene el país de contar con alternativas tecnológicas de producción más limpia en los procesos de beneficio de oro que conduzcan a la eliminación del uso del mercurio.

A lo largo de ésta guía metodológica, el lector podrá encontrar una descripción integral de los resultados del estudio, para lo cual, se incluyen capítulos como el Marco de referencia, donde se indica la situación actual de la zona minera de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas, los objetivos y el alcance de la guía; Metodología de trabajo; Aspectos geológicos, Minero, Metalúrgicos, Químico y Ambientales; Ruta metalúrgica propuesta; Estudio económico y financiero.

Vale la pena resaltar que la guía metodológica no se centra solamente en definir elementos puramente técnico-científicos, pues se ha considerado relevante y necesario realizar un análisis económico y financiero riguroso y real, con el fin de establecer la conveniencia de emprender, exitosamente, un proyecto minero y efectuar una asignación eficiente de los recursos. En el capítulo dedicado a este tema se incluyen los fundamentos metodológicos mínimamente necesarios para que el minero pueda realizar un ejercicio de planeación y evaluación financiera de la operación de la mina y de la planta de beneficio, utilizando la ruta metalúrgica propuesta en esta guía.

Oscar Paredes Zapata
Director general
Servicio Geológico Colombiano

AGRADECIMIENTOS

El Ministerio de Minas y Energía, y el Servicio Geológico Colombiano agradecen a todas las personas que realizaron aportes al desarrollo de la presente guía metodológica, quienes se mencionan en los listados de participantes, así como a los integrantes del equipo de trabajo, a la Universidad Nacional de Colombia y a la Universidad de Caldas.

Asimismo, agradecen a los mineros de la zona de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas (Antioquia) por abrir sus puertas y recibir a las instituciones para permitir la investigación, el reconocimiento y el muestreo en las diferentes minas y plantas de beneficio.

CONTENIDO

INTRODUCCIÓN

1. MARCO DE REFERENCIA	
1.1. Descripción de la situación actual	18
1.2. Descripción de la necesidad	20
1.3. Objetivos	23
1.3.1. Objetivo general	23
1.3.2. Objetivos específicos	23
1.4. Alcance	23
2. METODOLOGÍA DE TRABAJO	
2.1. Revisión bibliográfica	26
2.2. Muestreo	26
2.3. Análisis e interpretación	26
2.4. Pruebas	27
2.5. Propuesta de ruta metalúrgica	27
3. CARACTERÍSTICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO	
3.1. Municipio de Frontino (Antioquia)	30
3.2. Localización de la zona de estudio	31
3.3. Vías de acceso	32
3.4. Ubicación geográfica de las minas y plantas de beneficio para el muestreo geometalúrgico	32
3.4.1. Sector de Media Cuesta	34
3.4.2. Sector de La Antigua	35
3.4.3. Sector de Popales	36
3.4.4. Sector de El Cerro	39
3.4.5. Sector de Musinga Grande	45
3.4.6. Sector de La Clara	45
4. ASPECTOS GEOLÓGICOS	
4.1. Fundamentos teóricos: geología y yacimientos minerales	48
4.1.1. Generalidades de yacimientos auríferos	49
4.1.2. Identificación de minerales en el frente de mina	53
4.1.3. Minerales metálicos asociados a la mena	54
4.1.4. Tipos de ocurrencia de oro en la mena	55
4.2. Geología del distrito minero de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas (Antioquia)	56
4.2.1. Geología regional	56
4.2.2. Geología local	56
4.2.3. Geología estructural	62
4.2.4. Alteración hidrotermal	64
4.2.5. Metalogénesis y mineralización aurífera	65
4.2.6. Secuencia paragenética	68
4.2.7. Ocurrencia de oro en veta	68
4.2.8. Modelo metalogénico	74
4.2.9. Unidades geometalúrgicas (uGMs)	75
4.3. Análisis petrográficos de material de proceso metalúrgico	75
4.3.1. Liberación de minerales metálicos	75
4.3.2. Liberación de oro	89
4.4. Conclusiones de aspectos geológicos y mineralógicos	99
5. ASPECTOS MINEROS	
5.1. Fundamentos técnico - mineros	102
5.1.1. Etapas de un proyecto minero	102
5.1.2. Métodos de arranque	108
5.1.3. Tipos de sostenimiento	109
5.1.4. Tipos de ventilación	110
5.1.5. Carga y transporte de mineral	111
5.2. Estudio de explotaciones mineras de Frontino y Abriaquí	111

5.2.1. Metodología de trabajo:	112
5.2.2. Características de explotaciones mineras visitadas en los municipios de Frontino y Abriaquí	113
5.3. Análisis minero	119
5.3.1. Método de explotación	119
5.3.4. Aspectos minero-ambientales	131
5.4. Conclusiones en los aspectos mineros	132
6. ASPECTOS METALÚRGICOS	
6.1. Fundamentos técnicos del proceso de beneficio metalúrgico	134
6.1.1. Beneficio de minerales en planta	134
6.1.2. Proceso de conminución (trituración y molienda)	135
6.1.3. Clasificación granulométrica	140
6.1.4. Clasificación hidráulica	140
6.1.5. Concentración de minerales auríferos por gravimetría	142
6.1.6. Concentración de minerales auríferos por flotación	145
6.1.7. Cianuración	146
6.1.8. Fundición	148
6.1.9. Tratamiento de residuos sólidos en aguas	149
6.1.10. Alimentación primaria	150
6.2. Proceso de beneficio desarrollado actualmente	151
6.2.1. Sector de El Cerro-Frontino	151
6.2.2. Sector de La Antigua	153
6.3. Tenores de oro en plantas visitadas	154
6.4. Pruebas metalúrgicas de laboratorio	155
6.4.1. Propiedades físicas de los minerales de estudio	155
6.4.2. Planta de beneficio EL Apique	156
6.4.3. Planta de beneficio EL Porvenir	159
6.5. Consideraciones mineralógicas determinantes en las operaciones y procesos metalúrgicos	163
7. ASPECTOS QUÍMICOS Y AMBIENTALES	
7.1. Contribución química a la caracterización y el control de procesos metalúrgicos y ambientales	166
7.2. Fundamentos teóricos: métodos y aplicaciones químicas y ambientales	167
7.2.1. Contaminación por mercurio	167
7.2.3. Caracterización química y ambiental	170
7.3. Puntos de muestreo visitados	176
7.3.1. Municipio de Frontino, sector de El Hoyo, vereda El Cerro	176
7.3.2. Municipio de Frontino, sector de El Apique, vereda El Cerro	177
7.3.3. Municipio de Abriaquí, sector de Popales, vereda Santa Teresa	177
7.3.4. Municipio de Abriaquí, sector de El Porvenir, vereda La Antigua	178
7.3.5. Municipio de Frontino, sector de San Diego, vereda EL Cerro	178
7.3.6. Municipio de Frontino, sector de La Clarita, vereda La Clara	179
7.4. Análisis químicos y ambientales	179
7.4.1. Determinación de pH	179
7.4.2. Análisis elemental mediante fluorescencia de rayos x en materiales de cabeza	184
7.4.3. Caracterización de sedimentos activos	187
7.4.4. Caracterización de relaves	193
7.4.5. Determinación de mercurio en aguas superficiales	201
7.4.6. Determinación de cianuro en muestras líquidas	202
7.5. Resumen de resultados representativos de los análisis químicos y ambientales por sectores en el distrito minero Frontino	204
7.6. Conclusiones	208
7.7. Recomendaciones	209
8. RUTA METALÚRGICA PROPUESTA PARA LA ZONA MINERA	
8.1. Proceso de beneficio sugerido	212
8.2. Balance de materia del proceso sugerido	215
8.3. Montaje de la planta de beneficio sugerida	216
8.4. Consideraciones sobre las plantas de beneficio existentes en la zona estudiada	217
8.5. Conclusiones sobre los materiales que alimentan las plantas de beneficio de la zona estudiada y el método metalúrgico	217
8.5.1. Conclusiones con respecto a la reducción de tamaño	218
8.5.2. Conclusiones con respecto a la concentración gravimétrica	218
8.5.3. Conclusiones con respecto a la concentración por flotación	219

8.5.4. Conclusiones con respecto a la cianuración	219
8.6. Conclusiones acerca de la sustitución de la amalgamación	220
9. ESTUDIO ECONÓMICO Y FINANCIERO	
9.1. Fundamentos teóricos para la evaluación financiera del proyecto	222
9.1.1. Generalidades sobre los proyectos de inversión	222
9.1.2. Estudio y evaluación financiera de proyectos de inversión	224
9.2. Metodología para el estudio y evaluación financiera del proyecto en la zona minera de Frontino	226
9.2.1. Estudio financiero	227
9.2.2. Evaluación financiera	237
9.3. Estudio y evaluación financiera del proyecto de la zona minera de Frontino	240
9.3.1. Resultados e interpretación de indicadores de evaluación financiera del proyecto de la zona minera de Frontino	242
9.4. Estudio financiero de la operación actual vs. la operación futura en la zona minera de Frontino	243
9.4.1. Resultados de la operación actual del beneficio de oro en la zona minera de Frontino	243
9.4.2. Resumen de indicadores de operación actual vs. operación futura	245
9.4.3. Análisis de resultados de indicadores de operación actual vs. operación futura de la zona minera de Frontino	246
9.5. Consideraciones sobre la operación actual de beneficio de oro en la zona minera de Frontino	247
9.6. Consideraciones sobre la operación futura de beneficio de oro en la zona minera de Frontino, ruta metalúrgica	248
9.7. Análisis de sensibilidad de los indicadores financieros-tenor de corte	250
10. GLOSARIO	
11. REFERENCIAS	



INTRODUCCIÓN

Mediante la Resolución n.º 40391 del 20 de abril de 2016, el Ministerio de Minas y Energía adoptó la Política Minera Nacional, en la que se establece que “El objetivo fundamental es que la actividad minera, en todas sus escalas, se desarrolle de forma ordenada, incluyente, competitiva y responsable”. Esta política destaca, entre otros, los siguientes aspectos:

- Los problemas que enfrenta el país en torno a la minería de pequeña y mediana escala son numerosos y disímiles.
- Se requiere generar herramientas y estrategias de apoyo a los mineros para que, con ayuda del Estado, formalicen su actividad y mejoren sus condiciones de vida.
- Existen altos niveles de ilegalidad e informalidad en la actividad minera.
- Es necesario procurar la articulación de los diferentes estamentos del Estado con miras a eliminar el uso de mercurio en la actividad minera.

Para abordar la situación descrita, la Política Minera Nacional establece, para la pequeña minería, entre otras, las siguientes líneas estratégicas:

- Apoyo para la regularización de la actividad minera.
- Asistencia técnica.
- Mejores prácticas para el fomento de la pequeña minería.
- Diálogo y coordinación con gobiernos territoriales.
- Mecanismos de participación y diálogo para lograr condiciones de mutua confianza entre los actores involucrados en la cadena de valor de la minería.
- Apoyo para mejorar las condiciones de vida en los sectores mineros.

En este contexto, el Servicio Geológico Colombiano (SGC), perteneciente al Sistema Nacional de Competitividad, Ciencia, Tecnología e Innovación (SNCCTI), adscrito al Ministerio de Minas y Energía, tiene por objeto, entre otras actividades, según el artículo 3.º del Decreto 4131 de 2011, realizar la investigación científica básica y aplicada del potencial de recursos del subsuelo. Adicionalmente, ha asumido una serie de funciones enfocadas en el desarrollo de diversas actividades, entre las que se encuentran “generar e integrar conocimientos y levantar, compilar, validar, almacenar y suministrar, en forma automatizada y estandarizada, información sobre geología y recursos del subsuelo” e “integrar y analizar la información geocientífica del subsuelo”.

El Servicio Geológico Colombiano debe procurar el cumplimiento de sus objetivos y contribuir al desarrollo de las actividades contempladas en la Ley 1286 de 2009. Entre dichos objetivos cabe destacar la generación y el uso del conocimiento mediante el desarrollo científico, tecnológico y la innovación, como actividades esenciales para dotar de valor agregado a nuestros recursos, crear nuevas empresas basadas en investigación, desarrollo tecnológico e innovación, alcanzar mayores y sostenidas tasas de crecimiento económico, acumulación y distribución de riqueza, con el objeto de mejorar los niveles de calidad de vida de los ciudadanos.

En este mismo sentido, le corresponde a la Dirección de Laboratorios del Servicio Geológico Colombiano, en el marco del Decreto 2703 de 2013, “Por medio del cual se establece la estructura interna del SGC y se determinan las funciones de sus dependencias”, dirigir y realizar, entre otras, investigaciones asociadas con la caracterización, el procesamiento y la utilización de materiales geológicos.

Entre las funciones del Grupo de Trabajo de Caracterización y Procesamiento de Minerales y Carbones, según la Resolución 128 del 8 de marzo del 2017, se encuentran las siguientes:

- Desarrollar proyectos para la caracterización, el procesamiento y aprovechamiento de materiales geológicos (carbones y minerales), con énfasis en la promoción minero-ambiental.
- Prestar asesoría técnica en la caracterización, el procesamiento y aprovechamiento de carbones y minerales en la pequeña y mediana minería.

En el capítulo 7, numeral 7.2 del Plan Estratégico del Conocimiento Geológico del Territorio Colombiano (2014-2023), definido por el Servicio Geológico Colombiano, se establece, para la Dirección de Laboratorios, la tarea de realizar investigaciones especiales, tales como la de beneficio de minerales y transformación de carbones, por lo que el Laboratorio se concentra en la generación de estudios y el desarrollo de esquemas técnico-científicos, ambientalmente sostenibles, para el beneficio de minerales, como parte de la cadena de valor de la minería.

La óptica mediante la cual trabaja la Dirección de Laboratorios del Servicio Geológico Colombiano para sustituir el mercurio se define experimentalmente en la evaluación de las condiciones de las operaciones y los procesos metalúrgicos que correspondan, según las características mineralógicas de los depósitos.

En este contexto, entre el Servicio Geológico Colombiano y el Ministerio de Minas y Energía se suscribió el Convenio Interadministrativo GGC n.º 311 de 2017, que tiene por objeto “Aunar esfuerzos técnicos, administrativos y financieros para la caracterización mineralógica y metalúrgica en distritos mineros de Colombia, con el fin de realizar guías para procesamiento de minerales y su control ambiental que permitan mejorar la recuperación del oro sin el uso de mercurio”, con el objetivo de realizar documentos técnicos que permitan orientar a la población minera en las operaciones de recuperación del mineral aurífero sin el uso del mercurio, en el marco de la Ley 1658 de 2013.

Esta publicación se realiza con el fin de establecer las características mineralógicas de la zona minera de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas (Antioquia), con miras a deducir y comprobar los procesos y operaciones geometalúrgicos, para aprovechar de manera óptima el recurso aurífero sin usar mercurio, como un aporte fundamental a las buenas prácticas en minería que ayudarán a contar con un sector organizado, legítimo, incluyente y competitivo.

Las zonas mineras auríferas objeto del Convenio Interadministrativo GGC n.º 311 de 2017 corresponden a los municipios de Íquira, Andes; El Tambo, Suárez y Buenos Aires, La Llanada y Suárez; y Marmato, Riosucio, Quinchía y Caramanta, en el viejo Caldas; en los departamentos del Huila, Antioquia, Cauca, Nariño y Caldas-Risaralda-Antioquia, definidas en el eje “Educación y comunicación” de la Ficha n.º 24 del Plan Estratégico Sectorial, referido anteriormente.

Los productos obtenidos en el marco del Convenio Interadministrativo GGC n.º 311 de 2017 representaron un aporte significativo del Servicio Geológico Colombiano a la minería en Colombia, en atención a un claro compromiso del Ministerio de Minas y Energía con la preservación de la salud humana y la mitigación de los impactos ambientales generados por el desarrollo de actividades mineras, en especial aquellas que no cumplen plenamente con las normas y los mandatos, nacionales e internacionales, orientados a la eliminación del uso del mercurio en la actividad industrial minera. En febrero de 2018, con la finalidad de dar continuidad al proceso de elaboración de documentos técnicos, las partes suscribieron el Convenio Interadministrativo GGC n.º 319 de 2018, que tiene por objeto “Aunar esfuerzos técnicos, administrativos y financieros para identificar y analizar las características de los yacimientos y los procesos de beneficio asociados a esos yacimientos en cinco distritos mineros, correspondientes a los departamentos de Cauca, Bolívar, Córdoba y Antioquia”, priorizando los municipios de Mercaderes (Cauca), Remedios y Zaragoza (Antioquia), Puerto Libertador (Córdoba) y Santa Rosa del Sur (Bolívar).

La presente guía nace en el marco del proyecto “Caracterización geometalúrgica y geoambiental de materiales de origen geológico” del SGC, y da inicio a una tercera fase del proyecto, que deriva directamente de los convenios suscritos anteriormente, y continúa con la generación y el aporte de conocimiento geocientífico encaminado al mejoramiento productivo y sostenible de la pequeña minería de oro en Colombia. Las cuatro zonas o distritos mineros auríferos definidos en conjunto con el MME para caracterizarlos, son el distrito minero de Tiquisio-San Martín de Loba-Barranco de Loba (Bolívar); el distrito San Juan: Istmina-Condoto-Tadó (Chocó); el distrito Frontino-Buriticá (Antioquia) y la zona minera de Amalfi (Antioquia).

Para el desarrollo del proyecto se ha contado con la participación de la Universidad Nacional de Colombia, sede Bogotá, mediante la suscripción de convenios especiales de cooperación, y de manera específica, con la participación del Departamento de Geociencias y el Grupo de Investigación, Caracterización Tecnológica de Minerales, reconocido por Colciencias y dirigido por el profesor Juan Carlos Molano, para la evaluación mineralógica, metalúrgica y ambiental de depósitos minerales en el país. Mediante el desarrollo de las actividades técnico-científicas previstas en el citado convenio se han obtenido resultados básicos que posibilitan la comprensión de la metalogénesis de los depósitos minerales del área de estudio, con actividades fundamentales, como el muestreo en campo, preparación de muestras, análisis instrumentales e interpretación de resultados. Cabe destacar los resultados obtenidos mediante la implementación de técnicas como la espectrometría de infrarrojo, la espectrometría Raman, microsonda electrónica y microtermometría para el conocimiento de las inclusiones fluidas, que permiten dilucidar la paragénesis del depósito. También se suscribieron convenios especiales de cooperación con la Universidad de Caldas, con el propósito de contar con la información petrográfica requerida para el cumplimiento de los objetivos del proyecto.

Esta publicación se realiza con el fin de establecer las características mineralógicas de la zona minera de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas (Antioquia), con miras a deducir y comprobar los procesos y operaciones geometalúrgicos, para aprovechar de manera óptima el recurso aurífero sin usar mercurio, como un aporte fundamental a las buenas prácticas en minería que ayudarán a contar con un sector organizado, legítimo, incluyente y competitivo.

1.

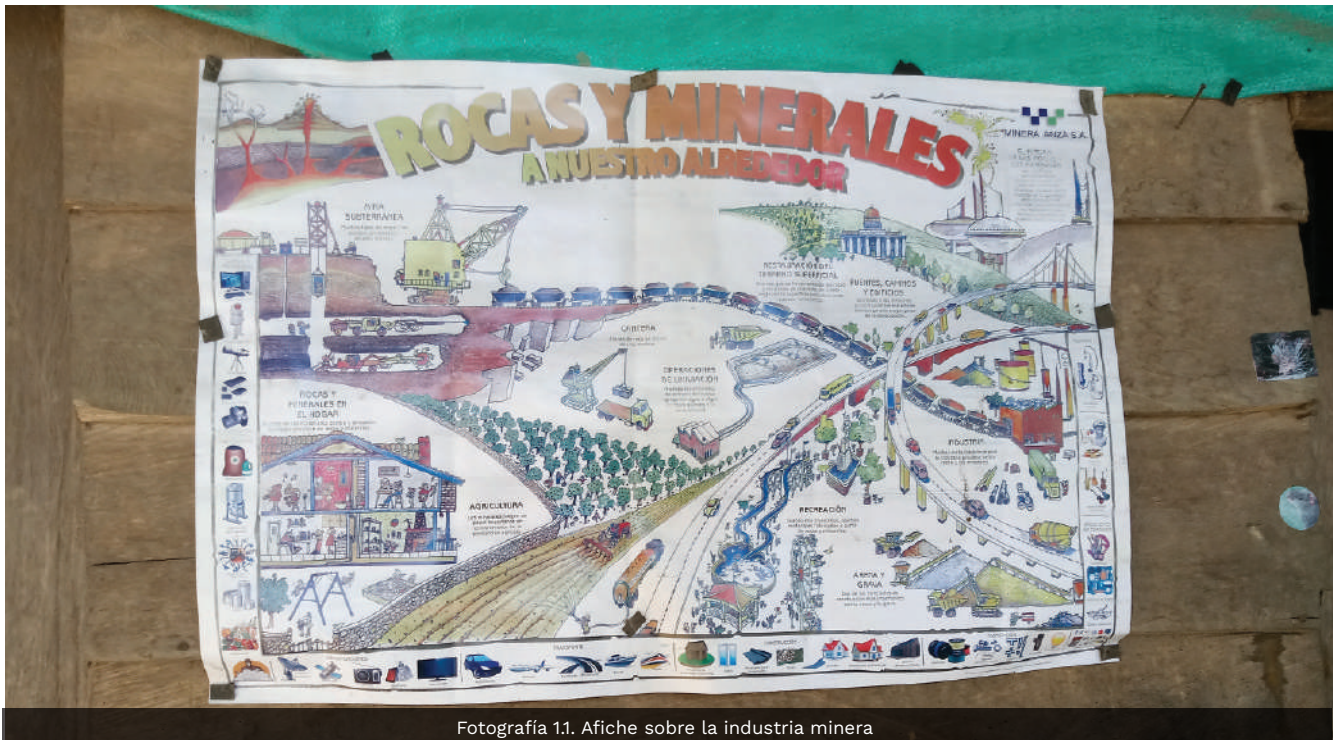
MARCO DE REFERENCIA

Casa con trabajo de mural que representa los recursos naturales que se explotan en el municipio de Frontino (Antioquia). Fotografía tomada por Gabriel Pantoja, Servicio Geológico Colombiano





1.1. DESCRIPCIÓN DE LA SITUACIÓN ACTUAL



Fotografía 1.1. Afiche sobre la industria minera

De la actividad minera en Frontino se tienen registros desde 1851. En aquella época, dada la necesidad de créditos internacionales para impulsar el desarrollo de la Nueva Granada, se aceptaron recursos de la banca inglesa, que condicionaban una serie de concesiones para compañías europeas, especialmente inglesas, con el objeto de que pudieran incursionar en una actividad que en esa época presentaba un auge especial en el país, especialmente en la provincia de Antioquia.

En Frontino aparecieron, a partir de 1950, compañías que desarrollaron trabajos mineros, especialmente en el sector de El Cerro. Entre ellas se encontraban Agrominera el Cerro, El Dorado Minas, filial de la canadiense Bearing, Ecocerro y Serviminas, amparadas por el título 3921. En las últimas décadas ha habido una explotación minera mixta entre empresas organizadas y mineros tradicionales (Contexto minero en Frontino, Secretaría de Agricultura y Medio Ambiente-Frontino, 2019).

En la actualidad, en el municipio de Frontino, mineros artesanales continúan desarrollando las labores mineras que hace más de cien años iniciaron los ingleses con mano de obra local. Las principales minas que se encuentran en la región son El Apique y El Porvenir; otras labores fueron abandonadas, y se encuentran en actividad algunas pequeñas explotaciones artesanales de oro de filón, así como la minería de barequeo, que principalmente se concentra en el área indígena embera katio, localizada en el corregimiento de Murri.

La actividad minera de filón se concentra en los corregimientos El Cerro (sectores de El Apique, El Hoyo, San Diego y La Palma), Musinga, Musinga Grande, Carauta, La Clara, El Cañón de San Francisco y EL Santiago. En el diagnóstico se identificaron 249 personas dedicadas a la actividad minera, entre propietarios de minas y propietarios de arrastres. Novecientas treinta y tres personas se benefician directa o indirectamente de la actividad, debido a que en promedio cada persona dedicada a la actividad minera cuenta con un núcleo familiar de cuatro personas. Ciento siete unidades productivas mineras (el 92%) están distribuidas en el corregimiento de El Cerro, 5% en Carauta y 3% en Musinga (Alcaldía Municipal de Frontino, 2016, diagnóstico de la actividad minera en el municipio de Frontino).

En el municipio se encuentra la Asociación de Mineros Afromipalma, el título minero RPP 3921, de Jorge Ignacio de la Cuesta, y la Asociación de Mineros San Diego.

En el municipio de Cañasgordas se identificó actividad minera en la vereda Media Cuesta, y en el municipio de Abriaquí, en la vereda Santa Teresa, sector Popales, y en la vereda La Antigua, sector mina El Porvenir, donde se encuentran los títulos mineros RPP 721 y 823, y las Asociaciones mineras en el sector de Popales denominadas Huérfano S. A. A., con 28 mineros socios, y Asominerales, con 22 socios.



Fotografía 1.2. Panorámica de la planta de beneficio El Porvenir



Fotografía 1.3. Transporte de material de la mina La Palma

1.2. DESCRIPCIÓN DE LA NECESIDAD



Fotografía 1.4. Mercurio utilizado para amalgamación

El Estado colombiano, atendiendo a un claro compromiso con la preservación de la salud humana y la mitigación de los impactos ambientales generados por el desarrollo de actividades mineras, en especial aquellas que no cumplen plenamente los estándares que rigen en la industria, ha venido adoptando un marco regulatorio cuyo propósito es cumplir con los mandatos y normas nacionales e internacionales orientados a la reducción y eliminación del uso del mercurio en la actividad industrial minera.

En el contexto expuesto se expidió la Ley 1658, del 15 de julio de 2013, “Por medio de la cual se establecen disposiciones para la comercialización y el uso de mercurio en las diferentes actividades industriales del país, se fijan requisitos e incentivos para su reducción y eliminación y se dictan otras disposiciones”, norma cuyo alcance y propósito, entre otros, es la eliminación total del mercurio en el proceso de beneficio del oro, para lo cual se estableció un plazo máximo de cinco años, es decir, hasta el año 2018. Esto se logrará mediante la implementación de tecnologías limpias para la recuperación del oro, más eficientes que las actuales y que definitivamente no requieran la utilización de mercurio en el proceso de beneficio, en especial en procesos de recuperación de metales preciosos.

Como complemento, y con el liderazgo del Ministerio de Ambiente y Desarrollo Sostenible, en diciembre de 2014 se lanzó el Plan Único Nacional de Mercurio, que busca eliminar gradual y definitivamente el uso de este elemento en el sector minero e industrial de Colombia. Dicho plan fue adoptado y acordado entre los siguientes ministerios: Ambiente y Desarrollo Sostenible; Minas y Energía; Salud y Protección Social; Trabajo; Comercio, Industria y Turismo; Relaciones Exteriores; Agricultura y Desarrollo Rural; Transporte, y dos instituciones del sector de minas y energía: la Agencia Nacional Minera y la Unidad de Planeación Minero Energética.

El Plan Único Nacional de Mercurio se convierte en la ruta que debe seguir el Gobierno nacional para eliminar el uso del mercurio, e implica actividades de inspección, control, vigilancia y gestión de información, por lo cual se requiere que la industria minera que opera en el territorio nacional conozca esta política. Se trata de un esfuerzo conjunto entre los distintos niveles de gobierno, el sector minero, el industrial, comercial, ambiental, el sector de la salud, del trabajo y la sociedad civil en general, para cumplir con los compromisos nacionales e internacionales que han sido establecidos en este sentido. Este plan establece lineamientos claros para reducir y eliminar progresivamente el uso del mercurio en las actividades de minería en todo el territorio nacional. Se ha propuesto como plazo julio de 2018, y en todos los procesos industriales y productivos, julio de 2023.

El Ministerio de Minas y Energía y sus entidades adscritas y vinculadas, entre ellas, el Servicio Geológico Colombiano, han trabajado de manera coordinada en el diseño y concertación del “Plan estratégico sectorial para la

eliminación del uso del mercurio de la actividad minera”, que se desarrolla con objetivos específicos que contribuyen claramente a cumplir las metas establecidas en los cuatro grandes programas del Plan Único Nacional, a saber: Programa de Fortalecimiento Institucional; Programa de Gestión Ambiental, de Salud Pública, de Seguridad y Salud en el Trabajo, Sectorial Tecnológica y Social; Programa de Educación y Comunicación, y el Programa de Gestión del Conocimiento-Investigación Aplicada.

En el marco del eje “Gestión del conocimiento-investigación aplicada” del “Plan estratégico sectorial para la eliminación del uso del mercurio en la actividad minera”, cabe resaltar los siguientes objetivos específicos:

- Ampliar, masificar y promover el uso de tecnologías limpias para la pequeña minería.
- Apoyar proyectos de investigación que generen nuevas técnicas para la recuperación de oro sin uso de mercurio.
- Documentar experiencias exitosas en transferencia de tecnología que permitan la eliminación del uso de mercurio en los procesos de beneficio de oro, pues estos se enfocan en la promoción de nuevas alternativas para la producción más limpia del oro.

De igual forma, en el marco del eje “Educación y comunicación” del “Plan estratégico sectorial para la eliminación del uso del mercurio en la actividad minera”, se busca que exista una concertación con las comunidades para producir el cambio partiendo de procesos de comprensión profunda relacionados con las temáticas técnicas. Para cumplir con ello, se destaca el siguiente objetivo específico, expresado en el Plan Estratégico: “Generar guías técnicas para la comunidad minera de cada región, con el fin de implementar el uso de tecnologías eficientes en el proceso de beneficio de oro sin utilizar mercurio”.

En el marco del plan estratégico se busca que exista una concertación con las comunidades para producir el cambio partiendo de procesos de comprensión profunda, relacionados con las temáticas geocientíficas e ingenieriles. Es por ello, que se propuso generar guías técnicas para la comunidad minera de cada región con el fin de implementar el uso de tecnologías eficientes en el proceso de beneficio de oro sin utilizar mercurio, partiendo del entendimiento geometalúrgico.

Dado lo anterior, los ejes del Plan Estratégico ya mencionados permiten formular y ejecutar proyectos que pueden aportar nueva información, valiosa y necesaria, para el entendimiento geometalúrgico y la optimización de los procesos de beneficio del oro sin utilizar mercurio. Esto es posible mediante la formulación e implementación de procesos verdes y ecoeficientes orientados a la mitigación del impacto ambiental, y que conduzcan a la disminución de condiciones potencialmente riesgosas para la salud humana, en el desarrollo de actividades mineras, en especial, aquellas asociadas con el beneficio del oro en las zonas mineras existentes en el territorio nacional.

En el diagnóstico levantado en campo, en las unidades de beneficio aurífero de pequeña escala que actualmente registra el Ministerio de Minas y Energía, se identificaron las principales debilidades en materia de eliminación de uso de mercurio en que incurren los mineros, entre las cuales se encuentran las siguientes:

- Falta de conciencia sobre la problemática ambiental originada en el uso de mercurio, toda vez que realizan sus actividades mineras con limitada asistencia técnica y con poca planificación, lo que no permite mantener índices de productividad y de sostenibilidad adecuados. Esto de paso causa, entre otras cosas, deterioro ambiental, impactos negativos sobre los recursos natura-



Fotografía 1.5. Cocos remoladores utilizados para amalgamación

les, riesgo directo para los operarios de las unidades productivas, e indirectos para las comunidades y ecosistemas aledaños. Esta problemática pone en riesgo la salud de la población, pues los vertimientos mezclados con sustancias contaminantes, como el mercurio, son descargados en las corrientes hídricas que surten a los acueductos regionales.

- Desconocimiento de alternativas de tecnologías más limpias para recuperar el metal sin recurrir al mercurio.
- Desconocimiento científico, en particular acerca de las condiciones geoquímicas de los depósitos auríferos; las características geológicas, mineralógicas y metalogenéticas propias de cada una de las zonas y los distritos auríferos del país, incluyendo su asociación mineral, su paragénesis y la reactividad de los diferentes minerales asociados al proceso de beneficio. Por ello, la falta de información impide generar una metodología de beneficio más eficiente y adecuada, lo que actualmente genera menores ingresos a los mineros y causa un mayor impacto ambiental.

Dadas las razones expuestas, el Estado y el Ministerio de Minas y Energía han reconocido la necesidad de fomentar alternativas tecnológicas de producción más limpia para los procesos de beneficio de oro que conduzcan a la eliminación del uso de mercurio en zonas mineras de producción activa. Para ello se requiere del conocimiento especializado de entidades y grupos de investigación reconocidos, y se estima que el Servicio Geológico Colombiano, junto con algunas universidades, son las instituciones idóneas para dar cumplimiento a los objetivos de este proyecto. Se propone, por tanto, la realización de dicho proyecto para generar conocimiento científico

y tecnológico aplicado al mejoramiento productivo del beneficio de oro con tecnologías de producción más limpias, que prescindan del uso de mercurio en la pequeña minería de Colombia.

Los resultados de este proyecto quedarán consignados en un informe técnico y harán parte de la guía metodológica correspondiente. Esta valiosa información será compartida y socializada directamente con la comunidad minera para motivar su aplicación e implementación, lo que permitirá que el conocimiento adquirido contribuya al entendimiento particular de la metalogénesis, la optimización de los procesos de beneficio del oro y la mitigación del posible impacto ambiental asociado a las actividades mineras.

Los resultados de este proyecto quedarán consignados en un informe técnico y harán parte de la guía metodológica correspondiente. Esta valiosa información será compartida y socializada directamente con la comunidad minera para motivar su aplicación e implementación, lo que permitirá que el conocimiento adquirido contribuya al entendimiento particular de la metalogénesis, la optimización de los procesos de beneficio del oro y la mitigación del posible impacto ambiental asociado a las actividades mineras.



Fotografía 1.6. Socialización del proyecto con la comunidad minera

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. OBJETIVO GENERAL

Elaborar la Guía metodológica para el mejoramiento productivo del beneficio de oro sin el uso de mercurio en la zona minera de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas (Antioquia), con el fin de generar conocimiento geometalúrgico que permita el mejoramiento productivo del beneficio de oro en la pequeña minería en Colombia.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Realizar el reconocimiento geológico de la zona minera de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas haciendo énfasis en zonas y estructuras mineralizadas y de extracción activa, para lo cual se recogerá información de dichas estructuras, se medirán datos estructurales y se tomarán muestras de roca.
- Realizar la caracterización química y mineralógica de la mena para identificar su composición, asociaciones minerales, texturas, tamaños de grano, metalogénesis y la existencia de oro en la veta, para establecer un adecuado beneficio del mineral aurífero.
- Llevar a cabo pruebas metalúrgicas para definir la efectividad de los procesos actuales de beneficio y, con base en la información de caracterización del depósito, proponer una ruta metalúrgica adecuada para el procesamiento y recuperación del oro.
- Realizar ensayos ambientales que permitan identificar los riesgos asociados a la toxicidad de relaves y plantear metodologías que permitan el control y la prevención de impactos negativos sobre el medio ambiente.
- Definir la viabilidad financiera y económica de la implementación de la propuesta de uso de tecnologías limpias para sustituir el mercurio en el proceso de beneficio de oro en la zona minera de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas.

1.4. ALCANCE

Esta guía metodológica propone procesos de producción más limpia, sin uso de mercurio, mediante alternativas tecnológicas que permiten un mejor aprovechamiento del mineral, una mayor eficiencia y productividad en las operaciones de beneficio, todo ello fundamentado en la profundización del conocimiento geológico, metalogenético, mineralógico, metalúrgico y físico-químico de los depósitos minerales que son aprovechados por las unidades de beneficio de la zona minera de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas y la aplicación de este conocimiento en los procesos de beneficio del oro, con el objeto de evitar el impacto sobre el medio ambiente. No obstante, se tendrán en cuenta los procesos metalúrgicos y operaciones unitarias utilizados actualmente por los mineros de la región, para finalmente proponer una ruta metalúrgica que permita un mejoramiento de los procesos productivos sin el uso de mercurio.

La guía comprenderá ocho capítulos: 1) Marco de referencia, 2) Metodología de trabajo, 3) Características de la zona de estudio, 4) Aspectos geológicos, 5) Aspectos mineros, 6) Aspectos metalúrgicos, 7) Aspectos químicos y ambientales, 8) Ruta metalúrgica propuesta para la zona minera y 9) Estudio económico y financiero.

2.

METODOLOGÍA DE TRABAJO

Toma de muestra del material de cabeza de la planta El Apique. Fotografía tomada por Gabriel Pantoja, Servicio Geológico Colombiano



2.1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

El primer paso en la metodología de trabajo consiste en seleccionar la zona minera que se va a estudiar; luego se realiza la revisión de la documentación minera existente, de acuerdo con los diferentes distritos mineros definidos en Colombia; posteriormente se revisa la información geológico-minera de la zona estudiada. Este proceso tiene como propósito adquirir bases de conocimiento para realizar el trabajo de campo y el respectivo muestreo.



Fotografía 2.1. Toma de muestras

2.2. MUESTREO

Una vez se adelantaron las diligencias institucionales correspondientes, se realizaron varias jornadas de campo para adelantar el trabajo de reconocimiento geológico de la zona, la revisión de los procesos de beneficio de oro y la toma de muestras.

En terreno se realizó la toma de cuatro tipos de muestras:

- Muestras de zonas mineralizadas: Muestras de roca en vetas y en zonas de respaldos.
- Muestras tomadas en plantas de beneficio: material de cabeza y material de salidas de las diferentes operaciones unitarias practicadas en el beneficio.
- Muestras de relaves: Rechazos o colas provenientes de los diferentes procesos.
- Muestras tomadas en sedimentos y quebradas: este proceso tiene por objeto identificar los posibles elementos que están pasando al medio ambiente luego de la finalización del proceso de beneficio.

2.3. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN

Con base en las observaciones hechas en campo se realizó una definición de los análisis, pruebas y ensayos que se practicarían. Con este fin se procedió a preparar las muestras y a iniciar los análisis de petrografía, caracterización mineralógica y composición química. Este proceso condujo a realizar un diagnóstico mineralógico y metalúrgico, ya que son el pilar para desarrollar la propuesta de ruta metalúrgica eficiente y ambientalmente sostenible que se aplicará en la zona.

Los procedimientos analíticos aplicados fueron los siguientes:

Petrografía

- Análisis de la roca. Se seleccionó la muestra y se extrajo una fracción, a la que se le realizó el pulido, de 60 a 40 micrones (secciones delgadas pulidas) para realizar análisis con microscopio (petrográfico y de metalografía).
- Análisis mineralógico general. Se seleccionó la muestra, se pulverizó a un d_{80} de 1,4 mm para realizar el pulido del material particulado.
- Análisis mineralógico específico para oro: La muestra del análisis mineralógico general se pulverizó a un d_{80} de 300 micrones y se concentró para sustraer el oro y hacerlo visible al análisis petrográfico. El material se concentró y se montó sobre vidrio para realizar desbaste entre 40 y 50 micrones. Posteriormente, este concentrado se pulió y se brilló para someterlo a un análisis petrográfico y metalográfico.

Análisis químicos elementales

- Ensayo al fuego: análisis de oro y plata por fundición de 30 gramos de muestra
- Análisis de hierro, cobre, mercurio, plomo y zinc por espectrofotometría de absorción atómica
- Análisis de azufre mediante el método gravimétrico
- Análisis cualitativo de carbonato de calcio
- Análisis de elementos mediante fluorescencia de rayos X

Análisis ambientales

- Análisis de arsénico, cadmio, cromo, plata, mercurio y plomo mediante el método de diagnóstico de toxicidad de depósitos
- Análisis de cianuro total por descomposición química de complejos y lectura con electrodo de ion selectivo para ion cianuro

Análisis metalúrgicos

- Ensayo de concentración gravimétrica - mesa Wilfley
- Concentración por flotación
- Cianuración

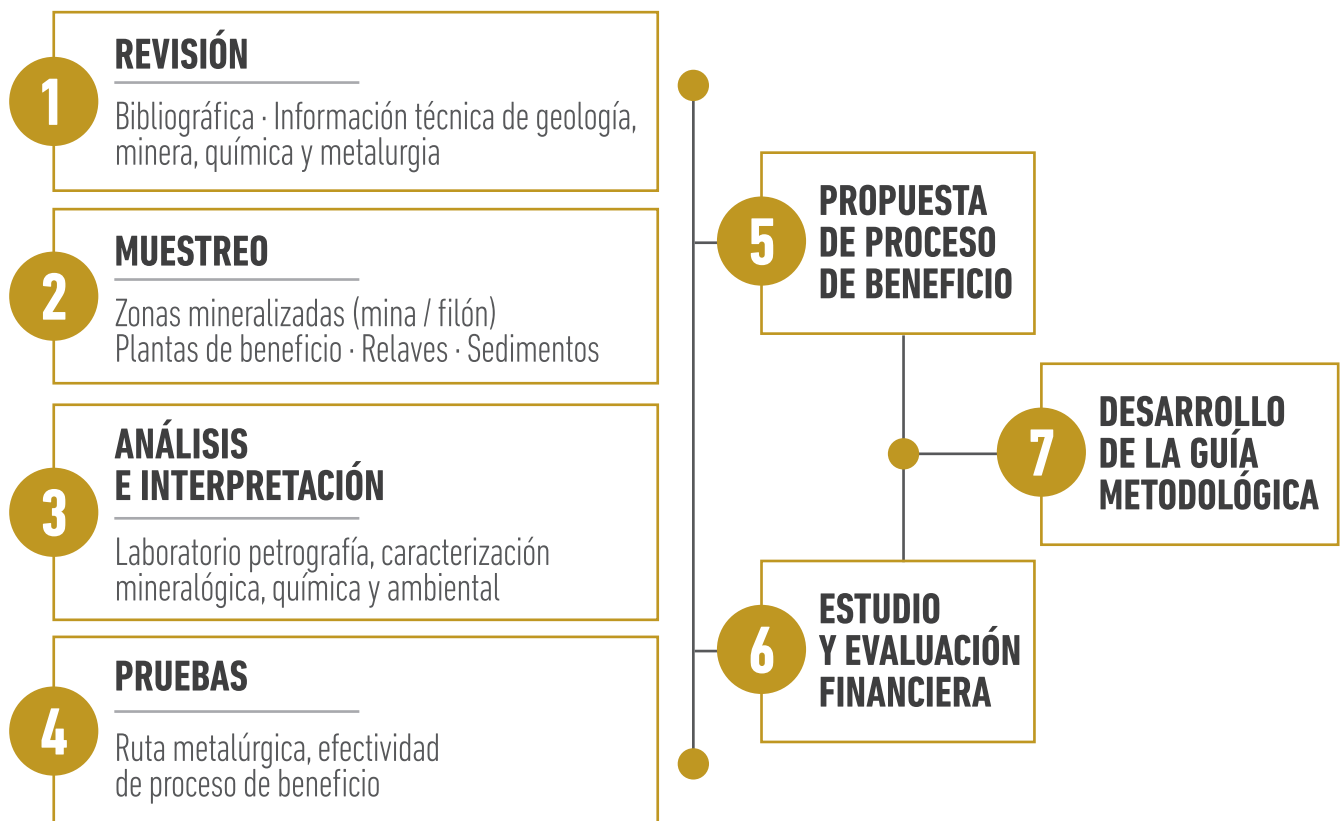
2.4. PRUEBAS

La interpretación de estos análisis dio lugar a la realización de las pruebas metalúrgicas correspondientes, las comprobaciones y confirmaciones para crear la propuesta de ruta metalúrgica óptima que se aplicaría.

2.5. PROPUESTA DE RUTA METALÚRGICA

Se definió una ruta metalúrgica adecuada para el proceso de beneficio de oro que optimizara todos los parámetros tecnológicos, que resultara beneficiosa en términos económicos para los mineros y que implicara la eliminación del mercurio en el proceso productivo.

Figura 2.1. Diagrama de metodología de trabajo



3.

CARCATERÍSTICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO

Conocer las generalidades de la zona de estudio nos permite tener una referencia sobre la localización geográfica y un acercamiento a los aspectos económicos y sociales propios de los municipios estudiados.

Chiva utilizada para el transporte de la población en las veredas de Frontino (Antioquia).
Fotografía tomada por Philly Abueta, Servicio Geológico Colombiano





3.1. MUNICIPIO DE FRONTINO (ANTIOQUIA)

Localización:

6°46'43" de latitud norte
76°07'53" de latitud oeste

Extensión:

1.263 km²

Altitud de la zona urbana:

1.350 m.s.n.m.

Temperatura promedio:

21 °C

Límites:

Al norte con los municipios de Dadeiba y Uramita, al sur con los municipios de Urrao y Abriaquí, al oriente con el municipio de Cañasgordas, y al occidente con el municipio de Murindo.

Economía. La economía de Frontino se basa en la agricultura, cultivos de café, y caña de azúcar para la producción panelera; la avicultura y ganadería cobran gran importancia en el mercadeo del municipio.

La minería constituye un capítulo aparte, pues es la actividad económica más importante, y tiene el oro como el producto principal de explotación.

Medio ambiente. El municipio de Frontino se encuentra ubicado sobre la cordillera Occidental, sobre la vertiente del río Atrato. Está enmarcado en la cuenca del río Sucio, compuesta por los ríos La Herradura y Cañasgordas. Es considerada una región privilegiada, debido a que ofrece notables oportunidades económicas y sociales. Es un punto de conexión entre los dos océanos, posee una gran biodiversidad, gran belleza paisajística y varias reservas ecológicas y culturales, razón por la cual también es un punto con gran desarrollo turístico en la región.

Su terreno es montañoso y quebrado. Sobresalen el Cerro Plateado (3.480 m), Morro Pelado, Chaquenodá y los altos Musinga, Pila y El Madero. Gran porcentaje del territorio del municipio está cubierto con bosque primario y en la población han tenido buena acogida los esfuerzos dedicados a promover el respeto y la conservación del medio ambiente. Es posible encontrar especímenes de osos de anteojos y una variedad de aproximadamente 2.000 especies de orquídeas.

Población. Según el Censo de Población y Vivienda llevado a cabo por el DANE en 2018, la población total del municipio de Frontino es de 20.156 personas.

Aproximadamente el 35% de la población se encuentra ubicada en el centro urbano, y un 65% en la zonas rurales. La población indígena constituye el 21% del total de habitantes de Frontino, seguida por la comunidad afrodescendiente.



Fotografía 3.1. Equipo técnico del SGC caminando por la zona rural de Frontino

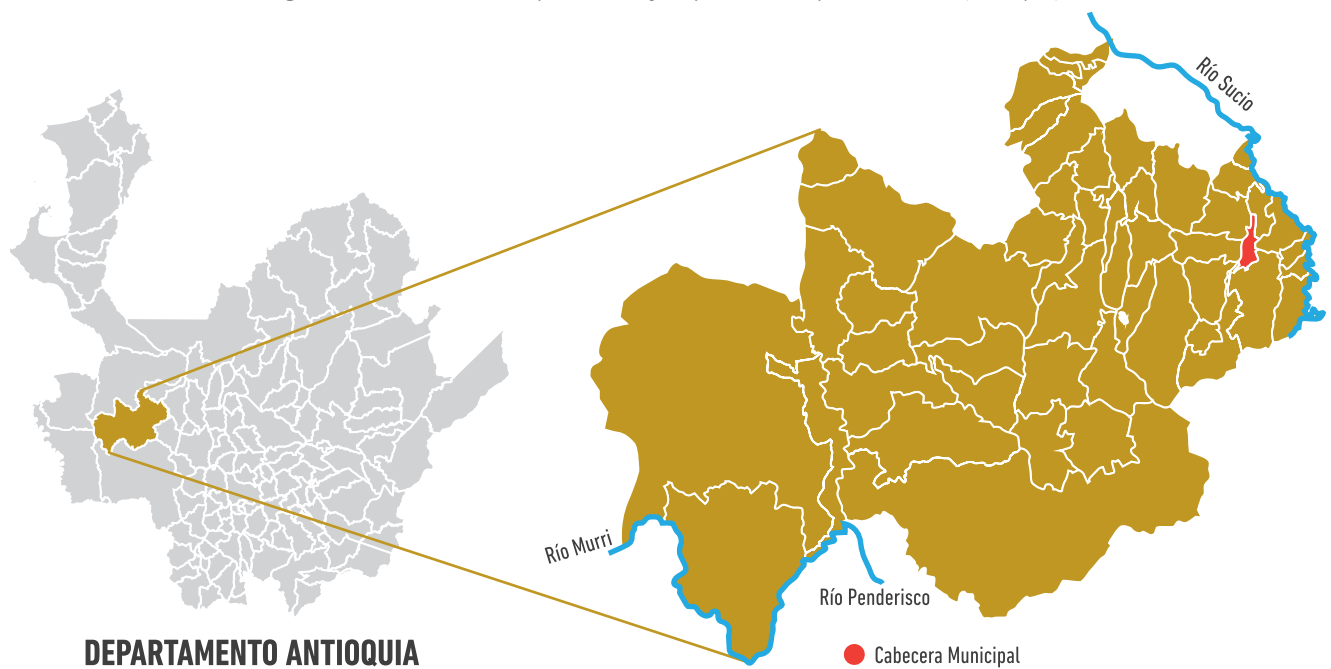
3.2. LOCALIZACIÓN DE LA ZONA DE ESTUDIO

Figura 3.1. Ubicación geográfica del municipio de estudio en Colombia



La zona de estudio se localiza al occidente del departamento de Antioquia, subregión de occidente, en los municipios de Frontino (veredas El Cerro, Musinga Grande y La Clara), Abriaquí (veredas La Antigua y Santa Teresa, sector minero de Popales) y Cañasgordas (vereda Media Cuesta). El distrito comprende la cuenca alta de los ríos Carauta (quebradas La Clara, La Clarita y Espinazo), Musinga (quebrada Las Minas), Frontino-El Cerro (quebradas El Hoyo, San Pedro, Las Ánimas, El Carmen), Herradura (quebradas Santa Teresa, La Secreta y La Antigua) y Cañasgordas (quebrada Media Cuesta), y abarca alturas desde 825 m.s.n.m. en la confluencia de los ríos Herradura y Cañasgordas, hasta 3.350 m.s.n.m. en el Alto Musinga. El distrito minero corresponde con las planchas 114-IV-C, 114-IV-D, 129-II-A, 129-II-B, 129-II-C y 129-II-D a escala 1:25.000 del Instituto Geográfico Agustín Codazzi (IGAC).

Figura 3.2. Ubicación en el departamento y mapa del municipio de Frontino (Antioquia)



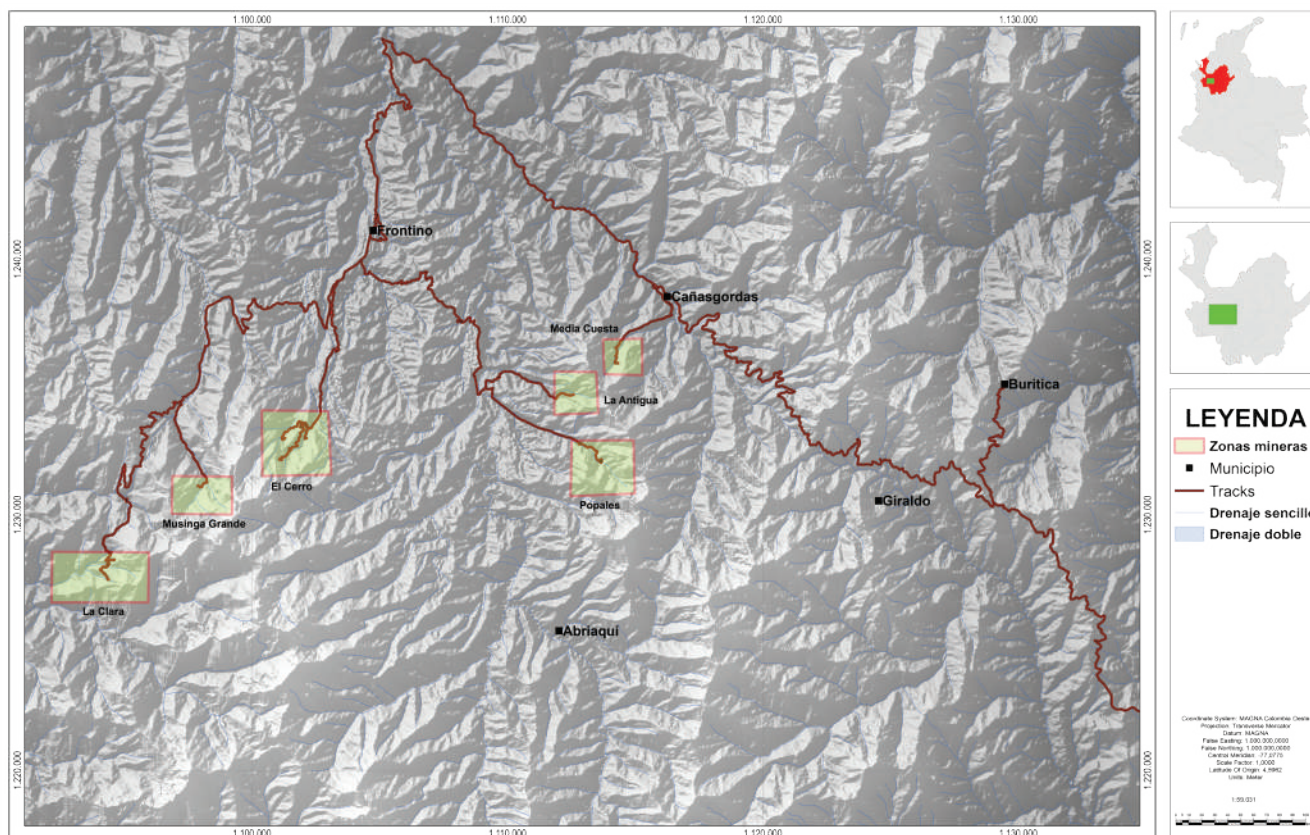
3.3. VÍAS DE ACCESO

Al distrito minero Frontino–Cañasgordas–Abriaquí se accede por vía terrestre desde la ciudad de Santafé de Antioquia, siguiendo la carretera Ruta Nacional 62 por 72 kilómetros; luego se toma la vía departamental 62AN10, que lleva al municipio de Frontino; desde la cabecera municipal se toman carreteables para acceder a las veredas La Antigua, Santa Teresa, El Cerro, Musinga Grande y La Clara, donde se desarrolla la actividad minera del distrito.

Para llegar al sector de Media Cuesta se hace el desvío al suroccidente en la cabecera municipal de Cañasgordas, y se sigue un carreteable por 4 kilómetros hasta llegar a las labores mineras.

La distribución de las explotaciones mineras ha sido informalmente clasificada en seis sectores. Teniendo en cuenta la cantidad y vecindad de unidades productoras mineras, se consideran los sectores de El Cerro, Popales, Media Cuesta, Musinga, La Antigua y La Clara (figura 3.3).

Figura 3.3. Mapa de localización del distrito minero de Frontino



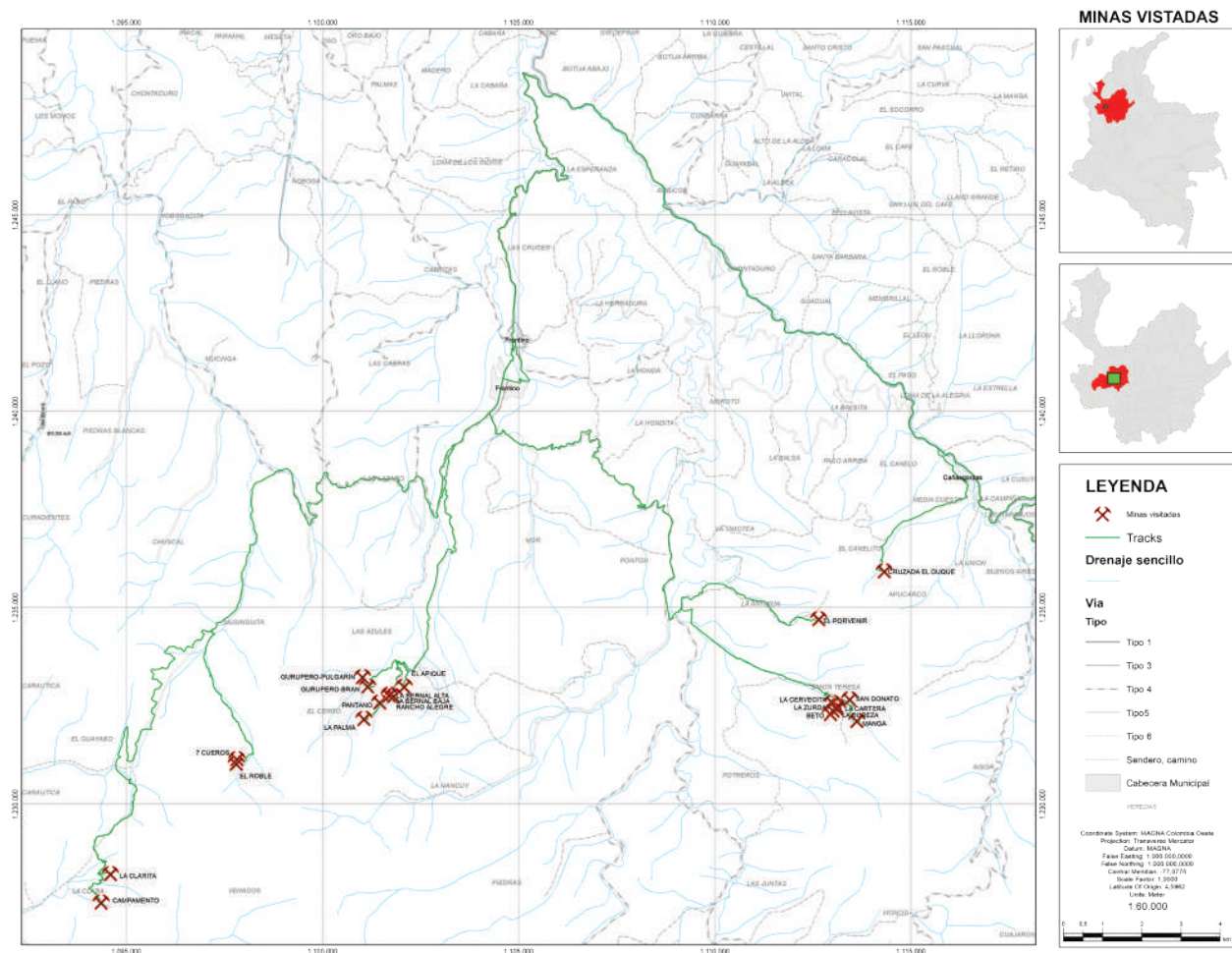
3.4. UBICACIÓN GEOGRÁFICA DE LAS MINAS Y PLANTAS DE BENEFICIO PARA EL MUESTREO GEOMETALÚRGICO

Se visitaron en total veintiún minas en el distrito minero, agrupadas en cinco sectores de norte a sur: Media Cuesta, El Porvenir, Popales, El Cerro, Musinga Grande y La Clarita, que se indican en la figura 3.4, y se muestran en la figura 3.5.

Figura 3.4. Minas visitadas en el distrito minero de Frontino, Datum Magna Oeste 3115

MINA	ESTE_m	NORTE_m	MUNICIPIO	SECTOR
Cruzada El Duque	1114321	1235935	Cañasgordas	Media Cuesta
El Porvenir	1112649	1234717	Abriaquí	La Antigua
San Donato	1113435	1232676	Abriaquí	Popales
La Cervécita	1113000	1232590	Abriaquí	Popales
La Cartera	1113112	1232497	Abriaquí	Popales
La Dureza	1113111	1232436	Abriaquí	Popales
La Zurda	1113017	1232388	Abriaquí	Popales
Beto	1112951	1232304	Abriaquí	Popales
Manga	1113620	1232126	Abriaquí	Popales
Gurupero Alto Los Pulgarín	1101015	1233238	Frontino	El Cerro
Gurupero Bajo Los Brand	1101151	1233000	Frontino	El Cerro
El Apique	1102081	1232999	Frontino	El Cerro
La Bernal Alta	1101701	1232795	Frontino	El Cerro
Rancho Alegre	1101699	1232777	Frontino	El Cerro
La Bernal Baja	1101812	1232759	Frontino	El Cerro
Pantano	1101460	1232597	Frontino	El Cerro
La Palma	1101056	1232171	Frontino	El Cerro
El Roble	1097798	1231035	Frontino	Musinga Grande
La Clarita	1094592	1228223	Frontino	La Clara
Campamento	1094354	1227498	Frontino	La Clara

Figura 3.5. Mapa de localización de las minas visitadas en el distrito minero de Frontino



3.4.1. SECTOR DE MEDIA CUESTA

3.4.1.1. CRUZADA EL DUQUE

Se localiza al suroccidente de la cabecera municipal de Cañasgordas, sobre la cuenca de la quebrada Media Cuesta, en la vereda del mismo nombre. Las labores mineras siguen dos estructuras semiparalelas con tendencia general NW (fotografía 3.2 y figura 3.6). La estructura principal se asocia a las labores mineras de la Cruzada el Duque, que se desarrollan a lo largo de un túnel guía de más de 200 metros de longitud que persigue una estructura en dirección N30° a 40°W vertical, levemente inclinada al norte, con movimiento normal sinistral.

A 30 metros de la bocamina sobre la Cruzada El Duque se encuentra un túnel con dirección general norte-sur, que a los 22 metros de longitud corta la segunda estructura, que corresponde al filón Bustamante, actualmente abandonado, y que se extiende por más de 60 metros en dirección de la veta con rumbo N75°W, buzando 85° al norte. Se caracteriza por ser una zona de falla normal, de geometría tabular, con 0,8 metros de espesor como máximo (fotografía 3.2 y 3.3). La veta está constituida por relleno de cuarzo bandeado y óxidos de hierro, y no es superior a 20 centímetros (fotografía 3.4A y B). Se halla encajada en rocas metasedimentarias plegadas, recristalizadas, con fracturas paralelas a la zona de falla y respaldos fuertemente silicificados (fotografía 3.4C).

En general, es una veta con relleno de cuarzo, sulfuros +/- carbonatos de espesor promedio de 10 centímetros, con texturas en trenza y bandeadas (fotografía 3.5A). Presenta mineralización de pirrotina masiva (15%), pirita (5%), calcopirita en nidos (3%), esfalerita (1%), +/- bornita-covelina (0,1%) (fotografía 3.5B). Se encuentra encajada en rocas metasedimentarias recristalizadas intruidas por un cuerpo granítico holocristalino, equigranular, de grano fino a medio, compuesto principalmente por plagioclasas, feldespato potásico, anfíboles, biotitas +/- cuarzo con pirrotina diseminada, producto del reemplazamiento de minerales máficos (fotografía 3.5C). El frente de explotación actual se desarrolla a lo largo de una veta de dirección este-oeste, vertical, con alteración filica local, que corta la estructura principal.

Fotografía 3.2. Bocamina de El Duque (N: 1235935, E: 1114320, 1.869 m. s. n. m.), azimuth: 55°



Fotografía 3.3. Estructura principal de la veta Bustamante, de geometría tabular y relleno de cuarzo en el centro. Azimuth: 110°



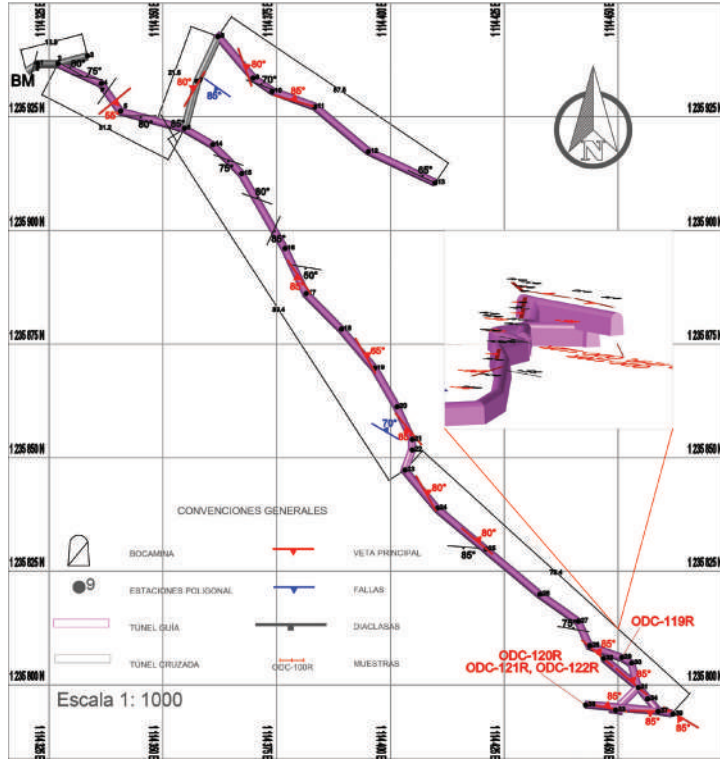
Fotografía 3.4. Veta Bustamante. A) Veta de cuarzo-sulfuros de textura bandeada. B) Veta de cuarzo-sulfuros con pirrotina y óxidos de hierro. C) Roca de caja metasedimentaria plegada, recristalizada



Fotografía 3.5. A) Veta de cuarzo-sulfuros con textura en trenza. B) Veta de cuarzo-sulfuros con textura bandeada encajada en cuerpo intrusivo. Mineralización en la veta El Duque.



Figura 3.6. Poligonal de la mina Cruzada El Duque



3.4.2. SECTOR DE LA ANTIGUA

3.4.2.1. MINA EL PORVENIR

La mina El Porvenir se localiza en la vereda La Antigua, sobre la cuenca de la quebrada La Antigua, entre los sectores mineros de Media Cuesta y Popales, al suroccidente de la cabecera municipal de Cañasgordas (fotografía 3.6A). Las labores mineras se desarrollan a lo largo de una cruzada de 230 metros en dirección sur-este, que corta una secuencia sedimentaria de areniscas y lodolitas con estratificación norte-sur, buzando 50° al este (fotografía 3.6B y C), hasta llegar a una guía con dirección este-oeste que se extiende por 150 metros de longitud hasta un salto de falla que desplaza la estructura 20 metros al sur para continuar en un túnel de 230 metros que persigue la estructura principal (figura 3.7). Presenta relleno de cuarzo-carbonato-sulfuros en dirección

este-oeste, con buzamientos de entre 40° y 60° al sur, de 80 centímetros de espesor, que en ocasiones conforma lentes de sulfuros masivos con pirrotina, pirita, galena, +/- calcopirita alterando a covelina (fotografía 3.7B). Al este de la zona de falla, la inclinación de la estructura cambia con buzamientos de entre 50° y 80° al sur. La explotación se realiza tanto en guía como en tambores verticales (tambor Paula), con vena de sulfuro masivo muy diaclasada y dos inclinados inundados. En ocasiones la estructura presenta texturas de brecha tectónica, con matriz de cuarzo-carbonato y clastos de rocas sedimentarias (fotografía 3.7C). La roca hospedante es sedimentaria de arenitas y lodolitas de tonalidades grises a negras (fotografía 3.7A).

Fotografía 3.6. A) Bocamina de El Porvenir (N: 1234717, E: 1112649, 1.914 m. s. n. m.), azimuth: 120°. B) Estructura principal con relleno de cuarzo-carbonatos-sulfuros e inclinación al sur. C) Veta principal con relleno de cuarzo y pulsos de sulfuros masivos, principalmente pirrotina



Fotografía 3.7. A) Mineralización de roca de caja. B) Veta mineralizada con sulfuros masivos, tambor Paula, mina El Porvenir. C) Veta mineralizada tipo brecha, túnel principal, mina El Porvenir



3.4.3. SECTOR DE POPALES

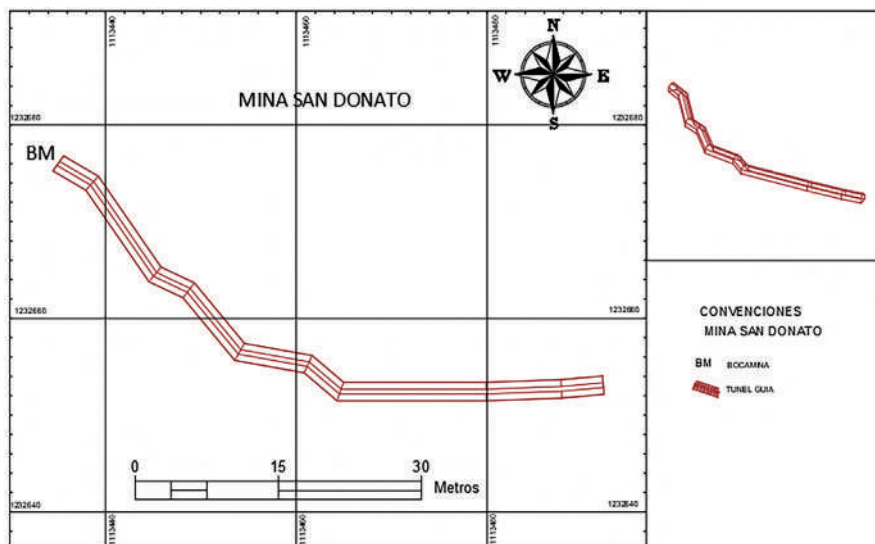
3.4.3.1. MINA SAN DONATO

Explotación minera localizada al suroriente del área de estudio, en el sector minero de Popales, municipio de Abriaquí, sobre la margen derecha de la quebrada Santa Teresa (fotografía 3.8A). Las labores mineras se realizan a lo largo de una galería de 70 metros de extensión, desarrollada a partir de una cruzada de 20 metros que interseca un túnel guía de 50 metros de longitud, que persigue la estructura principal con dirección general N80°-85°E, buzando entre 75° y 85° al NW. La mena aurífera corresponde a un relleno en zona de cizalla tipo dúplex de hasta 80 cm de espesor, compuesta por venas de cuarzo con pirrotina, pirta y calcopirita de aproximadamente 20 cm de espesor (fotografía 3.8B), en contacto fallado con la roca encajante de origen ígneo, textura fanerítica de grano fino, color verde oscuro, fuertemente silicificada, con textura tipo hornfelsa (figura 21).

Fotografía 3.8. A) Bocamina de San Donato (N: 1232676, E: 1113434, 1.995 m. s. n. m.), azimuth: 80°. B) Estructura principal con relleno de cuarzo-sulfuros en zona de falla



Figura 3.8. Poligonal de la mina San Donato



3.4.3.2. MINA LA CERVECITA

Está localizada sobre la margen izquierda de la quebrada Santa Teresa. Las labores mineras se desarrollan a partir de una cruzada de 25 metros de longitud en dirección SW, que corta dos estructuras paralelas entre sí. A los 15 metros corta la estructura con mayor desarrollo minero, que se explota por medio de una guía mal desarrollada en dirección NW-SE. Corresponde a una zona de falla con dirección N50°W, buzando 80° al norte, rellena con venas de cuarzo, alto contenido de arcillas y óxidos de hierro encajadas en rocas intrusivas muy meteorizadas y fuertemente diaclasadas (fotografía 3.9A y B). La segunda estructura se corta 10 metros adelante de la guía principal y presenta características similares a la anteriormente descrita (figura 3.9).

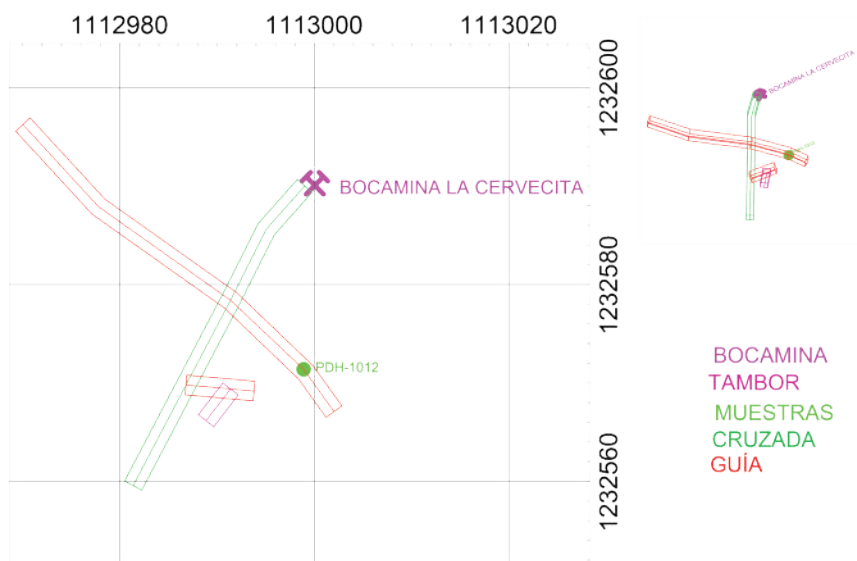
Fotografía 3.9. Mina La Cervecita (N: 1232590, E: 1113000, 1.998 m. s. n. m.), azimuth: 200°. A) Labores mineras. B) Estructura principal de la mina La Cervecita



3.4.3.3. MINA LA CARTERA

Está localizada sobre la margen izquierda de la quebrada Santa Teresa (fotografía 3.10A). Al frente de la explotación actual se accede por medio de una cruzada de 20 metros en dirección SSW, hasta llegar a un túnel guía de 70 metros de longitud en dirección NW, que avanza sobre una vena de cuarzo-carbonato-sulfuros, en ocasiones con textura de brecha, de rumbo N45°W, buzando 85° al norte, con 1 metro de espesor (fotografía 3.10B). La mineralización es de pirita, calcopirita, pirrotina y galena (fotografía 3.10C), y se encuentra encajada en rocas intrusivas de composición granítica de grano fino a medio, muy meteorizadas (fotografía 3.11).

Figura 3.9. Poligonal de la mina La Cervecita



Fotografía 3.10. A) Bocamina de La Cartera (N: 1232497, E: 1113112, 2.008 m. s. n. m.), azimuth: 180°. B) Guía principal, en la que se observa la potencia de la zona de falla. C) Vena mineralizada con sulfuros, mina La Cartera



Fotografía 3.11. Roca de caja de la mineralización, mina La Cartera

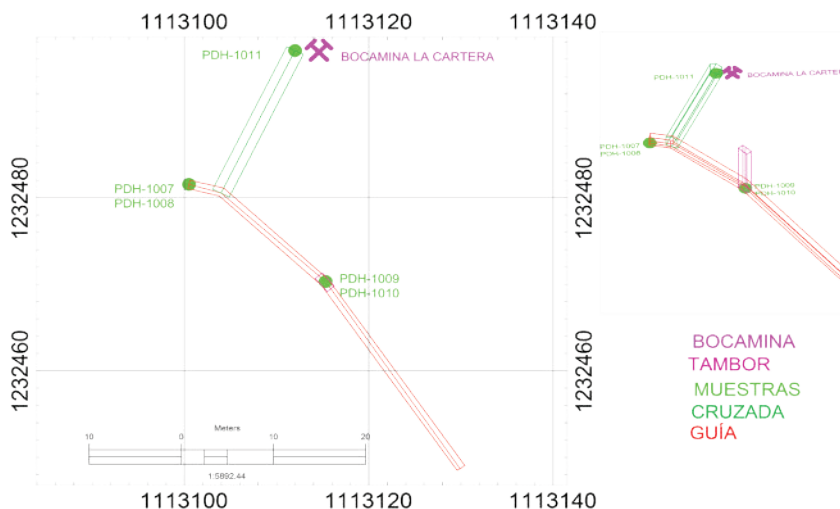


3.4.3.4. MINA LA DUREZA

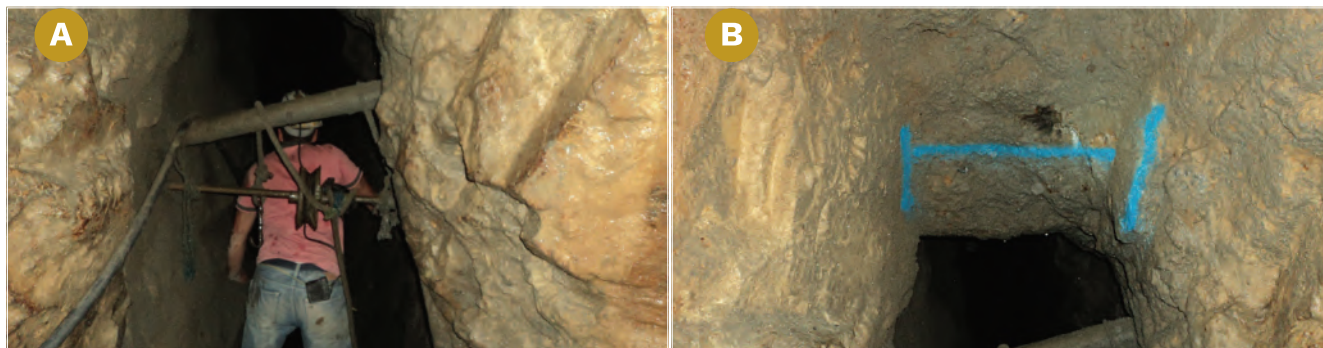
La mina está localizada al suroriente del área de estudio, en el sector minero de Popales, municipio de Abriaquí, sobre el costado izquierdo de la quebrada Santa Teresa. Las labores mineras son poco desarrolladas, y consisten principalmente en cruzadas en sentido norte-sur, con longitudes menores de 40 metros, o hasta llegar a la zona mineralizada, en donde se desarrollan túneles guías con clavadas y tambores que no superan los 10 metros en la vertical (fotografía 3.12A y B, figura 3.11). La estructura principal de la mina La Dureza corresponde a una veta en dirección N65°W, buzando 80° al norte. No se observan indicadores cinemáticos que permitan determinar el componente de movimiento. En general, es una zona de falla de 1,4 metros de espesor y relleno de cuarzo, sulfuros, carbonatos, con espesores que varían entre 10 y 25 centímetros, inalterada, de color gris claro. La mineralización consiste en nidos de pirita (20%), marcasita (10%), arsenopirita (5%), calcopirita (3%), pirrotina (2%) +/- O₂Fe (fotografía 3.13A y B). Las estructuras atraviesan principalmente rocas sedimentarias (lodolitas), con silicificación moderada, meteorización entre moderada y fuerte, y alto contenido de O₂Fe.

En el área se encuentran otras labores mineras menos desarrolladas y más superficiales, como las minas La Zurda y Beto. La primera sigue una estructura N60°W, buzando 70° al sur, encajada en rocas sedimentarias (areniscas de grano fino) en contacto con cuerpos intrusivos graníticos de composición granodiorítica, fuertemente meteorizados. La segunda se desarrolla en guía de 35 metros de longitud sobre una estructura vertical de cuarzo, sulfuros y carbonatos, en dirección N50°W, y bandas masivas de pirrotina (15%), esfalerita (7%), pirita (6%) y galena (4%) +/- calcopirita con vetillas de cuarzo, con texturas brechoides y desarrollo de biotita secundaria en roca de caja.

Figura 3.10. Poligonal mina la Cartera



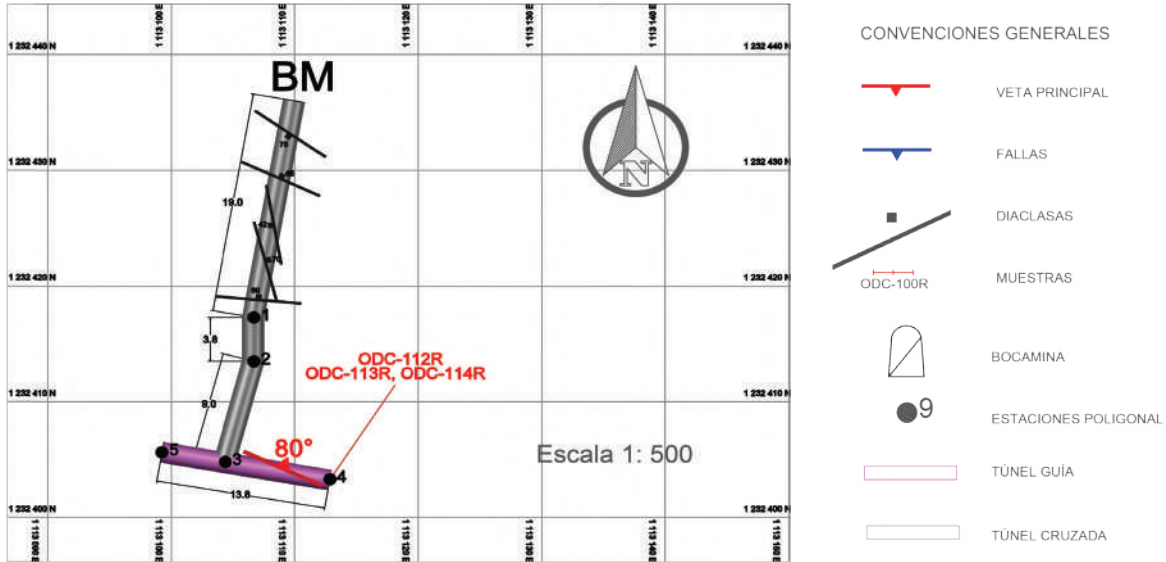
Fotografía 3.12. A) Mina La Dureza, frente de explotación (N: 1232436, E: 1113110, 2.118 m. s. n. m.), azimuth: 100°. B) Estructura principal y zona de muestreo



Fotografía 3.13. Mineralización de veta, La Dureza. A) Mineralización de pirita, marcasita y arsenopirita. B) Mineralización de pirrotina, marcasita, arsenopirita y O₂Fe



Figura 3.11. Poligonal de la mina La Dureza



3.4.3.5. MINA MANGA

Galería subterránea de 12 metros de extensión en dirección SWW (fotografía 3.14A), sobre la que se desarrolla la explotación de una zona de cizalla mineralizada de dirección S80°-85° W e inclinada 84 grados al norte, de espesor que varía entre 20 y 60 centímetros, compuesta por cuarzo-carbonato-sulfuros, principalmente pirita, pirrotina, calcopirita y hematita relicta, distribuidas en la veta como agregados y manchas en una matriz de cuarzo lechoso (fotografía 3.14B y C). La roca encajante es de afinidad ígnea, granitoide, con moderada alteración y presencia de carbonatos, clorita y epidota.

Fotografía 3.14. A) Bocamina de Manga (N: 1232126, E: 1113619, 2.057 m. s. n. m.), azimuth: 260°. B) Estructura principal de la mina Manga. C) Mineralización de la mina Manga. Agregado masivo de sulfuros



3.4.4. SECTOR DE EL CERRO

3.4.4.1. MINA GURUPERO LOS PULGARÍN

Localizada al sur de la cabecera municipal de Frontino, en la vereda El Cerro, sector de El Hoyo, en la cuenca de la quebrada San Pedro. Las labores mineras se inician en una cruzada de 39 metros en dirección S40°E hasta cortar la estructura mineralizada. La guía principal tiene una longitud de 120 metros (fotografía 3.15A y figura 3.12). La explotación se desarrolla a lo largo de una estructura tabular con respaldos bien definidos, tendencia general este-oeste, inclinada al sur entre 70° y 80° (fotografía 3.15B). Se presenta como relleno de cuarzo-sulfuros, con espesor promedio de 25 centímetros. Exhibe textura bandeada y ocasionalmente brechada. La mineralización corresponde principalmente a aglomerados masivos de pirrotina (2%), calcopirita (5%), +/- esfalerita y pirita diseminada, acompañados de óxidos de hierro como goethita y jarosita (fotografía 3.16A y B). Localmente presenta alteración cuarzo-sericítica, respaldos silicificados que enmascaran una alteración propilitica débil con ensamblaje clorita, illita, +/- calcita. La roca de caja corresponde a un intrusivo granítico de composición intermedia con abundantes anfíboles.

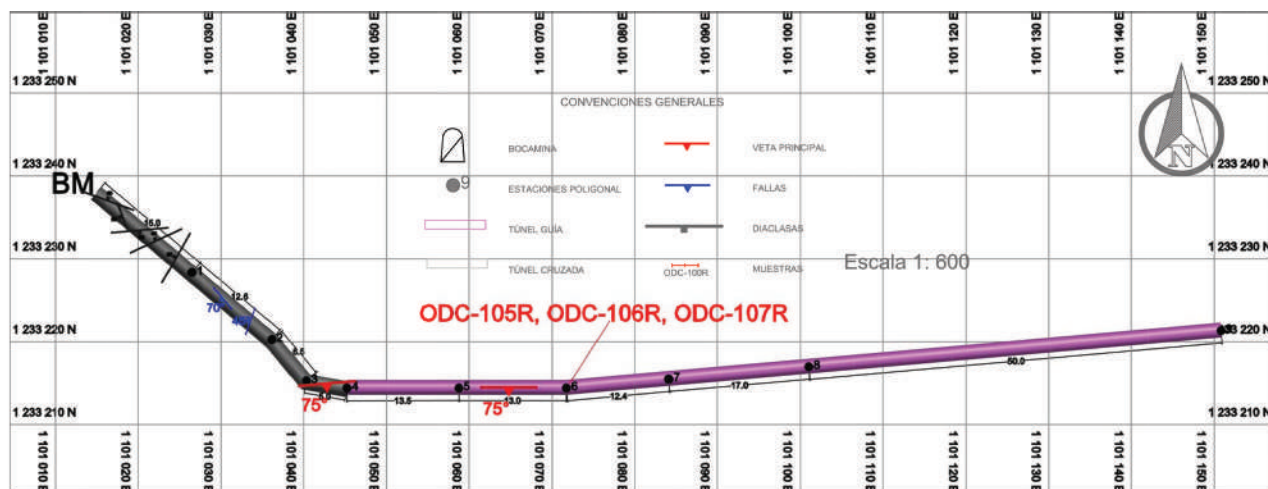
Fotografía 3.15. A) Bocamina de Gurupero Los Pulgarín (N: 1233238, E: 1101015, 2.040 m. s. n. m.), azimuth: 130°. B) Mina Gurupero Los Pulgarín, azimuth: 90°. Estructura principal con textura bandeada, sheeted vein encajada en cuerpo intrusivo granítico con óxidos de hierro



Fotografía 3.16. Mina Gurupero Los Pulgarín. A) Detalle de veta, azimuth: 60°. B) Detalle de mineralización



Figura 3.12. Poligonal de la mina Gurupero Los Pulgarín



3.4.4.2. MINA GURUPERO LOS BRAND

Está ubicada en el costado suroriental, 65 metros por debajo de la cota de la mina Gurupero Los Pulgarín. Las labores mineras se desarrollan en un túnel guía de 120 metros de longitud que se extiende a lo largo de una zona de falla con dirección general este-oeste y buzamiento de 60° al sur (fotografía 3.17A y figura 3.13). Adicionalmente, presenta un componente en movimiento normal dextral y respaldos netos. La zona, con un espesor promedio de 20 centímetros, está rellena con cuarzo, sulfuros y más o menos carbonatos, exhibe texturas bandeadas y drusiformes con sets de venas paralelas y en rejilla de cuarzo y sulfuros como pirrotina (15%), calcopirita (5%), pirita (1%), +/- galena, esfalerita < 0,5% y óxidos de hierro. La mineralización se encuentra asociada a un cuerpo intrusivo de color negro, con tamaño de grano fino, textura holocristalina, fanerítica, equigranular, estructura masiva, de composición entre básica e intermedia en contacto irregular, y diques dentro de lodolitas fuertemente recristalizadas (fotografía 3.17B y C). En general, la roca sedimentaria presenta alteración silíceo fuerte, generada por el contacto entre el cuerpo intrusivo y la roca de caja. Presenta relleno de fracturas con biotita secundaria, de color entre marrón moderado y oscuro, y vetillas de pirita, sílice, +/- clorita (fotografía 3.18A y B).

Fotografía 3.17. A) Bocamina de Gurupero Los Brand (N: 1233000, E: 1101150, 1.975 m. s. n. m.), azimuth: 90°. B) Respaldo, veta encajada en cuerpo intrusivo granítico con vetileo paralelo. Azimuth: 110°. C) Diques cortando roca de caja sedimentaria recrystalizada



Fotografía 3.18. Vetileo y silicificación. Mina Gurupero Los Brand. A) Venas marrón asociadas a biotita secundaria. B) Abundante sílice. Zona de contacto con cuerpo intrusivo y roca de caja sedimentaria

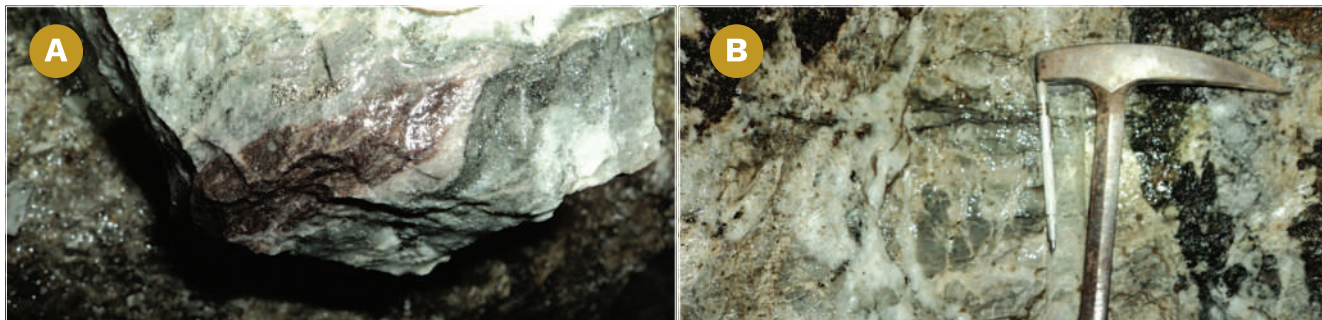
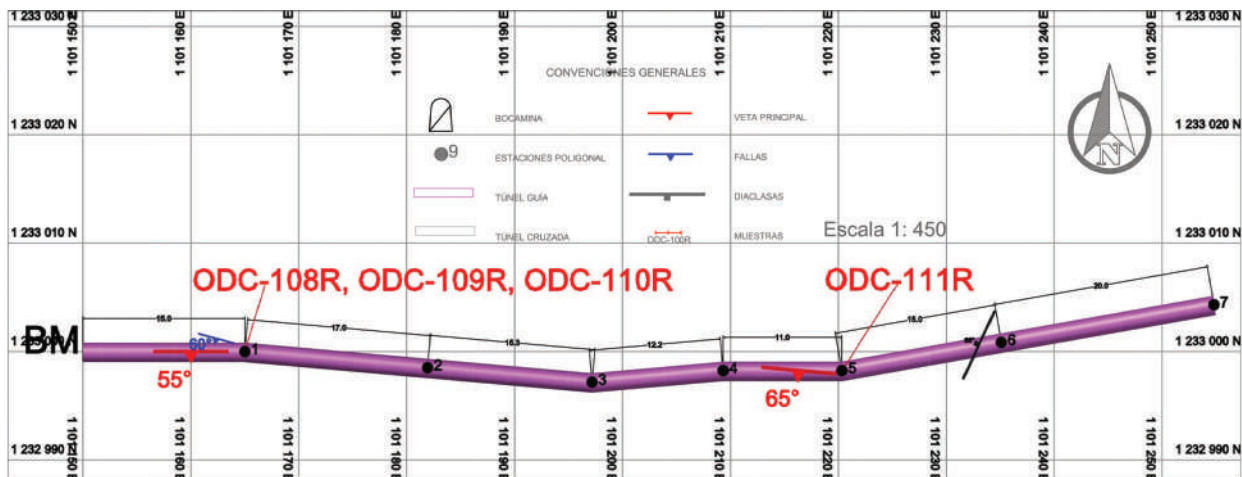


Figura 3.13. Poligonal de la mina Gurupero Los Brand



3.4.4.3. MINA EL APIQUE

La mina se localiza sobre el costado nororiental en el sector de El Cerro. Al frente de explotación se accede a través de una cruzada en dirección general SWW que corta rocas sedimentarias silicificadas (lodolitas) hasta los de 82 metros, para luego continuar por 150 metros en la misma dirección sobre rocas ígneas de composición monzonítica. En este punto se accede al nivel 2 por medio de una clavada de 100 metros de longitud, que sigue una veta de cuarzo-carbonato-sulfuros en dirección general este-oeste. La clavada continúa por otros 20 metros

Fotografía 3.19. A) Bocamina de El Apique (N: 1233166, E: 1102158, 1.896 m. s. n. m.), azimuth: 270°. B) Frente de mina activo, nivel 3 inferior, mina El Apique. C) Vena de cuarzo-carbonato mineralizada con sulfuros, mina El Apique



más hasta el nivel 3, que sigue una veta en dirección N85°E, buzando 65° al norte, donde se realiza el muestreo (fotografía 3.19A y figura 3.14).

La mineralización consta de relleno de fracturas por venas de cuarzo y sulfuros dispuestas en forma tabular paralela, a veces deformadas, onduladas y sinuosas, o discontinuas, en zonas de cizalla. El espesor varía desde algunos centímetros hasta 40 centímetros. La veta también presenta relleno de carbonatos en espacios abiertos y zonas de relleno. Los sulfuros predominantes son principalmente de pirrotina, pirita y calcopirita con magnetita, dispuestos en agregados masivos, en bandas longitudinales irregulares o en manchas en cuarzo (fotografía 3.19B y C, fotografía 3.20A y B).

Fotografía 3.20. A) Vena mineralizada en falla normal, mina El Apique. B) Vena mineralizada, mina El Apique. C) Roca de caja, cornubiana, mina El Apique



3.4.4.4. MINA LA BERNAL

Mina localizada al suroriente del cerro Frontino, en el sector de San Diego, sobre la cuenca de la quebrada El Carmen. Comprende las labores de las minas La Bernal Alta, La Bernal Baja y Rancho Alegre (fotografía 3.21 y figura 3.15), donde se explotan zonas de falla paralelas, de geometría en rosario con componente en movimiento normal sinistral y dirección general este-oeste de entre 85° y 110°, buzando entre 60° y 70° al sur. Presentan relleno de cuarzo, sulfuro más o menos carbonatos y arcillas, de texturas bandeadas y en peine, vetilleo paralelo de cuarzo en la roca encajante y espesores variables entre 15 y 90 centímetros, en ocasiones con desarrollo de brechas de falla al respaldo techo (fotografía 3.22). Se distinguen dos pulsos de mineralización: el primero se caracteriza por el relleno de cuarzo con nidos de pirita muy fina (10%), esfalerita(5%), galena (2%) y calcopirita en menor proporción, y el segundo por bandas de pirita muy fina y óxidos de hierro. Es posible observar un tercer pulso estéril sin relación de corte en la estructura, con relleno de cuarzo blanco lechoso cortado por venillas de carbonatos y presencia de pirita euhedral de grano entre fino y medio, diseminada. En general, las vetas presentan una alteración leve con sericita. La roca de caja corresponde a un cuerpo intrusivo de color entre gris verdoso y negro verdoso, con variaciones en el tamaño de grano de fino a medio, texturas holocristalinas, faneríticas, equigranulares, compuestas principalmente por anfíboles y plagioclasas (fotografía 3.23A), en ocasiones con texturas pegmatíticas de biotitas (fotografía 3.23C). Se observa un ensamblaje de clorita, illita, pirita y calcita asociado a alteración propilítica distal (fotografía 3.23B). En el material de acopio se observan fragmentos de granodioritas sin alterar (fotografía 3.23D).

Figura 3.14. Poligonal de la mina El Apique



Fotografía 3.21. Labores mineras en el sector de San Diego-El Cerro. A) Bocamina de La Bernal Alta (N: 1232795, E: 1101700, 2.075 m. s. n. m.), azimuth: 250°. B) Bocamina de Rancho Alegre (N: 1101698, E: 1101700, 2.073 m. s. n. m.), azimuth: 250°



Fotografía 3.22. Principales características de la estructura mineralizada La Bernal, en el sector de San Diego-El Cerro. A) Relleno de cuarzo sulfuros +/- carbonatos y OxFe en veta de La Bernal Alta; espesor: 10 centímetros; azimuth: 260°. B) Respaldo techo con desarrollo de brecha tectónica de la mina Rancho Alegre. Azimuth: 85°. C) Veta de La Bernal Baja; nótese la forma de rosario en la estructura. Azimuth: 275°. D) Texturas en peine



Fotografía 3.23. Roca de caja en el sector de San Diego-El Cerro. A) Cuerpo intrusivo meteorizado. B) Roca de caja con alteración propilítica débil. C) Texturas pegmatíticas de biotitas. D) Cuerpo intrusivo granodiorítico fresco

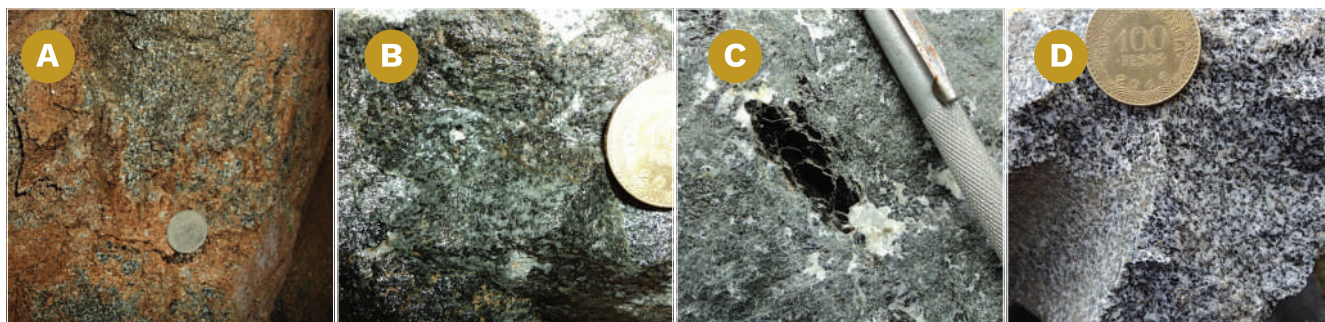
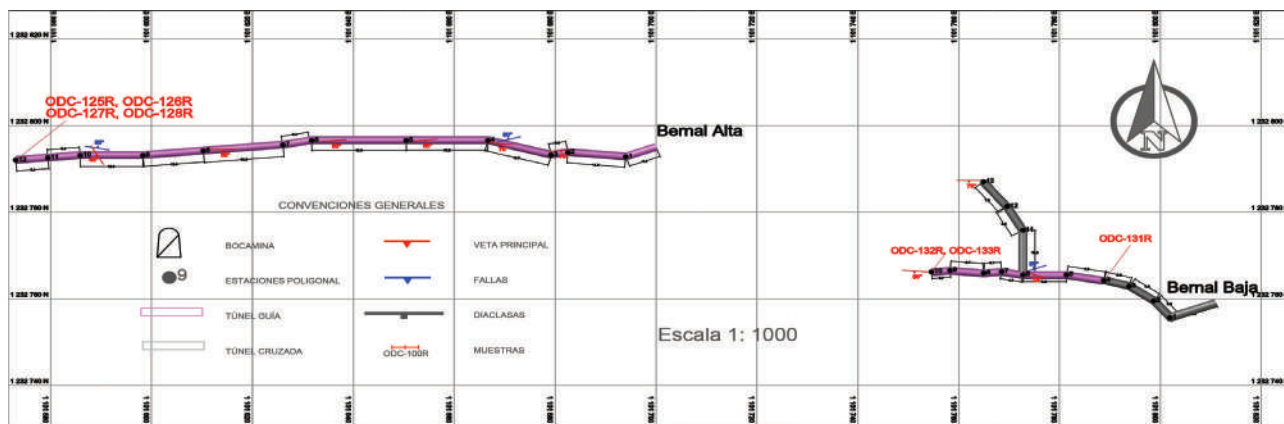


Figura 3.15. Poligonales de las minas La Bernal Alta y La Bernal Baja



3.4.4.5. MINA EL PANTANO

La mina se localiza en el extremo suroccidental y en la parte baja del cerro Frontino, en el sector de San Diego (fotografía 3.24A). La explotación consiste en una galería subterránea de 60 metros de extensión con dos nive-

Fotografía 3.24. A) Bocamina de El Pantano (N: 1232597, E: 1101459, 2.059 m. s. n. m.), azimuth: 270°. B) Estructura principal con vetillo de cuarzo-carbonato

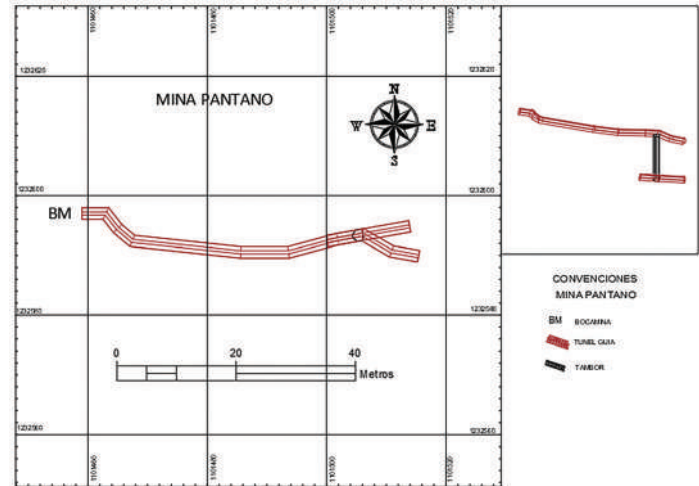


les de avance desarrollados en dirección N80-85W y separados por un inclinado de 15 metros de altura (figura 3.16). La mineralización consiste en vetillas de cuarzo, carbonato y sulfuros de hasta 1 centímetro de espesor, desarrolladas a lo largo y en los bordes de una zona de cizalla con un espesor máximo de 1 metro, que afecta la roca hospedante de naturaleza ígnea, de color gris oscuro y tamaño de grano fino, de composición diorítica (baja en cuarzo) (fotografía 3.24A). La roca hospedante se encuentra moderadamente alterada, con presencia de clorita, carbonato y biotita.

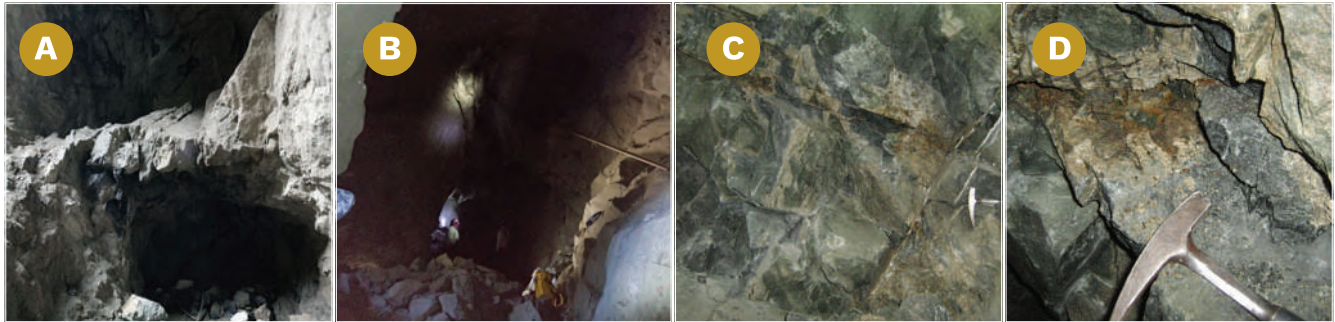
3.4.4.6. MINA LA PALMA

Explotación localizada en el extremo suroccidental, en la parte alta del cerro Frontino, sector de La Palma (fotografía 3.25A y B, figura 3.17). Se accede por un camino que la comunica con las explotaciones mineras de El Pantano. Corresponde a una explota-

Figura 3.16. Poligonal de la mina Pantanos



Fotografía 3.25. A y B) Bocamina de La Palma (N: 1232171, E: 1101056, 2.389 m. s. n. m.), azimuth: 270°; y frentes de explotación de la mina La Palma. C) Roca mineralizada de la mina La Palma. D) Roca con mineralización diseminada de la mina La Palma

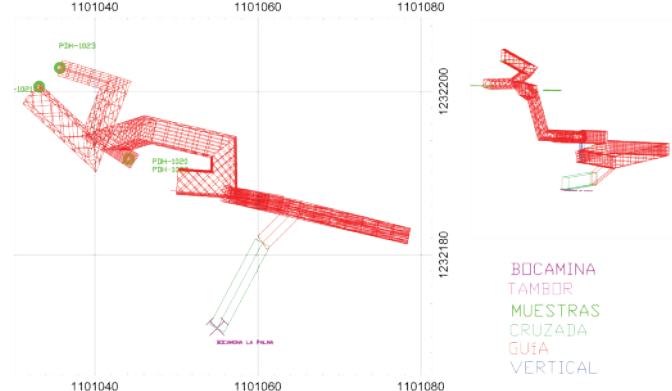


Fotografía 3.26. A) Roca mineralizada con pirrotina y calcopirita diseminadas, mina La Palma. B) Vena de cuarzo-carbonato, mina La Palma. C) Roca mineralizada con alteración carbonato-epidota-clorita. D) Roca caja con alteración carbonato-clorita



ción en cámaras y pilares irregulares en un cuerpo intrusivo de composición básica, de grano medio a grueso, con mineralización diseminada de pirrotina, calcopirita, magnetita y pirita, con vetillas de cuarzo y cuarzo-carbonato, a lo largo de una zona mineralizada que se extiende por 30 metros de ancho en dirección SEE (fotografía 3.25C y D, fotografía 3.26A y B). La roca hospedante presenta alteración con ensamblaje carbonato-clorita-epidota (fotografía 3.26C y D).

Figura 3.17. Poligonal de la mina La Palma



3.4.5. SECTOR DE MUSINGA GRANDE

Comprende varias explotaciones locales, entre ellas se documenta la explotación de la mina el Roble.

3.4.5.1. MINA EL ROBLE

Pequeña explotación localizada al suroccidente del área de interés, en la vereda Musinga Grande, sobre la cuenca de la quebrada Las Minas (fotografía 3.27A). Las labores mineras son poco desarrolladas. Se explotan dos estructuras mineralizadas: la principal con dirección N70°E, buzando 60° al NW, con movimiento aparente sinistral normal; corresponde a una veta de cuarzo, sulfuros y carbonatos de 25 centímetros de espesor, con texturas granulares, de brecha y drusiformes, alteración filica moderada a fuerte con ensamblaje de cuarzo, sericita y pirita euhedral. La mineralización es de pirrotina (8%), esfalerita (2%), calcopirita (2%), pirita (1%), bornita (0,1%), covelina (0,1%) y abundante OxFe (10%) (fotografía 3.27B y C). La roca encajante es un cuerpo intrusivo granítico holocristalino, fanerítico y equigranular de color verde oscuro, de composición diorítica, con alteración de cuarzo-sericita sobrepuesta en propilitica débil con clorita, esmectita +/- pirita. La segunda estructura se explota en la mina Siete Cueros, de dirección N40°W, buzando 70° al NE y con movimiento aparente normal dextral; es una labor incipiente con alto grado de meteorización y óxidos de hierro.

Fotografía 3.27. A) Labores de beneficio en la mina El Roble (N: 1231035, E: 1097797, 2.239 m. s. n. m.). B) Estructura mineralizada paralela a la veta principal. C) Fragmento de veta mineralizada con clastos de roca de caja granítica, cuarzo granular y abundante pirrotina



3.4.6. SECTOR DE LA CLARA

Corresponde al sector más occidental del área. Existen varias explotaciones abandonadas. En el momento de la visita se documentaron las bocaminas de La Clarita y Campamento.

3.4.6.1. MINA LA CLARITA

Explotación minera ubicada sobre la margen derecha de la quebrada La Clarita. A ella se accede por un túnel en cruzada de 45 metros, que se sigue hasta llegar a los frentes de explotación (fotografía 3.28A y figura 3.18). La zona mineralizada interseca rocas metasedimentarias correspondientes a cornubianas de lodolitas fuertemente diaclasadas y rocas graníticas de grano fino, en las que se observan varias vetillas de cuarzo, cuarzo-carbonato, y cuarzo-carbonato-sulfuros. La mineralización principal consta de una vena de 70 centímetros de espesor máximo, con dirección preferencial 120-150, buzando desde 45° hasta casi vertical (fotografía 3.28B), compuesta por cuarzo-carbonato-sulfuros, donde predominan pirrotina, calcopirita, arsenopirita, calcosina y covelina (fotografía 3.28C y fotografía 3.29A y B).

Fotografía 3.28. A) Bocamina de La Clarita (N: 1228223, E: 1094592, 2.239 m. s. n. m.). B) Vena mineralizada, mina La Clarita. C) Vena mineralizada oxidada con sulfatos de cobre, mina La Clarita



Fotografía 3.29. A) Fragmento de la vena mineralizada, mina La Clarita. B) Fragmento de la vena mineralizada, mina La Clarita.



3.4.6.2. MINA CAMPAMENTO

Pequeña explotación minera de aproximadamente 25 metros de longitud, desarrollada en dirección E-W. El frente mineralizado consiste en una veta de 40 cm de espesor, con dirección N85W e inclinación de 84° NE, compuesta por sulfuros masivos, principalmente de pirrotina, pirita y calcopirita, desarrollada sobre una zona de cizalla tipo dúplex de aproximadamente 60 cm de espesor, con fragmentos de roca de caja intercalados (fotografía 3.30 y figura 3.19). La roca hospedante es de origen ígneo, textura fanerítica, tamaño de grano medio, y corresponde a un granitoide con intensa silicificación y carbonatación hacia el contacto con la zona mineralizada.

Fotografía 3.30. A) Vista general de entrada a la mina El Campamento. B) Vena mineralizada, mina El Campamento. C) Vena mineralizada oxidada, mina El Campamento



Figura 3.18. Poligonal de la mina La Clarita

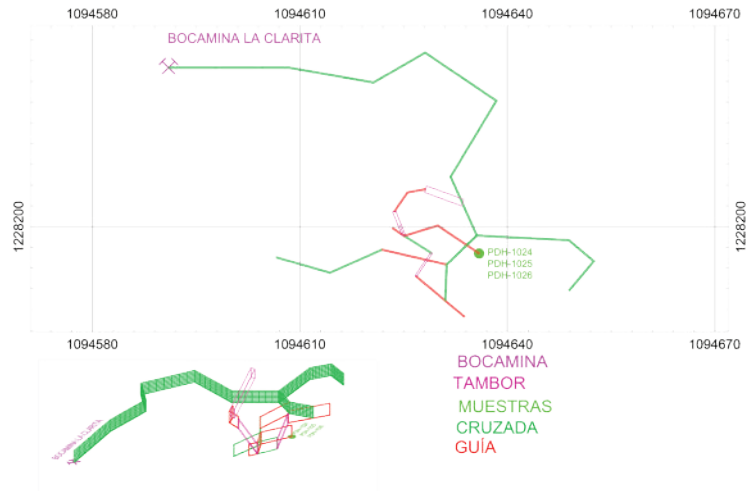
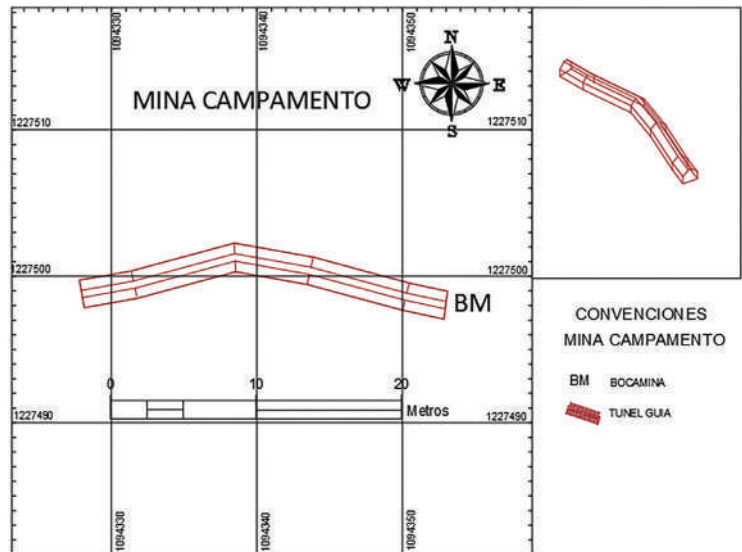


Figura 3.19. Poligonal de la mina Campamento, sector de Las Claritas



4.

ASPECTOS GEOLÓGICOS

La composición mineralógica de los depósitos determina el comportamiento de las menas en los procesos de beneficio. Por este motivo es de gran importancia conocer desde su origen los procesos geológicos involucrados en la formación de estos, así como de las condiciones finales del depósito mineral. Teniendo en cuenta el origen y los procesos mineralizantes se puede establecer el tipo de depósito, particularmente aquellos de origen hidrotermal, característico de la zona estudiada. El capítulo pretende describir características mineralógicas obtenidas a partir de análisis petrográficos, de metalografía, análisis por microsonda electrónica (EPMA), espectroscopía infrarroja, espectrometría Raman y microtermometría de inclusiones fluidas que brindan información importante acerca de los procesos que condujeron a la formación de los minerales encontrados y que a su vez facilitarán la selección apropiada de procesos geometalúrgicos.

Detalle de muestra de mano donde se puede apreciar la composición de la roca caja y la inclusión de los minerales metálicos, se utiliza una moneda para tener la referencia de la escala, Frontino (Antioquia). Fotografía tomada por Oscar Cardona, Servicio Geológico Colombiano



4.1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS: GEOLOGÍA Y YACIMIENTOS MINERALES

El escenario geológico de la parte más septentrional de Suramérica está enmarcado por una amplia zona de deformación conocida como Bloque Norandino, cuya configuración tectónica se debe a la colisión oblicua, con subducción y acreción de terrenos alóctonos oceánicos en sentido dextral, agrupados como el Reino Tectónico del Oeste (WTR), donde interactúan los denominados terrenos San Jacinto, Sinú y Cañasgordas, en los cuales se localizan las mineralizaciones visitadas al sur de Puerto Libertador. (Cediel *et al.*, 2003) y (González, 2001).

Los terrenos oceánicos acrecionados del Cretáceo superior están conformados por basaltos, sedimentitas y, en menor proporción, por unidades vulcanoclásticas de la Formación Barroso, y por turbaditas, chert y calizas de la Formación Penderisco. De forma discordante afloran rocas sedimentarias cenozoicas, consideradas parte del prisma acrecionario, y se conocen como Cinturón Plegado de San Jacinto, al norte, y Sinú, al oeste.

Los terrenos oceánicos están adosados a la corteza continental compuesta por rocas metasedimentarias paleozoicas del Complejo Cajamarca. La margen de contacto entre ellos es la zona de falla Cauca-Romeral (Cediel y Cáceres, 2000; González y Londoño, 2002a; 2003; Cediel *et al.*, 2003; Villagómez y Spikings, 2013).

Las rocas de afinidad oceánica están siendo intruidas por dioritas, tonalitas y stocks porfiríticos de composición intermedia, del Cretáceo tardío (Kulla y Oshust, 2018). Estas rocas serían la fuente de las mineralizaciones de Cu, Au y Ag presentes.

La geología es la ciencia que estudia el origen, la composición y la estructura del planeta Tierra, así como la evolución y los procesos que la han modificado desde su origen (cerca de 4.600 millones de años) hasta el tiempo actual. La parte sólida está compuesta por rocas cuya composición es variada, dependiendo de la profundidad y de los procesos tanto internos como superficiales en los que interviene. El interior de la Tierra se ha diferenciado en tres capas concéntricas principales, según características establecidas especialmente por métodos geofísicos. Ellas son:

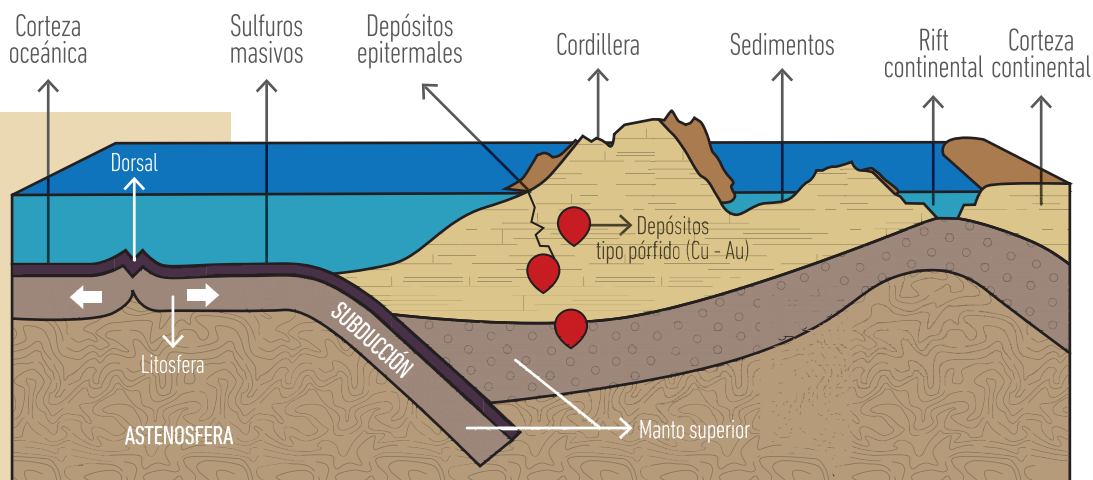
Corteza. Es la capa más externa de la Tierra, y en ella se encuentran concentrados los yacimientos minerales. Tiene una profundidad que oscila entre los 20 y 70 km bajo los continentes (corteza continental), y de 10 km bajo los océanos (corteza oceánica). La corteza oceánica es más densa que la corteza continental, y está compuesta principalmente por rocas básicas y ultrabásicas. La corteza continental en general está formada esencialmente por rocas y minerales silicatados y elementos litófilos (con afinidad por el oxígeno).

Manto. Es la capa intermedia. Está comprendida entre los 70 y 2900 km de profundidad. En esta capa, que generalmente se subdivide en manto inferior y manto superior.

Núcleo. Es la parte interna de la Tierra. Tiene una profundidad de 2900 a 6000 km. Se cree que en la parte interna, el núcleo está formado por minerales metálicos siderófilos, como el níquel y el hierro.

La dinámica de la Tierra se manifiesta en corrientes de convección formadas desde el interior del manto terrestre hacia la corteza, donde tiene lugar la ruptura de la corteza en fragmentos o retazos, soportados en el manto superior a través de una zona denominada astenosfera.

Figura 4.1. Depósitos auríferos y su relación con la tectónica de placas



Fuente: modificado a partir de Melgarejo J. et al., (1990)

La corteza se compone de placas o fragmentos móviles individuales, más o menos rígidos, que se desplazan e interactúan entre ellos, y que se conocen como placas tectónicas. En la dinámica terrestre se crea y se destruye corteza continuamente. La creación o formación de corteza se produce en los límites divergentes de las placas tectónicas (dorsales oceánicas y rifts continentales). En los límites convergentes de las placas tectónicas, donde estas se mueven hacia un punto común, a veces una placa se hunde (subduce) debajo de otra; estas áreas, que se conocen como zonas de subducción, son responsables de la formación de grandes cadenas montañosas, como los Andes; además, son responsables de la generación de eventos sísmicos y del emplazamiento y acumulación de yacimientos minerales (sulfuros masivos, pórfidos y yacimientos epitermales de metales preciosos, entre otros). El origen de los depósitos minerales metálicos está estrechamente relacionado con ambientes asociados a la interacción de placas tectónicas (fragmentos de corteza terrestre) (figura 4.1).

4.1.1. GENERALIDADES DE YACIMIENTOS AURÍFEROS

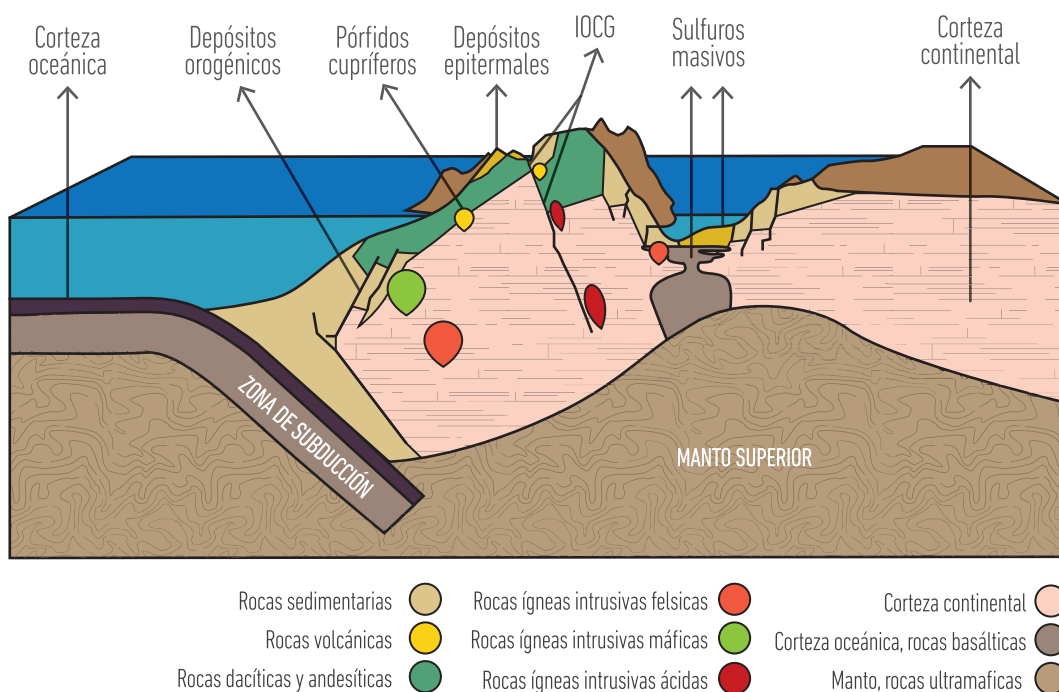
Un yacimiento mineral es la acumulación en superficie, o cerca de ella, de compuestos metálicos o no metálicos que, debido a su extensión, disposición o enriquecimiento, pueden recuperarse con beneficio económico. El oro es un metal precioso de color amarillo, brillo metálico, denso (19,3 g/cc) y blando (2,5-3 Mohs), muy apreciado por su belleza, utilidad y escasez; no se oxida ni pierde su lustre. Entre los metales conocidos, se lo considera el más dúctil y maleable.

Desde el punto de vista geoquímico, se considera que el oro es un elemento con movilidad restringida; se transporta en soluciones acuosas a través de complejos clorurados y sulfurados. Los fluidos involucrados en este proceso reaccionan con las rocas circundantes y permiten la removilización del oro en fluidos que viajan a través de fracturas y poros.

Los cambios de presión, temperatura y reactividad geoquímica dan lugar a su precipitación. En los yacimientos minerales, el oro se asocia principalmente con elementos como la plata (Ag), el arsénico (As), antimonio (Sb), mercurio (Hg), selenio (Se) y telurio (Te). En algunos depósitos se presenta asociado con hierro (Fe), zinc (Zn), plomo (Pb) y cobre (Cu). El tamaño y tipo del depósito aurífero depende de los factores ya mencionados, así como de la magnitud del evento y el tiempo de aparición.

La posición tectónica de Colombia es estratégica y privilegiada, porque tiene una gran variedad de ambientes favorables para la formación de depósitos minerales; corresponde con márgenes convergentes o márgenes activos donde tienen lugar la formación de montañas (cordillera de los Andes), actividad volcánica y sísmica y acumulación de minerales metálicos como el Au, Cu, Pb y Zn (figura 4.2).

Figura 4.2. Depósitos auríferos en ambientes compresivos de márgenes tectónicas activas

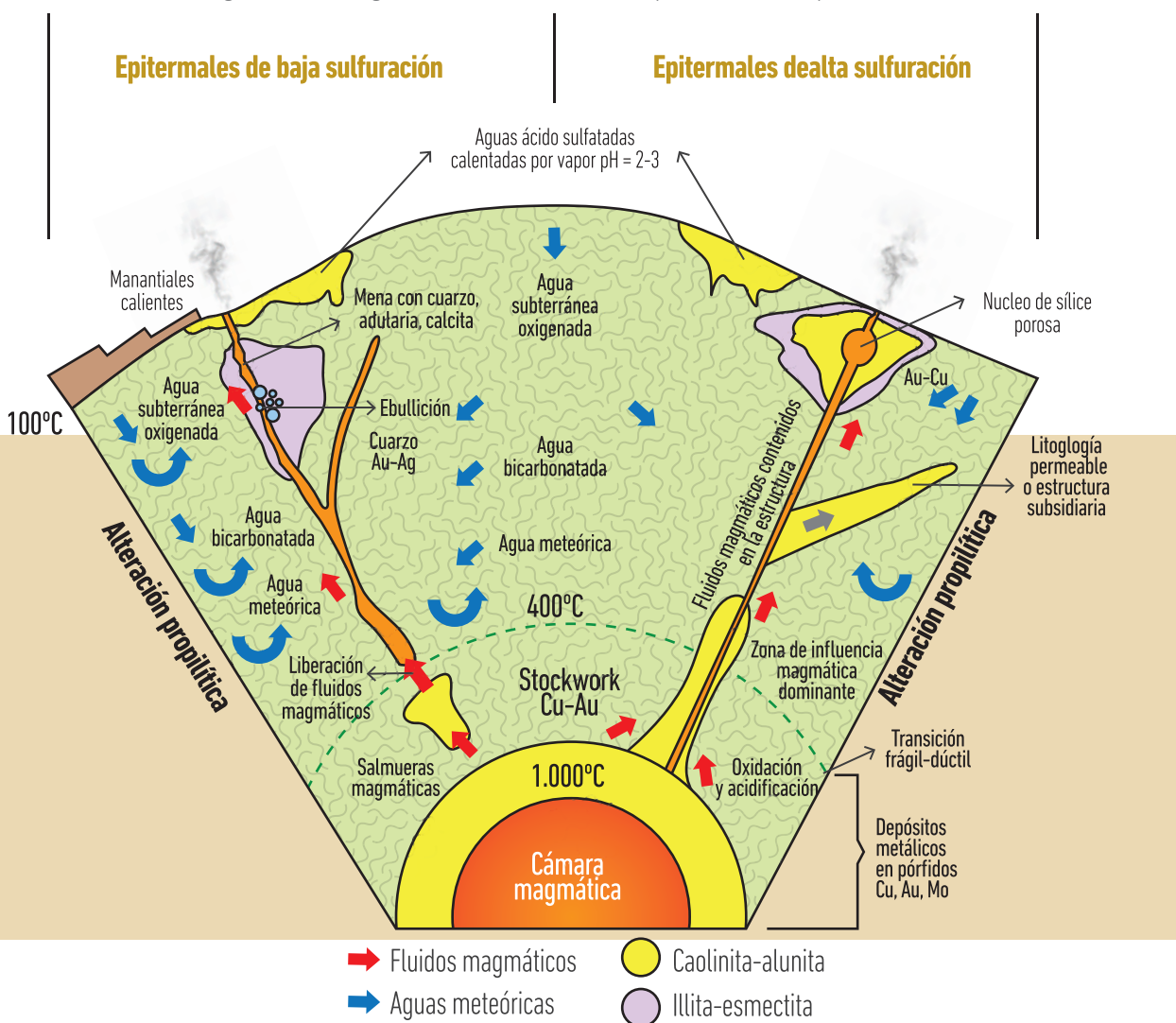


Fuente: modificado a partir de Lydon (2007, en Godfellow y Lydon, 2007)

A continuación se mencionan y describen las generalidades de los principales yacimientos auríferos del mundo que han sido descritos, y los que han sido reconocidos en el territorio colombiano, o que tienen potencial en el país, dada la diversidad de ambientes de formación de yacimientos que se presentan:

Depósitos epitermales. En este tipo de depósitos la mineralización de metales preciosos y de sulfuros asociados se produce a partir de fluidos hidrotermales calientes cargados de metales que se precipitan en las fracturas y fallas de las rocas encajantes (vetiformes) o en forma de diseminaciones formadas dentro de la roca de caja, cuando se presentan las condiciones adecuadas de porosidad y permeabilidad. Los depósitos epitermales se forman a profundidades de entre 1 y 2 km desde la superficie, y genéticamente se encuentran relacionados con ambientes de vulcanismo activo. La mineralización de yacimientos epitermales de metales preciosos puede formarse a partir de dos tipos de fluidos químicamente distintos: los denominados depósitos epitermales de baja sulfuración, que tienen un pH cercano a neutro, y los fluidos de alta sulfuración, que son más oxidados y ácidos. Los términos alta y baja sulfuración fueron introducidos por Hedenquist (1987), y se refieren al estado de oxidación del azufre; en los de baja sulfuración se presenta como S-2 en forma de H₂S (reducido), mientras que en los de alta sulfuración el azufre se presenta como S+4, en forma de SO₂ (oxidado). Se pueden destacar a escala mundial, como depósitos epitermales de alta sulfuración, Yanacocha (Perú) y El Indio (Chile); como depósitos de baja sulfuración se destaca Guanajuato (México). En Colombia, el depósito de Angostura, en la provincia minera de Vetas-California, corresponde al tipo epitermal de alta sulfuración (figura 4.3).

Figura 4.3. Modelo generalizado de formación de depósitos auríferos epitermales



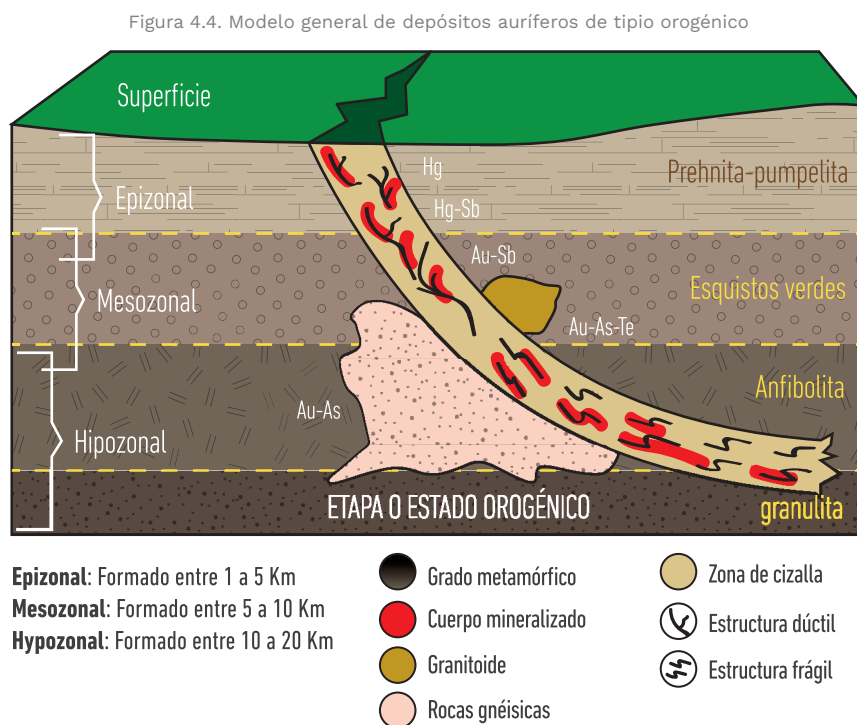
Fuente: tomado de Camprubí et al. (2003)

Depósitos tipo pórfido (pórfidos auríferos y cobre-oro). Estos depósitos se originan por el emplazamiento de cuerpos intrusivos subvolcánicos. Son yacimientos de baja ley (0,5 a 2 gramos por tonelada) y alto tonelaje, en los que ocurren eventos mineralizantes asociados a alteración hidrotermal (alteración potásica, alteración filica y

alteración argílica). Con respecto a la mineralogía, en este tipo de depósitos se encuentra oro libre con partículas de algunos micrones, o como inclusiones en calcopirita, en bornita o en granos de pirita, que se presentan en estructuras de *stockwork* (estovercas o enrejados), en venillas o en disseminaciones. A escala mundial pueden citarse como ejemplos el depósito de Bajo la Alumbraera (Argentina); La Coipa, cerro Casale y Marte/Lobo (norte de Chile) y Panguna (Papúa Nueva Guinea). De Colombia se pueden citar el depósito de La Colosa, en Cajamarca (Tolima, cordillera Central), Murindó (Antioquia) y Acandí (Chocó).

Depósitos de sulfuros masivos volcanogénicos-polimetálicos. Este tipo de depósitos puede estar relacionado con el vulcanismo submarino que ocurre en las dorsales mesoocéánicas. En ellos, por procesos hidrotermales, las sucesiones estratiformes o lenticulares vulcano-sedimentarias que se acumulan se pueden enriquecer en metales como cobre, plomo y zinc, además del oro como subproducto. En Colombia, al occidente de la falla de Romeral, en la cordillera Occidental, se presentan ambientes de formación adecuados para la acumulación de este tipo de depósitos; actualmente se reconoce la mina del Roble (Chocó) como un depósito de sulfuros masivos, pero igualmente se destacan los prospectos del Dovio (Valle del Cauca) y Anzá (Antioquia).

Depósitos orogénicos de oro. Son depósitos auríferos formados en zonas de fractura o de cizalla, que se producen por el transporte de metales en fluidos de origen metamorfo. Las condiciones de formación corresponden a ambientes sometidos a grandes esfuerzos tectónicos, como los que se dan en cadenas montañosas en crecimiento y deformación. El depósito orogénico consiste en numerosas venas de cuarzo en relleno de fracturas, con contenidos bajos de sulfuros, dispuestos generalmente en bandas, y con contenidos variables de Sb, Bi, Te y Hg. La arsenopirita es el sulfuro dominante, mientras que la pirita o la pirrotina se encuentran subordinadas; el oro se encuentra asociado con estos sulfuros. Los filones pueden tener extensiones de varios kilómetros y se distribuyen según la disposición estructural de las rocas hospedantes. De Colombia pueden citarse como ejemplos de depósito tipo oro orogénico, la zona minera de Amalfi (Antioquia), la mina El Vapor (Puerto Berrío, Antioquia) y la zona minera de Segovia (Antioquia), en la cordillera Central; de igual manera, en este trabajo se reconoce que el yacimiento aurífero de la mina El Canadá, en La Llanada (Nariño), podría corresponder a un depósito mesozonal tipo orogénico (figura 4.4).



Fuente: modificado a partir de Goldfarb, Groves y Gardoll (2001)

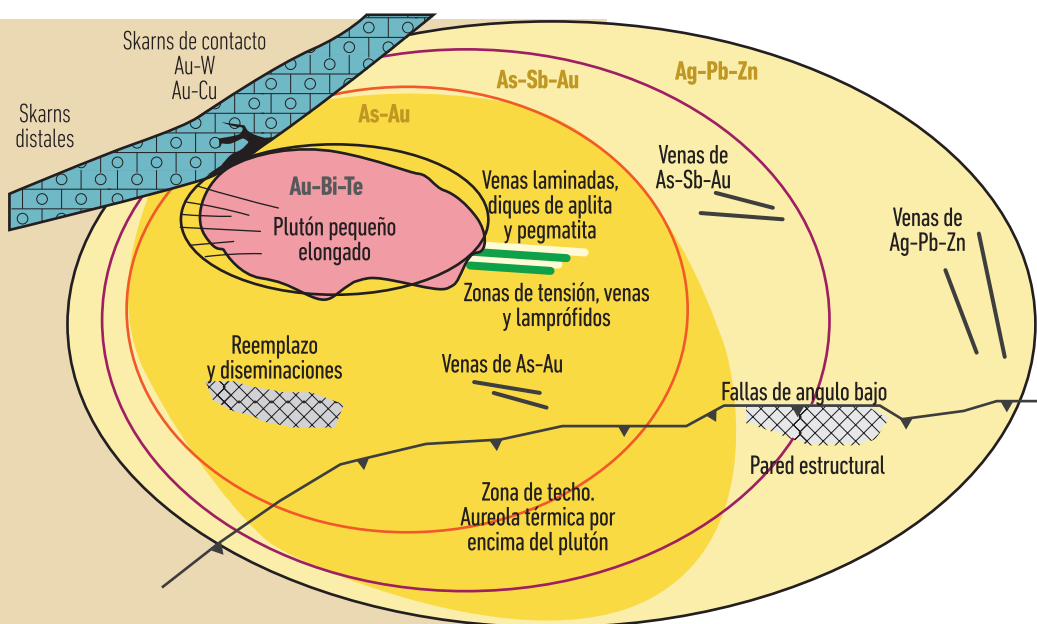
Depósitos de óxidos de hierro-cobre-oro (IOCG). Son depósitos auríferos formados en zonas de fractura o de cizalla de gran profundidad, que se producen por circulación de fluidos acuosos hipersalinos (> 30% NaCl Eq) de alta temperatura de precipitación (500 °C). Están relacionados con la abundancia de magnetita-hematita y presencia de sulfuros de Fe y Cu y contenidos de carbonato, Ba, P o F. Se encuentran distribuidos a lo largo de la franja metalífera de los Andes chilenos; entre ellos sobresale el depósito de Candelaria.

Depósitos de oro relacionados con intrusivos (intrusion related gold deposits). Son depósitos auríferos que tienen un amplio rango de estilos de mineralización característicos espaciales, definidos a partir de un cuerpo magmático central. Depósitos de este tipo se han reconocido Fort Knox (Alaska) y la provincia de Tintina (Canadá). En Colombia, varios distritos mineros han sido inicialmente clasificados en este grupo, como el depósito del cerro Gramalote (Antioquia) y el depósito de oro de la serranía de San Lucas (Bolívar) (Leal, Melgarejo y Shaw, 2011) (figura 4.5).

Depósitos de placer (paleoplaceres y placeres auríferos recientes). Se definen como depósitos minerales formados en superficie y que se acumulan por concentración mecánica, bien sea por corrientes aluviales, por corrientes marinas, en zonas lacustres o por procesos coluviales de partículas minerales pesadas (densas), que son inertes ante procesos oxidantes minerales y que proceden de fragmentos líticos meteorizados. En Colombia los placeres auríferos recientes son muy importantes en la producción de oro. Se destacan los distritos mineros del Bagre (Antioquia), bajo Cauca-Nechí; las cuencas de los ríos San Juan y Atrato (Chocó); río Naya (Valle del Cauca) y Ataco (Tolima), entre otros. Los paleoplaceres son depósitos de placer auríferos antiguos que fueron depositados en ambientes sedimentarios fluviales a deltaicos en condiciones reductoras (atmósfera pobre en oxígeno). En Colombia, las áreas más favorables para la existencia de paleoplaceres son depósitos de metaconglomerados con oro en la serranía de Naquén y Caranacoa (Guainía), y Taraira (Vaupés).

Otros tipos de depósitos. Según la importancia o el potencial, en Colombia se puede destacar potencialidad de depósitos tipo *skarn* auríferos, en los que se presenta emplazamiento de plutones o de cuerpos intrusivos en rocas sedimentarias carbonatadas, donde se produce metamorfismo de contacto, metasomatismo y acumulación de depósitos de metales (sulfuros de cobre, plomo y zinc; magnetita, molibdenita y oro como subproducto). Se destaca como un área potencial las minas Vieja y El Sapo (Tolima), asociadas con las calizas de la Formación Payandé.

Figura 4.5. Modelo general de depósito aurífero relacionado con intrusivos (provincia de Tintina)



Fuente: tomado de Hart *et al.* (2002)

4.1.2. IDENTIFICACIÓN DE MINERALES EN EL FRENTE DE MINA

Figura 4.6. Ejemplo de bocamina y frente de explotación



4.1.3. MINERALES METÁLICOS ASOCIADOS A LA MENA

Figura 4.7. Ejemplo de minerales metálicos comunmente asociados a la mena aurífera



Pirrotita - Po (pirita magnética)

Fórmula: $Fe(1-x)S$
Dureza: 3,5-4,5 Mohs
Color: Bronce, marrón oscuro.



Esfalerita - Sp (sulfuro de zinc)

Fórmula: ZnS
Dureza: 3,5-4 Mohs
Color: varía entre amarillento y gris



Arsenopirita - Aspy (sulfuro de arsénico)

Fórmula: $FeAsS$
Dureza: 5,5-6 Mohs
Color: blanco a gris



Calcopirita - Cp (mena de cobre)

Fórmula: $CuFeS_2$
Dureza: 3,5-4 Mohs
Color: amarillo latón.



Pirita - Py (sulfuro de hierro)

Fórmula: FeS_2
Dureza: 6-6,5 Mohs
Color: amarillo latón.



Galena - Gn (mena de plomo)

Fórmula: PbS
Dureza: 2,5 Mohs
Color: gris plomo

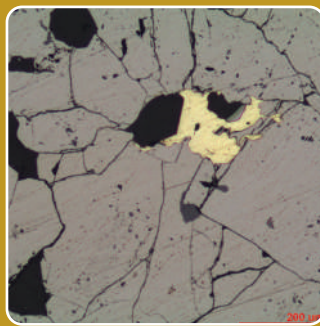
4.1.4. TIPOS DE OCURRENCIA DE ORO EN LA MENA

Figura 4.8. Ejemplo de ocurrencia de oro encontrados en la mena aurífera

Indica la forma, tamaño y estructura como se presenta el oro en la mineralización



ORO LIBRE
(FÁCIL LIBERACIÓN)



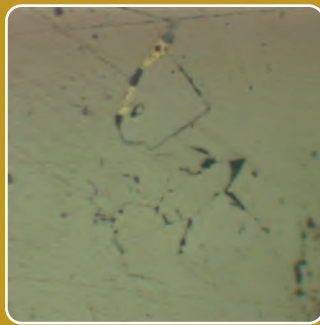
ORO ASOCIADO A MINERALES

Oro asociado a pirita y cuarzo

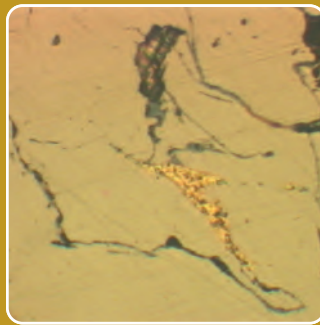


ORO INCLUIDO EN MINERALES

Oro incluido en pirita

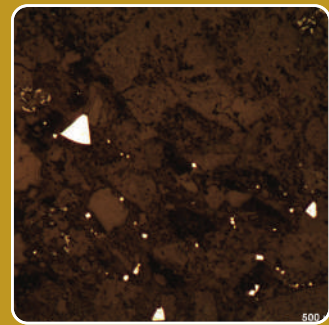


ORO EN LOS LÍMITES DE LOS CRISTALES



ORO EN RELLENO DE FRACTURAS

Oro rellenando una fractura de pirita



ORO DISEMINADO EN MINERALES

4.2. GEOLOGÍA DEL DISTRITO MINERO DE FRONTINO, ABRIAQUÍ Y CAÑASGORDAS (ANTIOQUIA)

La geología del área del distrito minero está dominada por un basamento de rocas volcánicas basálticas y sedimentarias de fondo oceánico, ampliamente deformadas e intruidas por cuerpos magmáticos en cuyos bordes y en cercanías de zonas de fallas de carácter regional se encuentran importantes depósitos auríferos.

4.2.1. GEOLOGÍA REGIONAL

El basamento geológico del área de interés está definido por un conjunto de rocas volcánicas (Formación Barroso) y un conjunto de unidades sedimentarias (Grupo Cañasgordas). Ambos conjuntos se encuentran interdigitados, en contactos generalmente fallados, y afloran a lo largo de la cordillera Occidental en sentido norte-sur (Álvarez y González, 1978) (figura 4.9).

La secuencia litológica y descripción de unidades es como sigue:

4.2.1.1. COMPLEJO CAÑASGORDAS

Conjunto de rocas de origen sedimentario y volcánico interdigitadas y localmente deformadas. Se agrupan como Complejo Cañasgordas (Rodríguez *et al.*, 2013), e incluye las siguientes unidades regionales: pizarras de Dabeiba, diabasas de San José de Urama, basaltos de la Formación Barroso en el sentido de Rodríguez y Arango (2013) y unidades sedimentarias del Grupo Cañasgordas conformado por los miembros Urrao y Nutibara, de la Formación Penderisco (Álvarez González y González Iregui, 1978).

4.2.1.2. STOCKS MONZONÍTICOS

Conjunto de cuerpos intrusivos de tamaños menores de 40 km², compuestos por rocas similares (entre monzonitas y monzodioritas piroxénicas), salvo la diorita de Morrogacho, cuya composición es gabroide (González, Humberto y Londoño, 2003).

Estos cuerpos intrusivos se han datado entre el Oligoceno medio y el Plioceno temprano, según relaciones de corte como posición geográfica, características de litología y actividad hidrotermal (Álvarez González y González Iregui, 1978; Álvarez Agudelo, 1983); sin embargo, el único datado es el del páramo de Frontino, donde se obtuvo una edad de 11 Ma K/Ar en biotita (Botero, 1975).

Muchos cuerpos plutónicos aflorantes en el área han sido datados en el Mioceno tardío (Rodríguez García y Zapata García, 2012) y agrupados según la posición tectónica y el bloque litológico que intruyen. Corresponden a:

- Plutones que intruyen el Complejo Cañasgordas. En composición participan desde tonalitas, monzonitas, cuarzomonzodioritas, monzodioritas, dioritas y gabros hasta sienitas. Incluyen los cuerpos de mayor tamaño de facies básicas intruidas por facies félsicas, estos son: monzodiorita de Farallones, monzonita del cerro de Frontino y, en el área de interés, la monzonita del páramo de Frontino. También hay cuerpos pequeños de composición básica que corresponden al Stock de cerro Plateado, la diorita del río San Juan, la monzodiorita de la Horqueta y la diorita de Morrogacho, esta última asociada a las mineralizaciones de Media Cuesta y Abriaquí.
- Plutones asociados al arco del Botón, que incluyen la monzodiorita de Carauta, de composición monzonita y cuarzo monzodiorita.
- Plutones y cuerpos menores que intruyen el Complejo Santa Cecilia-La Equis y el batolito de Mandé.

4.2.2. GEOLOGÍA LOCAL

El distrito minero de Frontino se encuentra asociado a rocas sedimentarias y volcánicas de afinidad oceánica del Complejo Cañasgordas (Rodríguez *et al.*, 2013). La mineralización está íntimamente relacionada con los stocks del Mioceno tardío. Las vetas presentan una dirección general este-oeste y cortan tanto la secuencia volcano-sedimentaria como los intrusivos proximales (Leal-Mejía, 2011). Dichos stocks afectaron las secuencias sedimentarias, lo que propició el desarrollo de aureolas de contacto que transformaron el protolito sedimentario en rocas cornubianas (hornfelsa) con biotitas y piroxeno, y en algunos sitios, en skarn y cuarcitas (Molano Rodríguez, 2008) (figura 4.10).

Para el presente estudio se han definido seis sectores de acuerdo con su ubicación geográfica, y se ha realizado muestreo de roca y veta en la mina, con el fin de identificar la composición mineralógica de la veta y la litología predominante asociada a la roca encajante de la mineralización. Así, se ha obtenido un total de treinta secciones delgadas. Dos tipos de roca hospedante se hallaron en las explotaciones analizadas, por un lado, están las rocas sedimentarias del Complejo Cañasgordas y por el otro las rocas ígneas de composición básica e intermedia que se emplazaron dentro de rocas sedimentarias y tienen relación directa con los procesos mineralizantes.

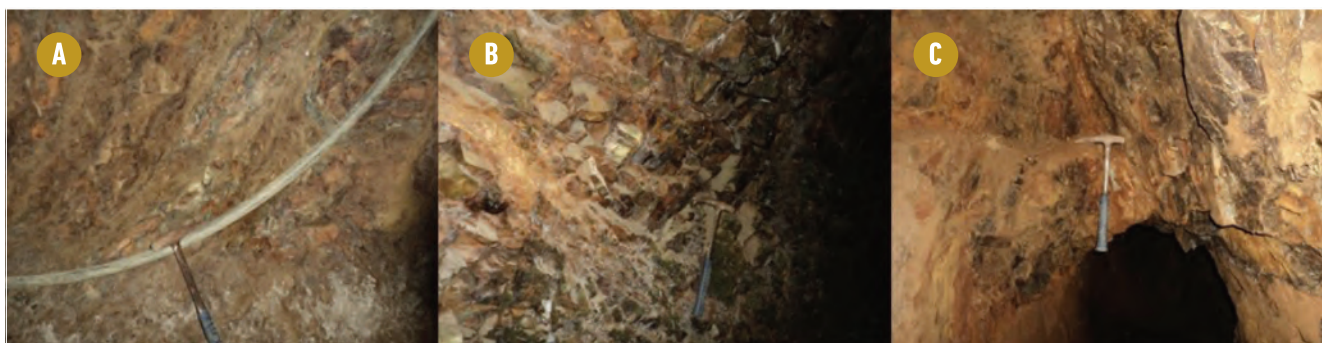
4.2.2.1. COMPLEJO CAÑASGORDAS

Al Oriente de la zona de interés se localizan los sectores mineros de Media Cuesta y El Porvenir, a los que corresponden las labores mineras de El Duque y El porvenir, respectivamente, así como el sector minero de Popales, al que corresponden los trabajos de minería artesanal de San Donato, La Cervecita, La Cartera, La Dureza, La Zurda, Beto y mina Manga (figura 4.10.).

Se identifican rocas sedimentarias y metasedimentarias pertenecientes al grupo Cañasgordas. El conjunto está compuesto principalmente por intercalaciones de lodolitas y arenitas de grano fino, en ocasiones plegadas con

Fotografía 4.1. Roca encajante de la mineralización asociada al grupo Cañasgordas

A) Metasedimentarias en la mina El Duque. Nótese la esquistosidad muy leve y el plegamiento. B) Areniscas de grano fino con estratificación plana paralela inclinada, en la mina La Dureza. C) Mineralización encajada en rocas sedimentarias levemente silicificadas en la mina La Zurda



zonas de cuarcitas fuertemente silicificadas, producto de la intrusión de cuerpos ígneos relacionados con la diorita de Morrogacho (fotografía 4.1.).

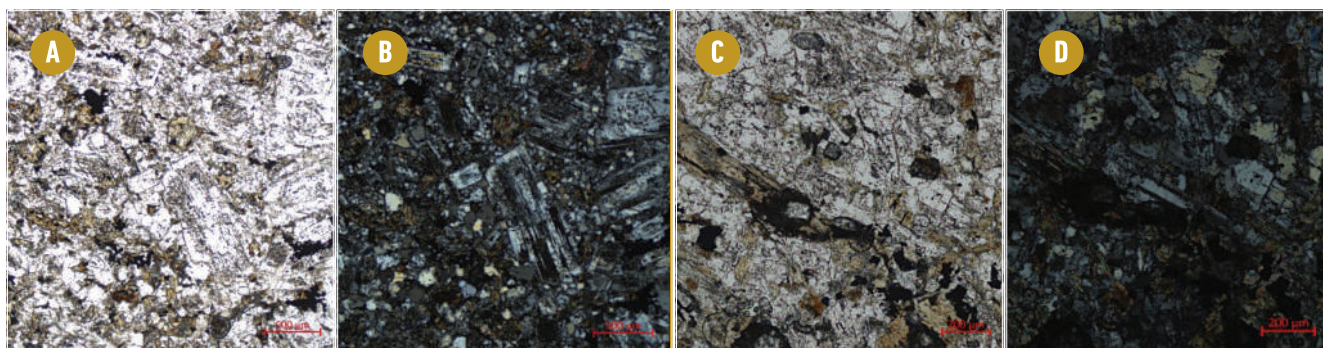
4.2.2.2. CUERPOS INTRUSIVOS GABROIDES Y DIORITICOS

En el sector de Media Cuesta (parte baja), la roca se clasifica como granodiorita porfídica con biotita (fotografía 4.2). Las rocas son de color negro grisáceo, de grano fino a medio, de textura holocristalina fanerítica inequigranular, bimodal, subidiomorfa con fenocristales de plagioclasa zonados y saussuritizados en matriz silícea de cuarzo microcristalino alotriomorfo de grano medio a fino (fotografía 4.3). La roca está compuesta por cuarzo (50%-60%), plagioclasa (25%-30%) y feldespato alcalino (10%-15%) con epidotas de hábito acicular que crece sin orientación dentro de cristales de plagioclasa, producto de su alteración.

Fotografía 4.2. Cuerpos intrusivos en afloramiento asociados a la mineralización de la zona oriental. A) Mina Media Cuesta B) Sector minero de Popales

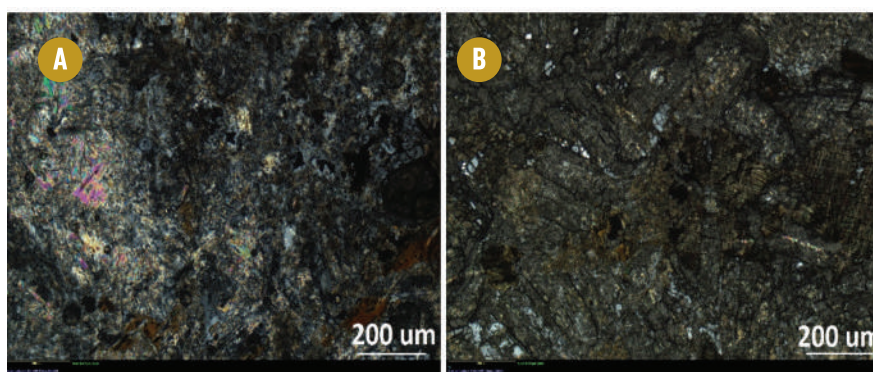


Fotografía 4.3. Fenocristales de plagioclasa en matriz silícea. A) fenocristales de plagioclasa saussuritizada, biotitas y epidotas N//. B) Textura porfírica de plagioclasas zonadas y texturas polisintéticas Nx. C) Plagioclasas saussuritizadas, con sericita y fenocristales de epidota reemplazando plagioclasas N//. D) Zonación de plagioclasas, reemplazo por sericita con colores de interferencia altos en matriz de microlitos de cuarzo y feldespatos potásicos Nx



El sector de Popales corresponde a un gabro de textura holocristalina, fanerítica, inequigranular, de grano grueso, compuesto principalmente por plagioclasas cálcicas (40%), piroxenos alterados a biotita ondulante con afectación térmica del fluido hidrotermal (25%), epidota en cristales pseudomorfos reemplazando parcialmente plagioclasas (15%) y saussurita como alteración de las plagioclasas cálcicas (20%) (fotografía 4.4).

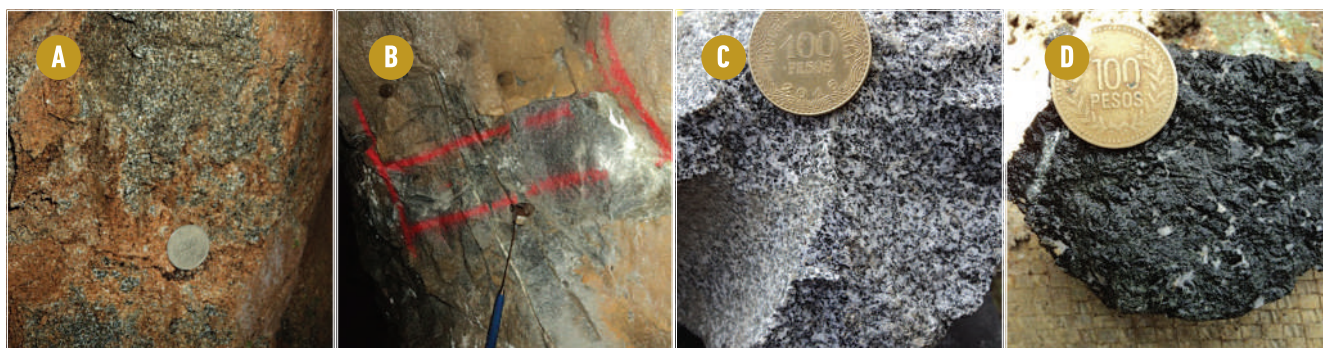
Fotografía 4.4. Texturas especiales A) Biotita con extinción ondulante afectada térmicamente por fluido hidrotermal Nx. B) Pseudomorfismo de epidota en plagioclasa cálcica generando remanentes albiticos Nx



En el centro-occidente del área de interés se localizan los sectores mineros de El Cerro, Musinga Grande y La Clara. Las mineralizaciones auríferas se encuentran principalmente asociadas a un cuerpo intrusivo de facies básicas denominado Stock del Cerro Frontino (Álvarez González y González Iregui, 1978) y renombrado Monzonita del Cerro de Frontino (Gonzalez y Londoño, 2002). Actualmente se le llama Gabro del Cerro Frontino a la unidad intrusiva emplazada en el Bloque Cañasgordas, en el segmento norte de la cordillera Occidental de Colombia, un plutón compuesto al menos por tres pulsos magmáticos en el que predominan los gabros y dioritas sobre clinopiroxenitas, monzodioritas y monzonitas (Rodríguez-García y Bermúdez-Cordero, 2015).

En muestras de mano, las rocas son por lo general de color oscuro, entre gris, gris verdoso y negras, holocristalinas de texturas faneríticas, equi e inequigranulares, localmente con texturas pegmatíticas, compuestas principalmente por minerales máficos como piroxenos, anfíboles y biotitas (fotografía 4.5.).

Fotografía 4.5. Variedad textural y composicional de rocas intrusivas localizadas en el sector de El Cerro. A) y B) Roca intrusiva encajante de la mineralización. C) y D) Detalle de la roca, variación composicional y textural



Localmente, y asociadas a las estructuras mineralizadas, se observan zonas de brecha de falla monolitológicas, caóticas, con clastos angulares de roca de caja en una matriz de roca molida de grano medio a grueso (fotografía 4.6A). En el sector de El Hoyo, en la mina Gurupero Los Brand, cerca del contacto entre el cuerpo intrusivo y rocas

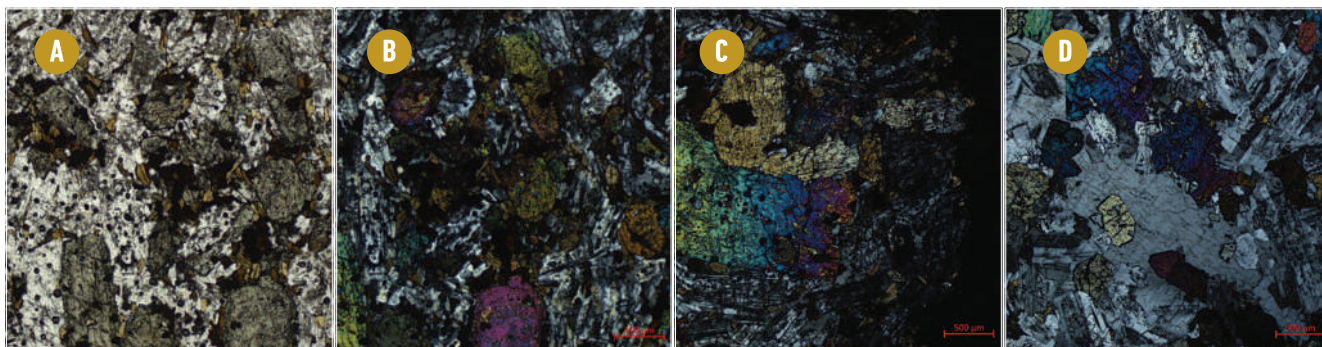
sedimentarias estratificadas y laminadas se desarrollan zonas de masas irregulares, cuarzosas ligeramente calcáreas, con sulfuros diseminados, masivos y concentrados a lo largo de la laminación, con bandeamientos verdes, grises y blancos de textura afanítica posiblemente asociados a zonas con generación de *skarn* (fotografía 4.6B y C).

Fotografía 4.6. A) Brechas de falla caótica con fragmentos de roca de caja en matriz de roca molida. B) Bandeamiento de diversos colores con masas irregulares de carbonatos y cuarzo sacaroidal. C) Detalle de la zona con mineralización masiva de pirrotita

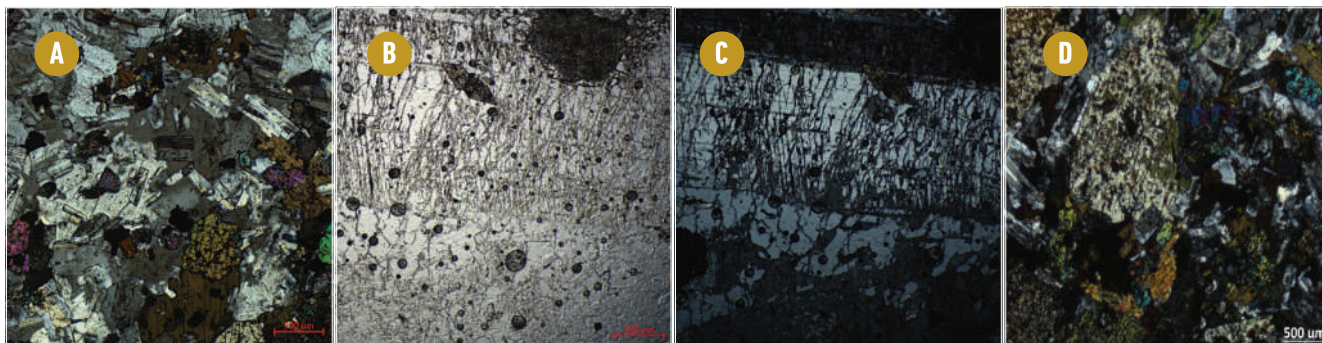


En el sector de El Cerro de Frontino, hacia la parte centro-occidental del En general, su composición varía desde gabros hasta monzogabros y monzodioritas. Son rocas holocristalinas, faneríticas, inequigranulares, subidiomorfas, con texturas especiales ofíticas, subofíticas, seriadas y poiquilíticas y, en menor proporción, vermiculares y pertíticas. Presentan cortes basales y longitudinales de porfiroblastos alotriomorfos de piroxenos uralitizados 25% y 30%. Las rocas están compuestas principalmente por plagioclasas (40%-50%), con alteración a saussurita, idiomorfos a subidiomorfas, con grano de tamaño fino a medio, con maclas principalmente polisintéticas, cristales alotriomorfos de cuarzo <5% y fenocristales alotriomorfos de feldespato potásico <10%. Los minerales secundarios son biotita (15%) y anfíboles (5%). Como minerales accesorios se reconocen esfenas y óxidos de hierro hematita, ilmenita y minerales de alteración como biotita secundaria, clorita y epidota (fotografía 4.7 y 4.8).

Fotografía 4.7. Textura general de las rocas ígneas asociadas al gabro del Cerro Frontino. A) Porfiroblastos de piroxeno rodeados de plagioclasas cálcicas N//. B) Piroxenos uralitizados en Nx. C) Textura ofítica. Cristal de piroxeno que encierra cristales de plagioclasas dispuestos al azar. Nótese una leve textura de flujo asociada a cristales de plagioclasa englobando el porfiroblasto de piroxeno. D) Textura poiquilítica de piroxenos y plagioclasas englobados por un cristal alotriomorfo de feldespato, Nx

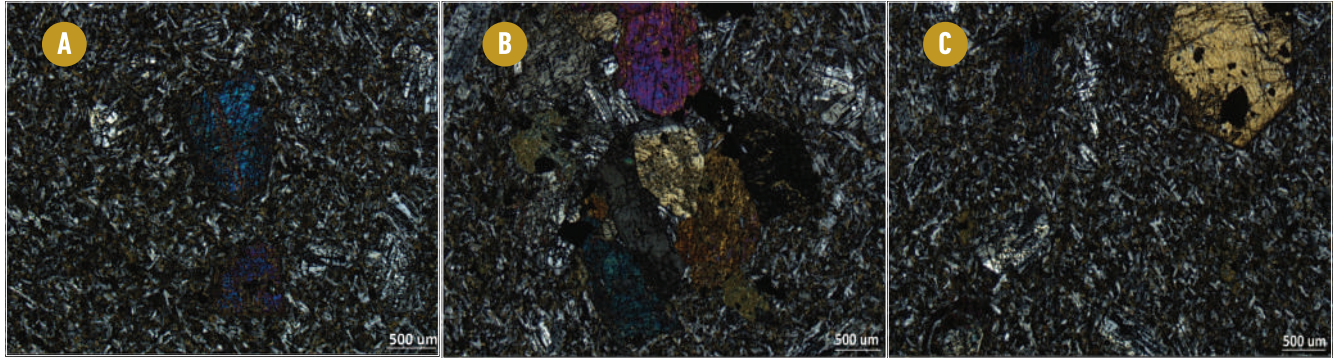


Fotografía 4.8. A) Textura poiquilítica entre cristales alotriomorfos de feldespatos potásicos que a su vez presentan texturas mirmequíticas, englobando cristales de plagioclasas y piroxenos. B) Textura de intercrecimiento de cuarzo vermicular en cristal de plagioclasa N//. C) Textura de intercrecimiento de cuarzo vermicular en cristal de plagioclasa Nx. D) Textura poiquiloblástica de biotita en enstatita y augita Nx



En el sector de La Clara, en la mina Campamento, la roca hospedante es un basalto de textura hipocristalina, inequigranular, de grano fino, con fenocristales subidiomorfos de plagioclasa cálcica zonadas, con maclas simples y clinopiroxenos y ortopiroxenos embebidos en una matriz microcristalina de plagioclasa y piroxenos. Se observan texturas ofíticas, subofíticas e intersticial (plagioclasas creciendo entre espacios dejados por piroxenos), con epidotas producto de la alteración parcial de plagioclasa (fotografía 4.9).

Fotografía 4.9. A) Textura general hipocristalina, inequigranular, de grano fino, fenocristales de plagioclasa cálcica-piroxenos y matriz microcristalina de plagioclasa y piroxenos. Nx. B) Augita y enstatita con textura ofítica y subofítica respecto a plagioclasa cálcica tipo anortita. C) Fenocristal de enstatita euhedral en matriz microcristalina de piroxenos y plagioclasa Ca. Nx



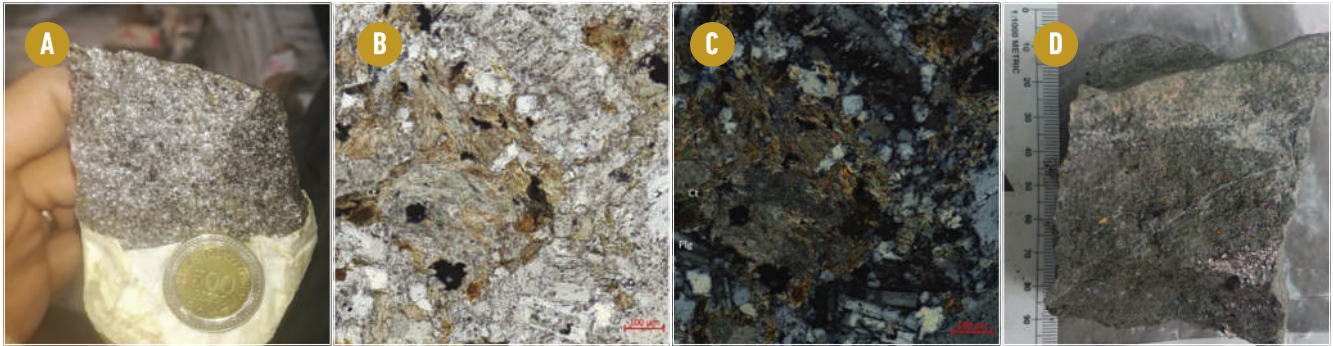
4.2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

La disposición estructural del distrito minero de Frontino está dominada por tres sistemas de fallas regionales. El primero corresponde a estructuras con una tendencia NS asociadas a los sistemas de fallas Cauca Almaguer, al oriente, y el sistema de fallas de Dabeiba, al occidente; el segundo sistema de fallas presenta una dirección N40°W que cortan y desplazan los bloques estructurales NS, y el tercer sistema corresponde a fallas de dirección N35°E. Otras estructuras corresponden a lineamientos con tendencia general N85°W/70°N desarrollados en zonas de carácter extensional local y componente de movimiento normal sinistral, asociadas a las labores mineras estudiadas (figura 4.11).

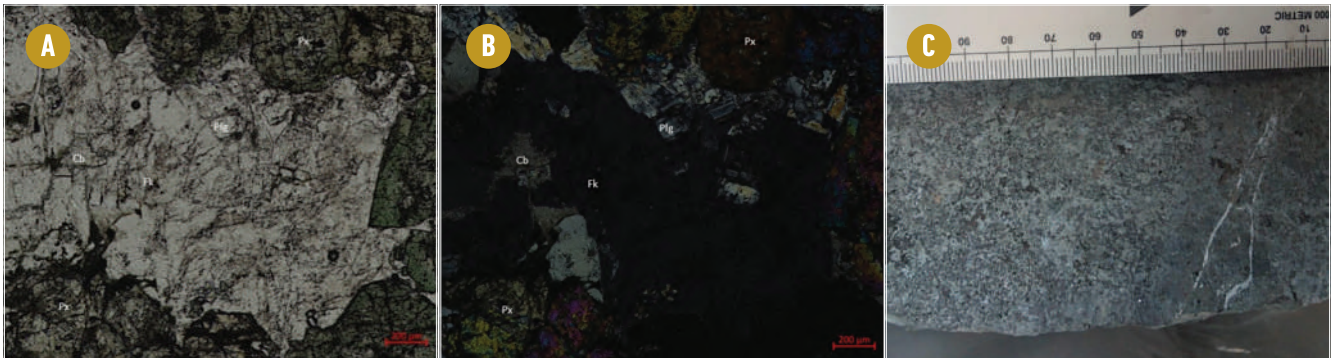
4.2.4. ALTERACIÓN HIDROTERMAL

Las alteraciones hidrotermales que afectan principalmente los cuerpos intrusivos están conformando una alteración propilítica de intensidades variables, según su proximidad a zonas mineralizadas, donde se observa una mayor dispersión, con presencia de clorita, epidota, carbonatos y plagioclasa albitizada (fotografía 4.10 y 4.11.).

Fotografía 4.10. A) Alteración propilítica en roca de caja de la mina El Duque. B) A) Biotitas con alteración a epidota, zoisita, clinozoisita, feldespatos con sericita y albitizadas. N//. C) Nx. D) Roca de caja con alteración propilítica con vetillas de carbonatos +/- sericita y mineralización diseminada y en nidos



Fotografía 4.11. Sección delgada pulida de la mina La palma, sector de El Cerro. A) Presencia de carbonatos producto de alteración hidrotermal en feldespatos potásicos. N//. B) Nx. C) Muestra de mano de roca de caja de la mina El Apique, con alteración propilítica y vetillas de carbonatos; leve tonalidad parda rojiza

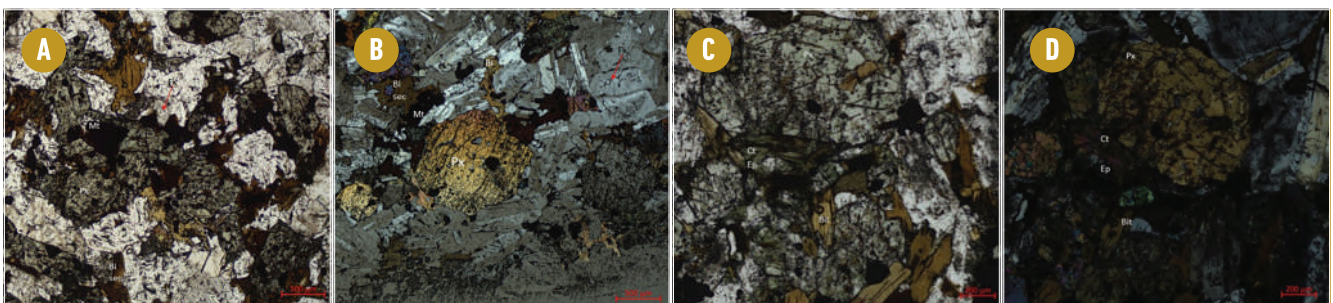


Las alteraciones hidrotermales de menor dispersión se restringen a las zonas de veta y respaldos con la asociación cuarzo y/o sílice-sericita-arcillas (illita) de intensidad baja. La silicificación es moderada y se presenta de forma penetrante en los halos de las vetas asociadas.

Hacia el sector del Cerro Frontino se observa alteración potásica con biotita secundaria de color pardo rojizo, a manera de relleno en fracturas y láminas de estratificación con venillas de magnetita. En sección delgada se encuentra como producto de alteración, asociada con piroxenos uralitizados, biotita primaria, feldespato potásico y magnetita, ilmenita (fotografía 4.12.).

Los fluidos hidrotermales que dieron origen a las mineralizaciones diseminadas, y principalmente de tipo veta, y/o filones de cuarzo, calcita con oro y sulfuros, promueven el desarrollo de cornubianas y aureolas de contacto con silicificación intensa en las zonas de contacto con rocas sedimentarias del Grupo Cañasgordas.

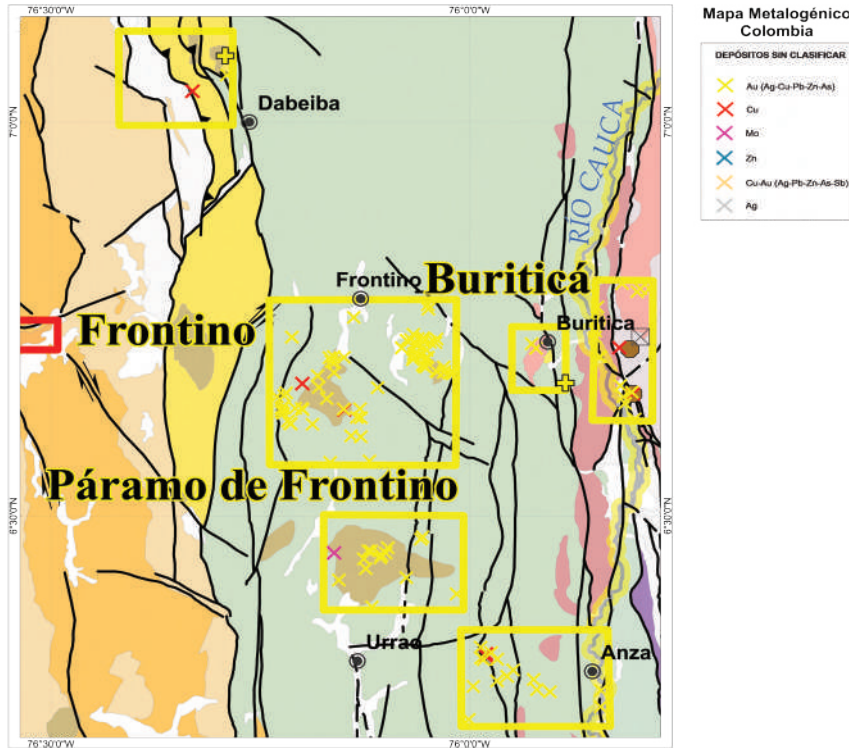
Fotografía 4.12. A) Asociación paragenética de biotita secundaria con feldespato potásico, magnetita asociado a alteración potásica, N//. B) Asociación paragenética de biotita secundaria con feldespato potásico, magnetita asociado a alteración potásica, Nx. C y D) Paragénesis de alteración en sección delgada de la muestra de roca de caja M8845, de la mina Pantano



4.2.5. METALOGÉNESIS Y MINERALIZACIÓN AURÍFERA

El distrito minero de Frontino hace parte de la subprovincia metalogénica de Chocó, en la provincia metalogénica Andina Occidental, dentro del dominio metalogénico Andino (*Mapa metalogénico de Colombia*, 2016). En la zona de estudio se concentra una gran cantidad de explotaciones mineras de pequeña y mediana escala que aparecen como depósitos sin clasificar de Au (Ag-Cu-Pb-Zn-As) y depósitos sin clasificar de Cu (figura 4.12).

Figura 4.12. Localización del distrito minero de Frontino



Fuente: Mapa metalogénico de Colombia, SGC, (2016)

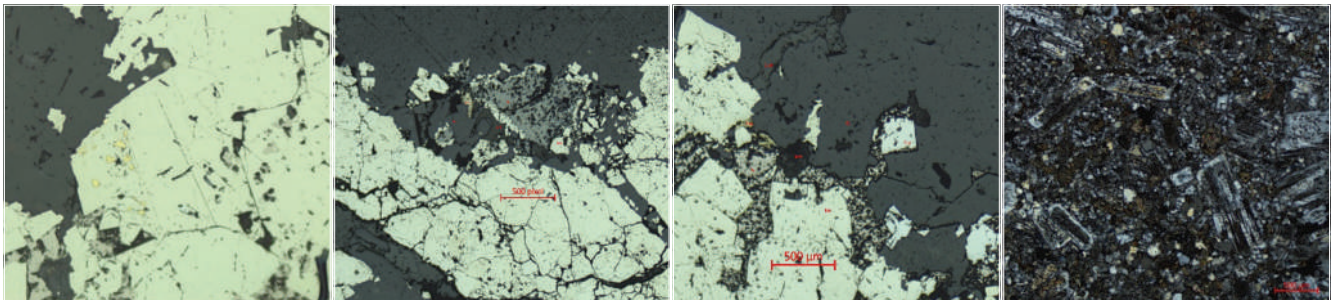
La mineralización aurífera se desarrolla en estructuras vetiformes compuestas por venas de cuarzo-carbonato-sulfuros, predominantemente pirrotina con calcopirita, marcasita y esfalerita, con cantidades menores de galena, tetraedrita, telururos y oro. La presencia de oro está relacionada con la asociación de oro con galena, pirrotina, marcasita, arsenopirita, tetraedrita, telururos, óxidos de hierro (hematita) y ganga, y en menor proporción, bornita y esfalerita.

El análisis de treinta secciones delgadas de frentes mineralizados muestra principalmente una mineralización rica en sulfuros polimetálicos, en la que sobresale la presencia de agregados masivos de pirrotina con calcopirita, pirita y esfalerita, con cantidades menores de galena, tetraedrita, telururos y oro. La presencia de oro está relacionada con la asociación de oro con pirrotina, tetraedrita, galena, pirita, y minoritariamente con esfalerita y calcopirita.

4.2.5.1. MINERALIZACIÓN AURÍFERA EN EL SECTOR DE MEDIA CUESTA

La mena está compuesta por una vena de cuarzo-carbonato-sulfuros. Pirrotina, marcasita y pirita son los sulfuros dominantes. Asociados con ellos se encuentran calcopirita, esfalerita y pequeñas cantidades de galena dispuesta en espacios abiertos. Como producto de meteorización se encuentra pirita framboidal en bordes de grano de pirrotina. Las vetas están encajadas en una granodiorita con alteración propilítica (fotografía 4.13).

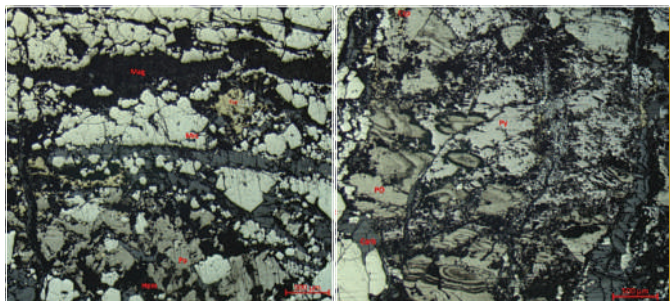
Fotografía 4.13. Mineralización de sulfuros metálicos y roca de caja del sector de Media Cuesta



4.2.5.2. MINERALIZACIÓN AURÍFERA EN EL SECTOR DE PORVENIR

La mena de la mina El Porvenir está compuesta por filones de cuarzo-carbonato-sulfuros, y localmente se desarrollan lentes de sulfuros masivos (pirrotina, marcasita) que cortan una secuencia de rocas sedimentarias de grano medio con alteración propilítica (fotografía 4.14).

Fotografía 4.14. Mineralización en el sector de El Porvenir.



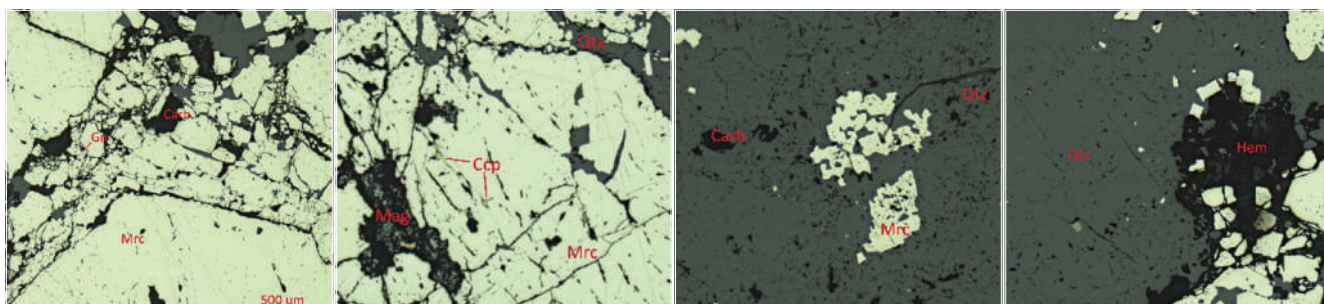
4.2.5.3. MINERALIZACIÓN AURÍFERA EN EL SECTOR DE POPALES

Mina San Donato

La mena corresponde a una vena de relleno compuesta por cuarzo-carbonato-sulfuros. Predominan marcasita, pirrotina, calcopirita y esfalerita en agregados granulares y masivos a manera de manchas embebidas en cuarzo. Se observa sobrecrecimiento secundario de pirita y marcasita. Galena euahedral y anhedral rellena espacios abiertos entre cristales subhedrales de pirita

y marcasita. Las vetas se encuentran encajadas en una roca basáltica fuertemente silicificada (fotografía 4.15).

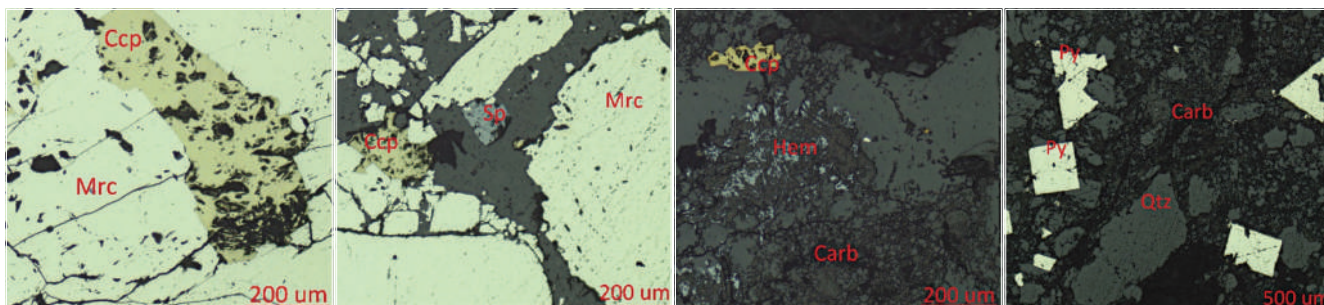
Fotografía 4.15. Mineralización de sulfuros metálicos y roca de caja en la mina San Donato.



Mina Manga

Mena compuesta por filones irregulares y tabulares de cuarzo con abundante pirita arseniosa y marcasita subhedral y anhedral, en agregados policristalinos masivos con pequeñas cantidades de calcopirita, esfalerita, galena y tetraedrita. La roca hospedante es de composición gabroide con fuerte alteración propilitica (fotografía 4.16).

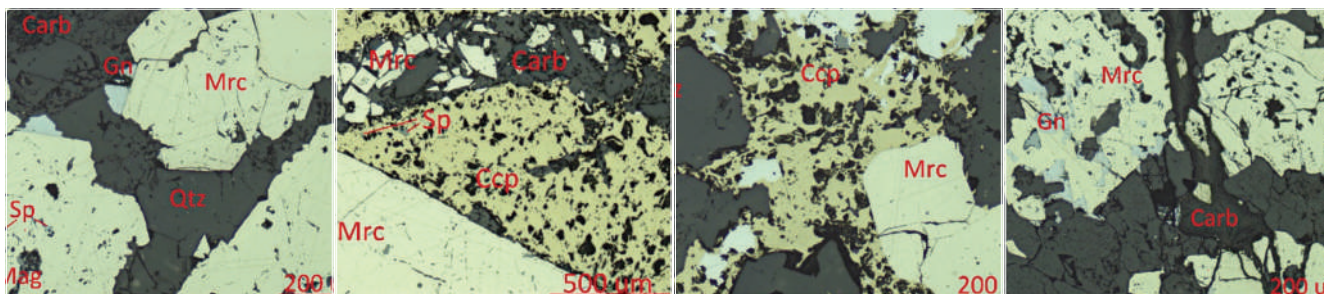
Fotografía 4.16. Mineralización de sulfuros metálicos y roca de caja en la mina Manga.



Mina Cartera

La mineralización de la mina Cartera se caracteriza por la abundancia de agregados policristalinos de marcasita subhedral multifracturada bordeada por calcopirita con esfalerita y arsenopirita subhedral. Posteriormente se presenta galena como relleno de espacios y fracturas y precipitación de cuarzo y carbonatos (fotografía 4.17).

Fotografía 4.17. Mineralización de sulfuros metálicos y roca de caja en la mina Cartera.



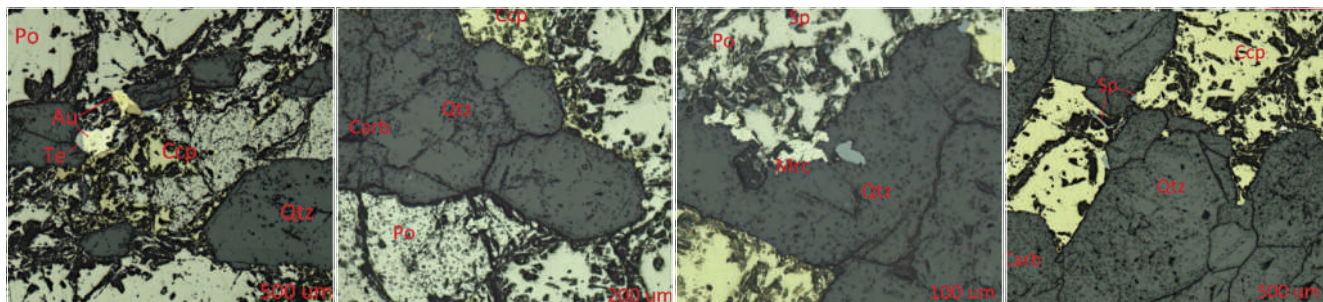
4.2.5.4. MINERALIZACIÓN AURÍFERA EN EL SECTOR DE EL CERRO

Numerosas explotaciones artesanales se encuentran desarrolladas en la parte norte del Cerro de Frontino. Algunas explotaciones tienen carácter histórico, puesto que fueron explotadas desde la época colonial.

Mina Apique

La mena de la mina El Apique consta de una secuencia de venas de cuarzo-carbonato-sulfuros metálicos. Los sulfuros son esencialmente pirrotina masiva en agregados policristalinos, con pequeñas cantidades de calcopirita y esfalerita. También hay presencia de marcasita, pirita, telururos, galena y tetraedrita. Las vetas se emplazan cerca del contacto de una secuencia sedimentaria de grano muy fino fuertemente silicificada (cornubiana) con una monzonita con alteración propilítica (fotografía 4.18).

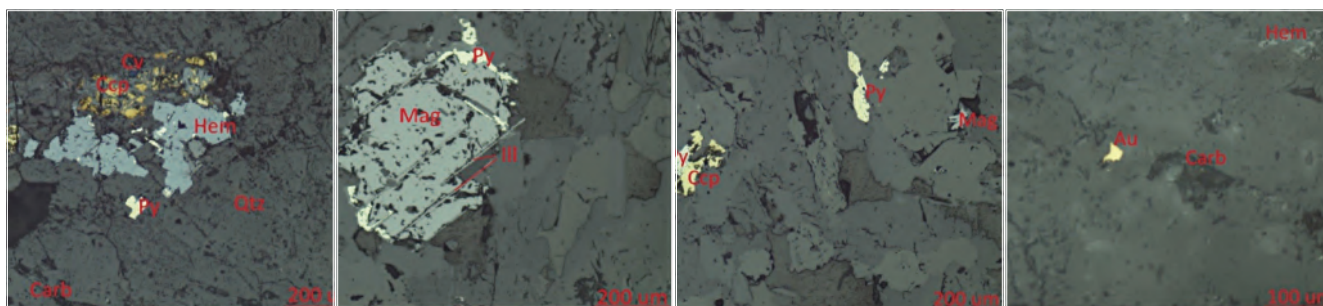
Fotografía 4.18. Mineralización de sulfuros metálicos en la mina El Apique. Fuente: autores



Mina Pantano

La mineralización en la mina Pantano ocurre en venas y venillas de cuarzo-carbonato de varios centímetros de espesor, con pirita y calcopirita tanto en las venas como en la roca. La roca hospedante tiene composición gabroide con fuerte alteración hidrotermal, con presencia de carbonatos, clorita, epidota y reemplazo de silicatos de hierro por magnetita, ilmenita y pirita (fotografía 4.19).

Fotografía 4.19. Mineralización aurífera en la mina Pantano.



4.2.5.5. MINERALIZACIÓN AURÍFERA EN EL SECTOR DE LA CLARA

Algunas explotaciones mineras subsisten en este sector, que en el pasado fuera muy activo. Entre ellas están las minas La Clarita y Campamento.

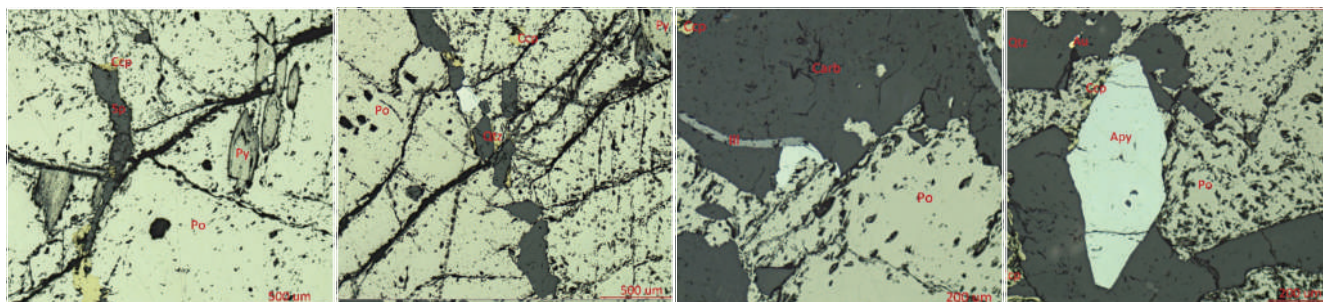
Mina La Clarita

La mena está compuesta por agregados masivos de pirrotina subhedral y anhedral bordeada por calcopirita y esfalerita. Consecuentemente, se encuentran cristales subhedrales y anhedrales de arsenopirita. Se presenta pirita secundaria framboidal con textura relicta de pirrotina en matriz de cuarzo y carbonatos (fotografía 4.20).

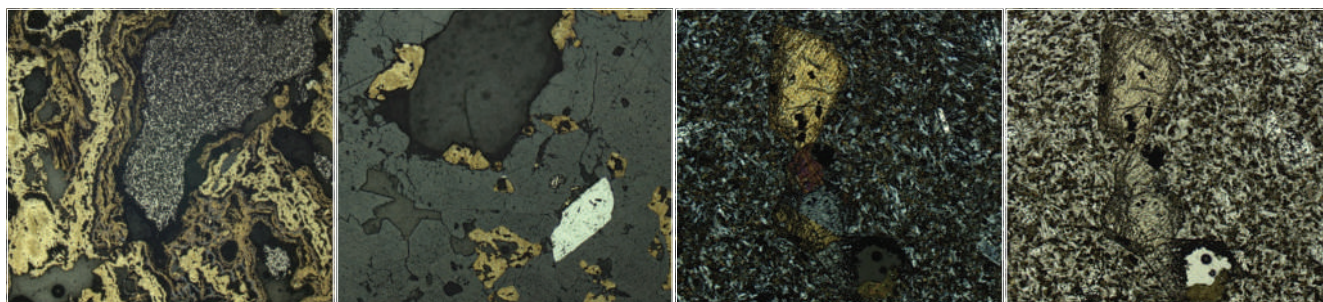
Mina Campamento

La mena consta de agregados de pirrotina masiva con calcopirita y pequeñas cantidades de arsenopirita. Particularmente la pirrotina se encuentra en proceso de alteración a marcasita y pirita, razón por la cual exhibe textura framboidal y oquerosa con presencia de sulfatos y óxidos de hierro. La mineralización se encuentra en una roca basáltica fuertemente silicificada (fotografía 4.21).

Fotografía 4.20. Mineralización aurífera en la mina la Clarita.



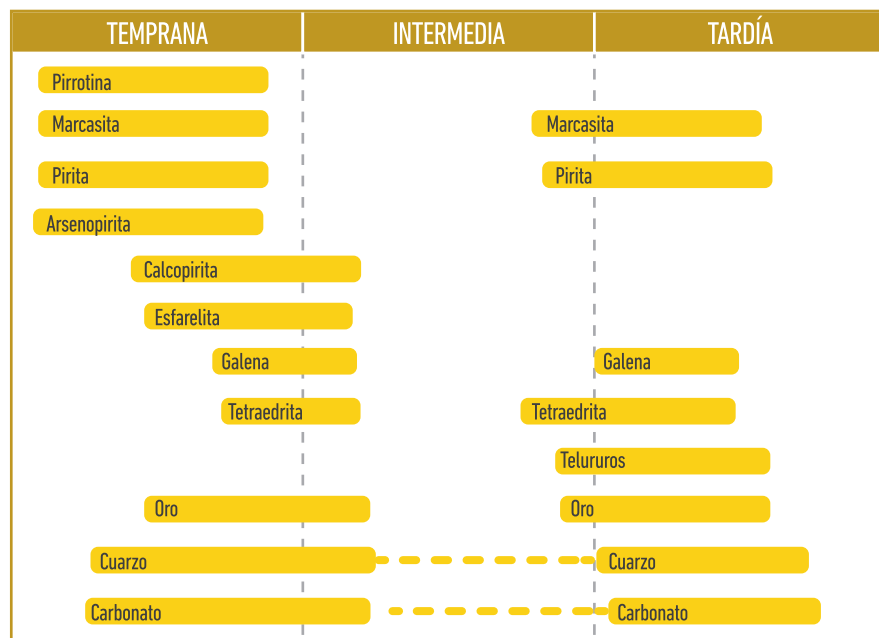
Fotografía 4.21. Mineralización y roca de caja en la mina Campamento.



4.2.6. SECUENCIA PARAGENÉTICA

Las características mineralógicas, composición y asociación mineralógica permiten establecer una secuencia paragenética general para todo el distrito; sin embargo, en cada sector se presentan condiciones particulares que deben ser tenidas en cuenta para hacer precisiones acerca de los procesos mineralizantes de cada zona minera.

Figura 4.13. Secuencia paragenética generalizada correspondiente al distrito minero de Frontino.



En términos generales se ha encontrado una mineralización temprana dominada por pirrotina, marcasita y pirita, acompañada de calcopirita y esfalerita, con arsenopirita en algunos casos. En algunas zonas la galena se presenta de manera temprana, pero generalmente se encuentra en las etapas finales de cristalización, asociada con oro, lo mismo que algunos telururos y sulfosales de plata, como tetraedrita y tenantita. En las fases tardías se presenta pirita en cristales euhedrales distribuida en cuarzo y carbonatos a lo largo de zonas de fractura.

Los procesos secundarios de meteorización tienen lugar para formar pirita framboidal con texturas “de ojo de pollo” y textura relictica de pirrotina. Lo mismo ocurre con la recristalización de bornita y calcosina-covelina relicticas formadas a partir de calcopirita.

4.2.7. OCURRENCIA DE ORO EN VETA

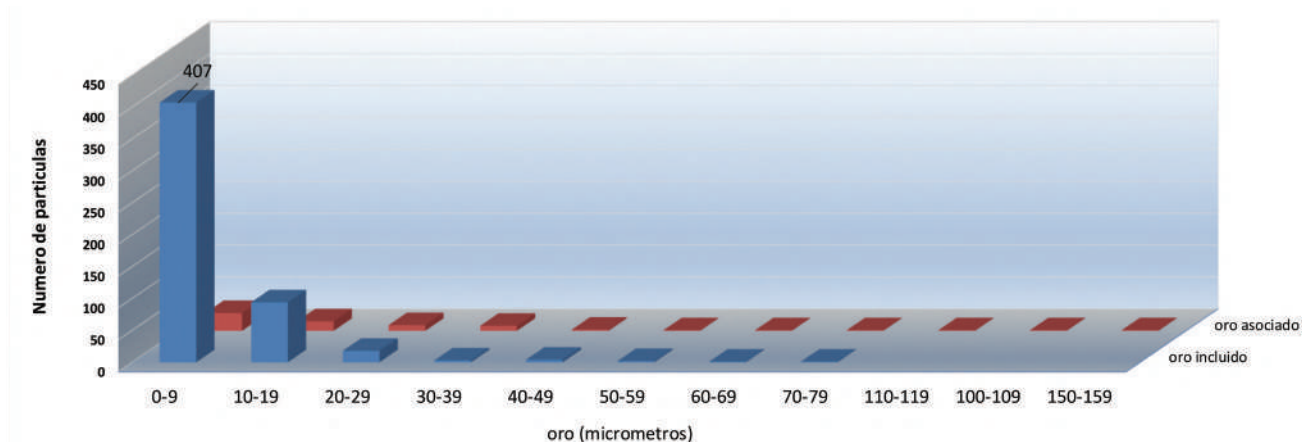
La mineralización aurífera en todo el distrito minero de Frontino-Abriaquí-Cañasgordas se encuentra directamente asociada con la presencia de pirrotina, marcasita y calcopirita, aunque también se encuentra oro asociado a otros sulfuros, como galena, esfalerita, tetraedrita, telururos y arsenopirita.

El tamaño de grano, considerando su magnitud como el diámetro equivalente de cada partícula (D2Eq), varía entre 300 micrones y algunos micrones. Predominan partículas menores de 20 micrómetros, que se encuentran generalmente incluidas en pirrotina.

Las minas visitadas de los seis sectores contienen menas cuyo contenido mineralógico, aunque variable en proporciones, mantiene una mineralización similar. Las menas están compuestas de sulfuros, con predominio de pirrotina, marcasita y piritita, asociados en orden de abundancia con cantidades menores de calcopirita, esfalerita, galena y, ocasionalmente, tetraedrita y telururos embebidos en una matriz de cuarzo y carbonato.

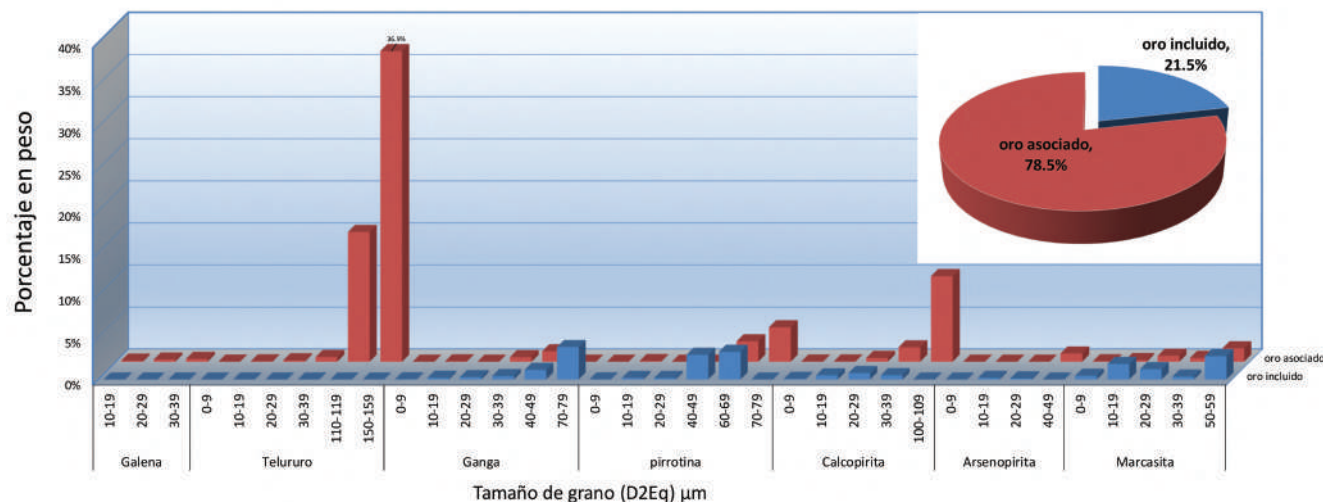
En 20 secciones petrográficas analizadas se encontraron 599 partículas de oro, de las cuales 544 son de tamaño menor de 20 μm , y en su mayoría (501 partículas) se hallan incluidas en sulfuros. Asociadas a sulfuros o ganga se encuentran las 55 partículas de oro restantes (figura 4.14.).

Figura 4.14. Tamaño de partícula de oro (D2Eq). Distrito minero de Frontino-Abriaquí-Cañasgordas.



El oro, en su mayoría (78,5%) se encuentra asociado a telururos, marcasita, calcopirita, pirrotina, arsenopirita y ganga. El restante 21,5% se encuentra incluido en marcasita, pirrotina y ganga de cuarzo (figura 4.15 y 4.16.).

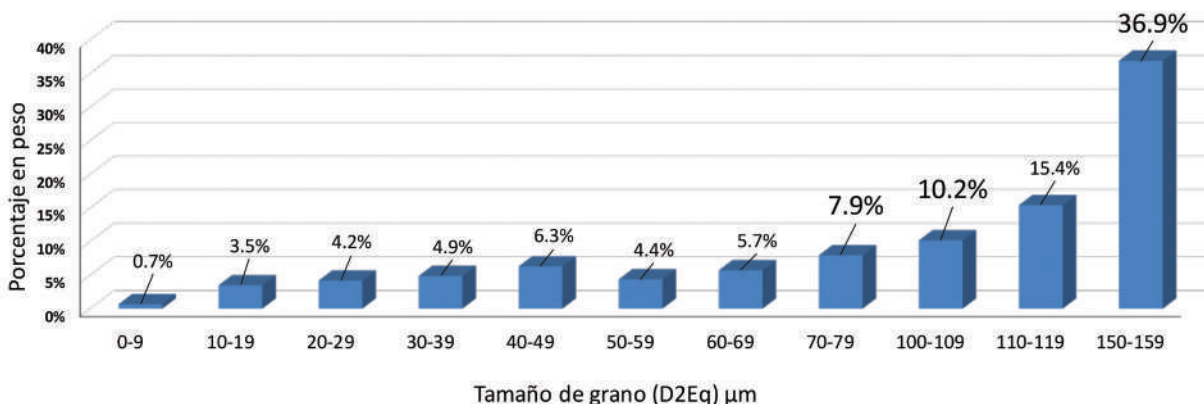
Figura 4.15. Asociación de oro en veta en el distrito minero de Frontino-Abriaquí-Cañasgordas.



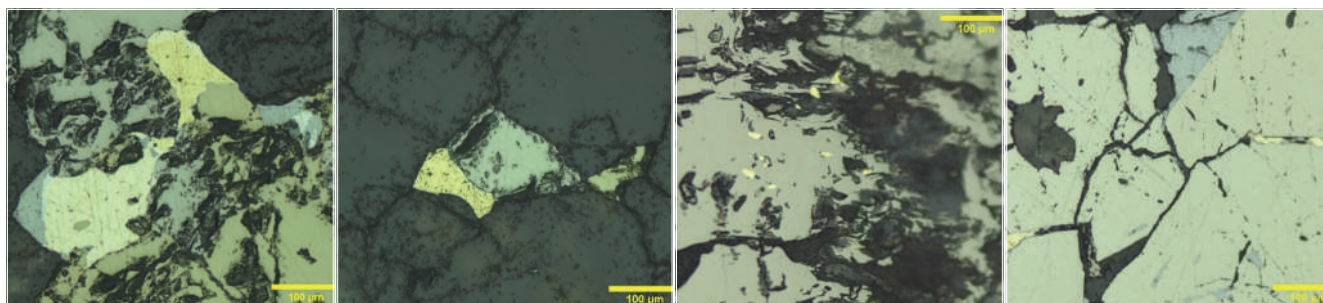
La distribución final por peso indica que el 70% del oro se encuentra por encima de 70 micrómetros, mientras que el 25% se encuentra entre 20 y 70 micrómetros, y solo el 5% restante se halla por debajo de 20 micrómetros (figura 4.16).

Para determinar la ocurrencia de oro en veta intacta en cada sector se realizan análisis metalográficos de mena, teniendo en cuenta la distribución geográfica de las muestras recolectadas en los cinco sectores: Media Cuesta, El Porvenir, Popales, El Cerro y La Clara.

Figura 4.16. Distribución de tamaño de oro en el distrito minero de Frontino-Abriaquí-Cañasgordas.



Fotografía 4.22. Ocurrencia típica de oro en el distrito minero de Frontino-Abriaquí-Cañasgordas.



4.2.7.1. CARACTERÍSTICAS DEL ORO EN EL SECTOR DE MEDIA CUESTA

En la mina de la Cruzada El Duque, el oro es de tamaño relativamente pequeño: las 278 partículas de oro halladas tuvieron un tamaño menor de 50 μm , de los cuales en su mayoría (265 granos) se encuentran incluidos en sulfuros (figura 4.17).

La distribución de partículas, según la asociación, indica que el 92,7% de los granos de oro se encuentran incluidos en pirrotina (45%), marcasita (26%) y ganga (21%), mientras que el 7% se encuentra asociado principalmente a marcasita (7%) y calcopirita (0,2%) (figura 4.18 y fotografía 4.23).

La distribución de tamaño por peso muestra la variación de tamaño según el diámetro equivalente. El oro presente en este sector es de tamaño fino, menor de 50 μm , lo que manifiesta la refractariedad natural de la mena y la limitación para la recuperación por métodos gravimétricos convencionales (figura 4.19).

Figura 4.17. Tamaño de partícula de oro (D2Eq) en el sector de Media Cuesta.

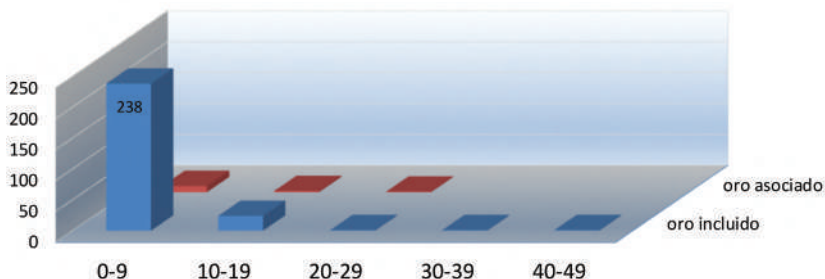


Figura 4.18. Asociación de oro en veta en el sector de Media Cuesta.

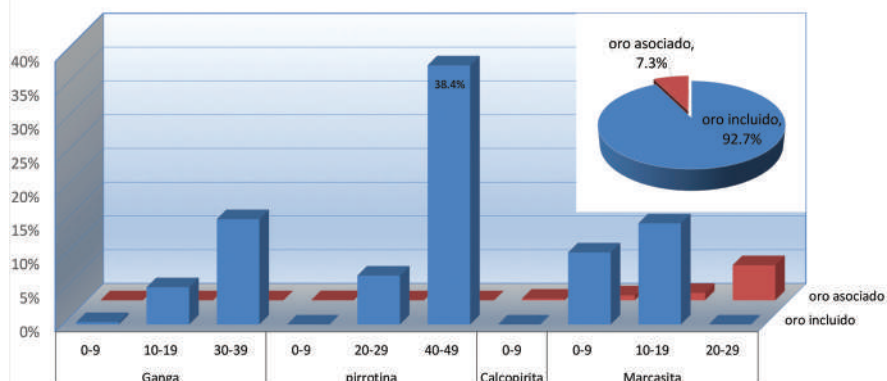
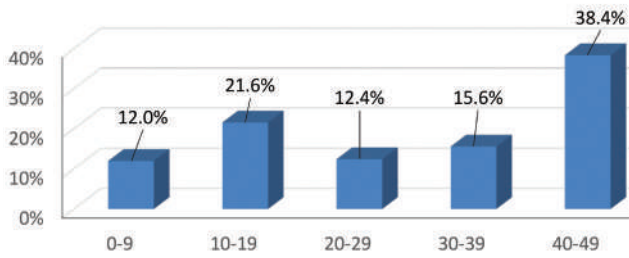
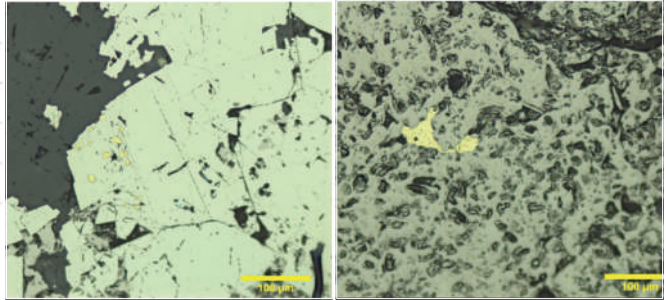


Figura 4.19. Distribución de tamaño de oro en el sector de Media Cuesta.



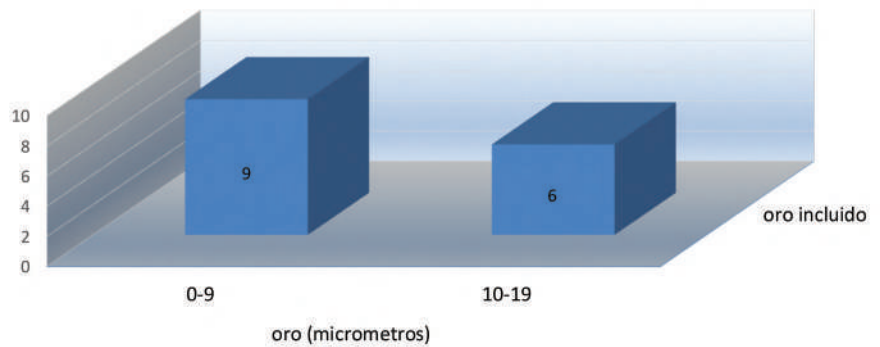
Fotografía 4.23. Asociación del oro en el sector de Media Cuesta. A) Oro incluido en marcasita. B) Oro incluido en pirrotita.



4.2.7.2. CARACTERÍSTICAS DEL ORO EN EL SECTOR DE EL PORVENIR

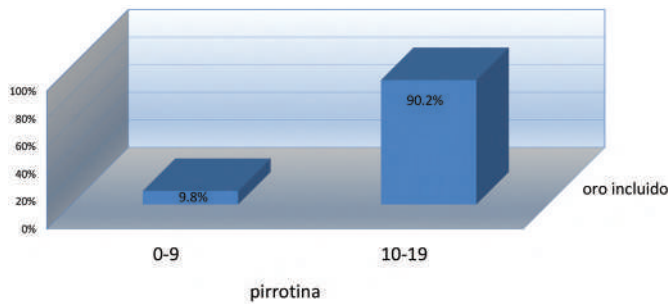
En total, 15 granos de oro fueron hallados en la sección petrográfica de la mina El Porvenir, todos ellos incluidos en pirrotina y de tamaños menores de 20 μm (figura 4.20).

Figura 4.20. Tamaño de partícula de oro (D2Eq) en el sector de El Porvenir.

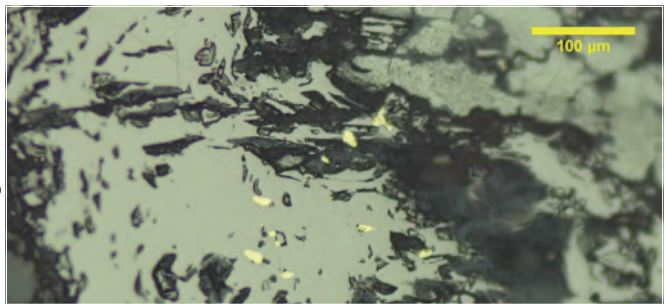


El oro observado en las muestras de la mina El Porvenir es de tamaño muy fino, menor de 20 μm . En su totalidad, los granos de oro están incluidos en pirrotina, lo que manifiesta la refractariedad natural de la mena y la limitación para la recuperación por métodos gravimétricos convencionales (figura 4.21 y fotografía 4.24.).

Figura 4.21. Asociación de oro en veta en el sector de EL Porvenir.



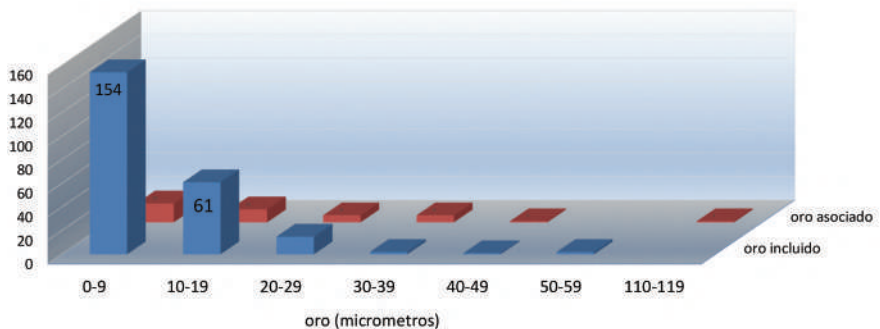
Fotografía 4.24. Asociación del oro en el sector de El Porvenir: oro incluido en pirrotita.



4.2.7.3. CARACTERÍSTICAS DEL ORO EN EL SECTOR DE POPALES

En las muestras analizadas del sector de Popales se encontraron en total 276 granos de oro, de los cuales 235 se encontraban incluidos en sulfuros, y 41 granos asociados. En su mayoría, eran menores de 50 micrómetros y solamente un grano presentó un tamaño de 115 micrómetros (figura 4.22).

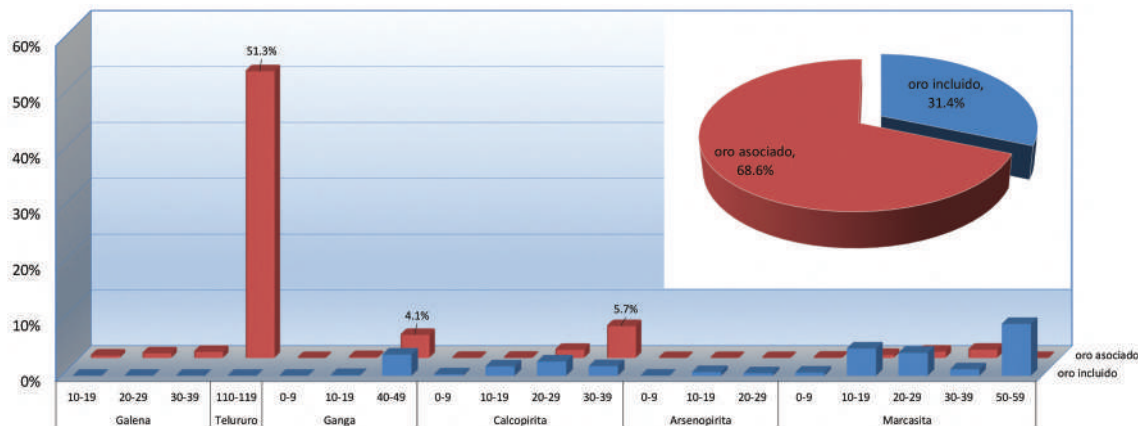
Figura 4.22. Tamaño de partícula de oro (D2Eq) en el sector de Popales.



La distribución de la asociación mineralógica indica que el 68,6% del oro se encuentra asociado a telururos (51,3%). Un solo grano alcanzó los 115 micrómetros de tamaño, y el

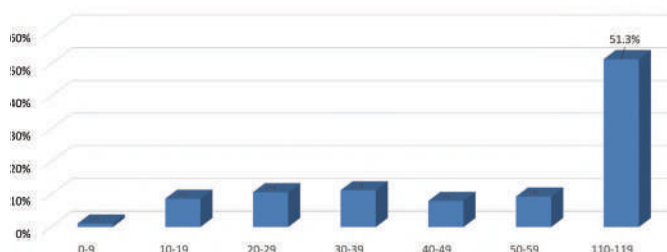
resto apareció asociado a calcopirita (7,32%), marcasita (3,30%), galena (2,40%) y ganga (4,30%). Por otro lado, la fracción de oro incluido en sulfuros equivale al 31,4% de la distribución. Las demás partículas estaban incluidas en marcasita (20,1%), calcopirita (6,25%), arsenopirita (1,16%) y ganga (3,95%) (figura 4.23 y fotografía 4.24 y 4.25).

Figura 4.23. Asociación de oro en veta en el sector de Popales.

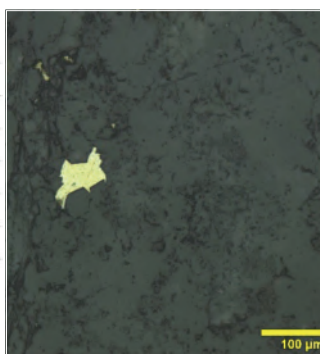


Definitivamente la distribución del oro es de tamaño fino, menor de 60 micrómetros, que equivalen al 48,7%; sin embargo, partículas de oro de mayor aparecen con menor frecuencia, pero tienen una alta representatividad, en este caso, del 51,3%, y es además recuperable por métodos convencionales de concentración (figura 4.25).

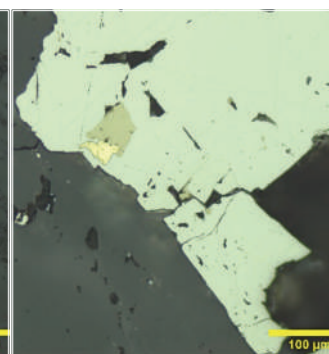
Figura 4.24. Distribución de tamaño de oro en el sector de Popales.



Fotografía 4.25. Incluido en ganga de cuarzo.



Fotografía 4.26. Asociado con calcopirita y marcasita.

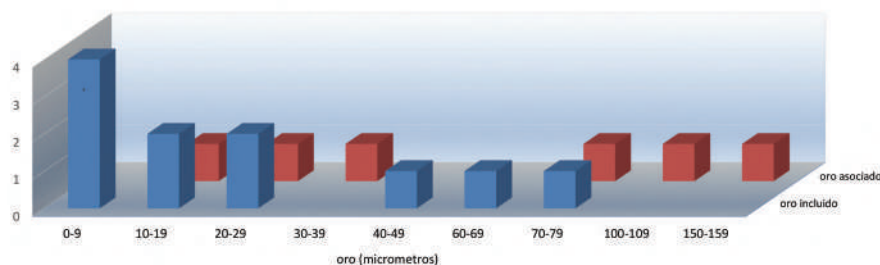


4.2.7.4. CARACTERÍSTICAS DEL ORO EN EL SECTOR DE EL CERRO

En los análisis petrográficos de las muestras de las minas de El Apique y Pantano se hallaron en total diecisiete granos de oro. De ellos, seis partículas estaban asociadas a sulfuros, y el resto incluidas en sulfuros, varias de ellas mayores de 70 micrómetros (figura 4.25).

La distribución de la asociación del oro muestra que el 85,8% del total de la población se halla asociado en gran parte a telururos (62%), seguidos de calcopirita (16,8%) y pirrotina (6,7%). Por otro lado, el oro incluido representa el 14,2%, y regularmente se presenta en pirrotina y ganga (figura 4.26 y fotografía 4.27).

Figura 4.25. Tamaño de partículas de oro (D2Eq) en el sector de El Cerro.



La distribución general en muestra que pesó el 91% en peso del oro se presenta en un tamaño mayor de 70 micrómetros y es recuperable por medios gravimétricos convencionales, mientras que el 9% restante requiere de técnicas especiales de recuperación. Cabe señalar que en una sola partícula de 154 micrómetros está representando el 61% de la distribución (figura 4.27).

Figura 4.26. Asociación de oro en veta en el sector de El Cerro.

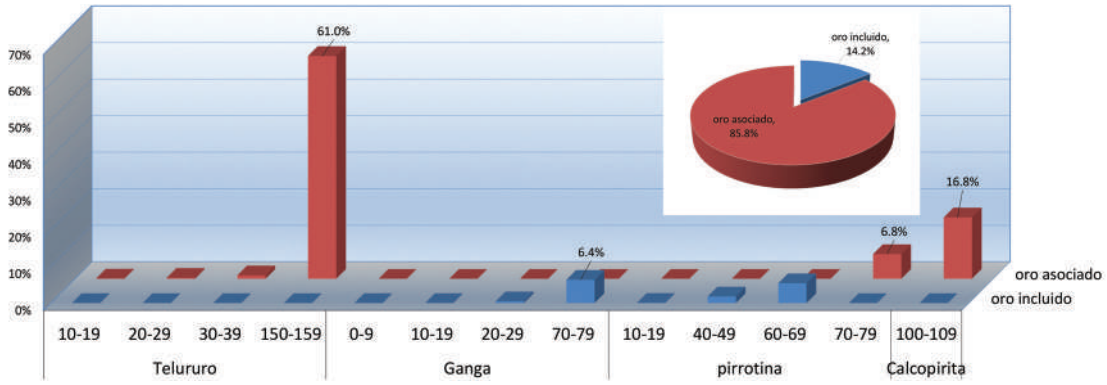
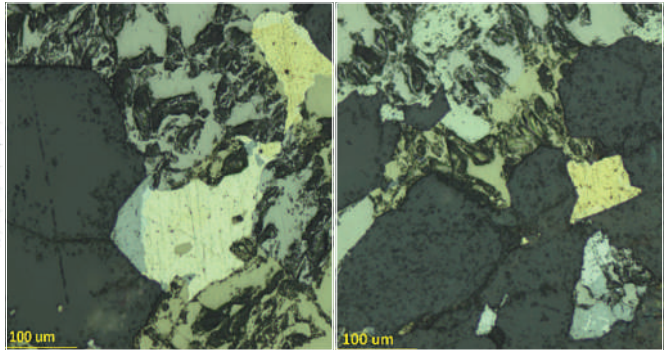
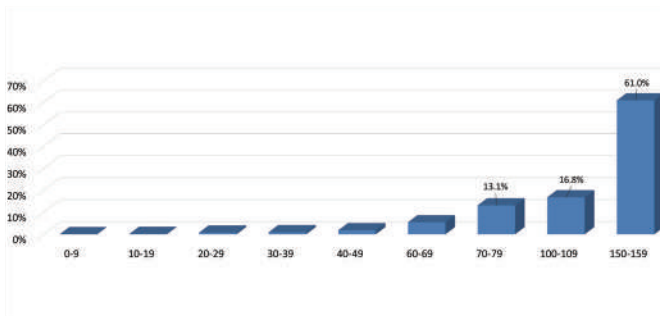


Figura 4.27. Distribución de tamaño de oro en el sector de El Cerro.

Fotografía 4.27. A) Asociado a calcopirita y telururos. B) Asociado con pirrotina y ganga.



4.2.7.5. CARACTERÍSTICAS DEL ORO EN EL SECTOR DE LA CLARA

En las muestras de veta intacta se encontraron doce granos de oro, de los cuales ocho corresponden a oro asociado, y cuatro, a oro incluido, todos con tamaños de grano menor de 70 µm (figura 4.28).

Figura 4.28. Tamaño de partícula de oro (D2Eq) en el sector de La Clara.

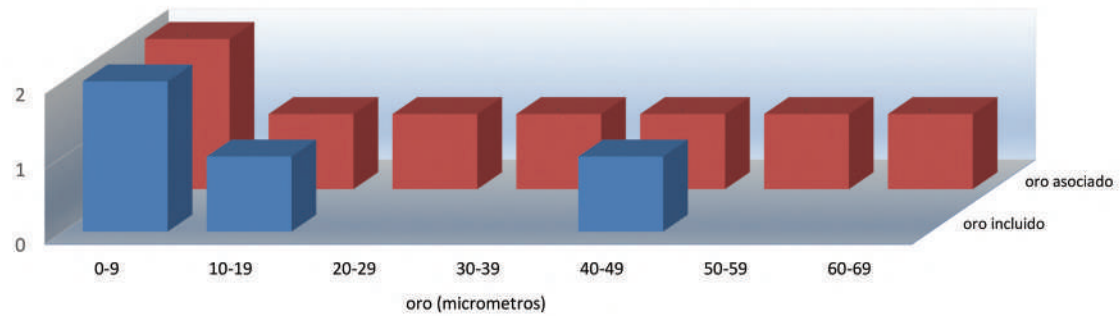
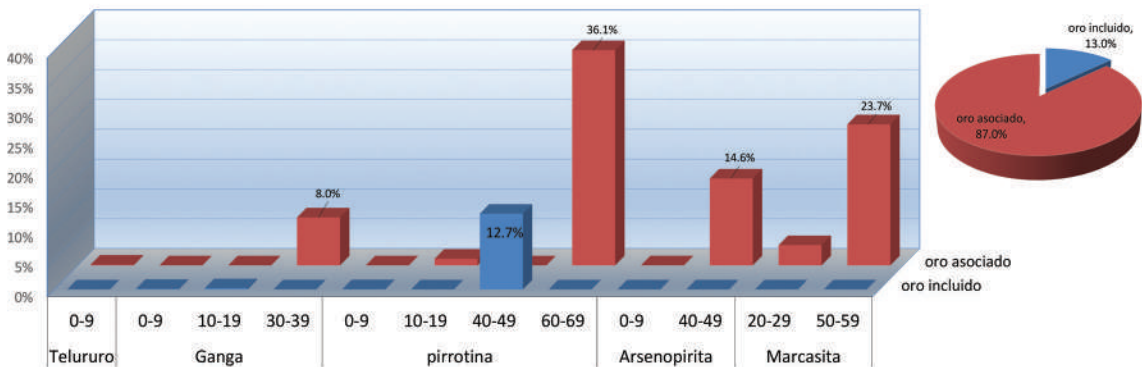


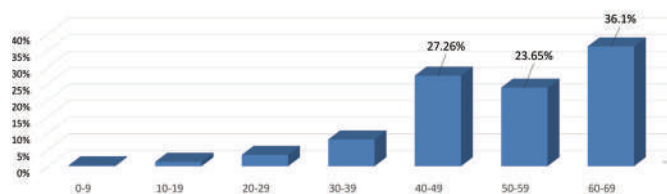
Figura 4.29. Asociación de oro en veta en el sector de La Clara.



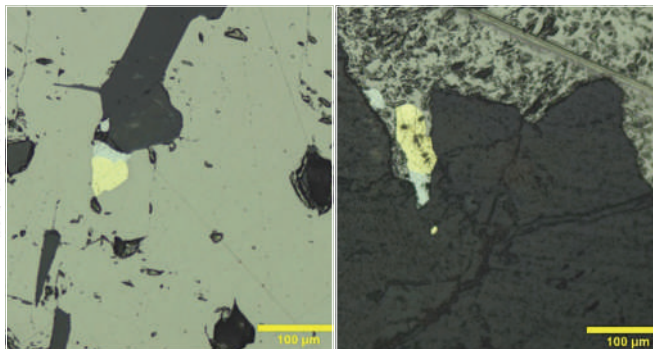
La distribución de la asociación mineralógica indica que el oro asociado representa el 87%, de los cuales 37% corresponde a pirrotina, 27% a marcasita, 14% a arsenopirita, 8% a ganga y 0,2% a telururos, mientras que el oro incluido corresponde al 13% restante, y se presenta principalmente en pirrotina (figura 4.29.).

La distribución general por peso es siempre creciente hasta menos de 70 micrómetros, lo cual indica que la recuperación por métodos convencionales se dificulta (figura 4.30 y fotografía 4.28).

Figura 4.30. Distribución de tamaño de oro en el sector de La Clara.



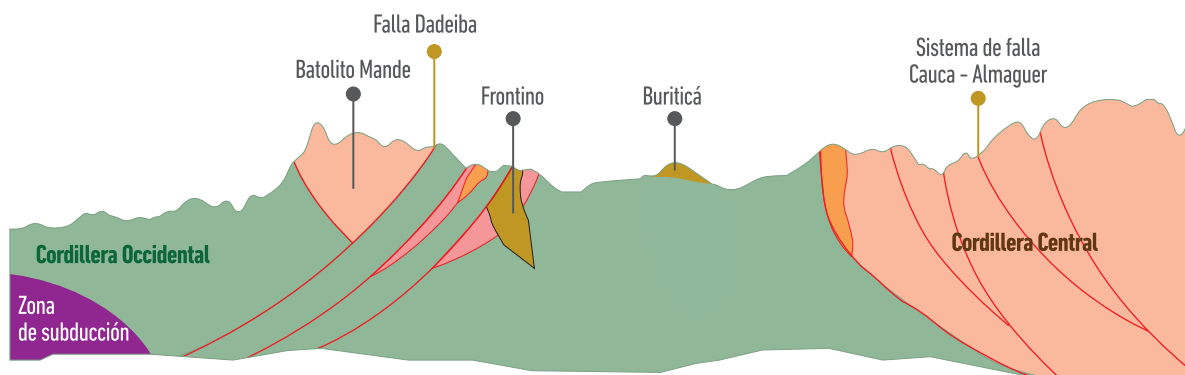
Fotografía 4.28. A) Asociado con arsenopirita y pirrotina. B) Asociado con telururos.



4.2.8. MODELO METALOGÉNICO

Las labores mineras visitadas en los seis sectores del distrito minero de Frontino se encuentran en el denominado terreno Cañasgordas, de afinidad oceánica, asociadas con plateau oceánicos y un arco magmático calcoalcalino generado durante el Paleógeno-Neógeno, debido a la continua migración hacia el occidente de la zona de subducción. Por el oriente, por medio de la zona de sutura del sistema de fallas de Cauca Almaguer, dicho terreno limita con el terreno Cajamarca-Valdivia, de afinidad continental (Ingeominas, 2005). Las mineralizaciones se encuentran hospedadas en rocas básicas asociadas a cuerpos intrusivos del Mioceno (figura 4.31.)

Figura 4.31. Modelo metalogénico del distrito minero de Frontino.



Los fluidos hidrotermales que dieron origen a la mineralización penetran en la roca huésped a través de fallas preexistentes, y así originan cuerpos mineralizados vetiformes en rosario, con tendencia general este-oeste, de buzamientos profundos.

La mena normalmente exhibe texturas de bandeamiento simétrico y de relleno de espacios abiertos, drusiformes, o estructuras en peine.

Los resultados obtenidos por medio de análisis de fluorescencia de rayos X en muestras de material de cabeza, veta y relaves revelan anomalías de Ag y Cu en los sectores mineros de Musinga Grande y La Clara, y anomalías de Pb y Zn principalmente en los sectores de El Porvenir y Popales, y en menor proporción en Musinga Grande y El Cerro. La presencia de anomalías de As y Sb en el distrito minero puede estar relacionada con sulfosales de Cu y Ag, como tenantita y tetraedrita asociadas con la mineralización aurífera.

La mineralogía de mena está dada por la asociación de pirita, oro, oro electrum, plata, calcopirita, esfalerita y galena, con contenido de pirrotita masiva cerca de las zonas de contacto, o diseminada como producto de alte-

ración de minerales máficos en los cuerpos ígneos intrusivos, principalmente en el sector de El Cerro, además de la presencia de marcasita en los sectores de Media Cuesta y Popales, por lo que se pueden inferir temperaturas variables cercanas o superiores a 300 °C.

Basados en las evidencias anteriormente descritas de mineralogía de mena, ensamblaje de minerales de alteración, geometría del depósito y relaciones de corte estructural, se podría inferir que en el área del distrito minero de Frontino hay depósitos de tipo hidrotermal de intermedia a baja sulfuración.

4.2.9. UNIDADES GEOMETALÚRGICAS (UGMS)

De acuerdo con la naturaleza del depósito y la asociación de minerales de mena, se ha establecido una única unidad geometalúrgica, definida como de complejidad alta y alta refractariedad. La complejidad alta debe a la presencia abundante de pirrotina y marcasita, en proporción que a veces alcanza más del 50% de la mena, y la frecuente aparición de partículas de oro de tamaño menor de 70 micrómetros, que a veces alcanza más del 30% del total.

La unidad presenta tres variaciones importantes. La primera es el tipo de roca hospedante, rocas de composición gabroide con altos contenidos de minerales ferromagnesianos, que permiten pulpas de densidad mayor de 2,7 g/cc, lo cual dificulta la recuperación gravimétrica. Tal es el caso de las minas del sector de El Cerro.

Otra variante se presenta cuando la mena se encuentra hospedada en rocas sedimentarias parcialmente silicificadas, que ofrecen resistencia en los procesos de conminución. Tal es el caso de la mina El Porvenir.

Un tercer condicionante es que la mena se presenta de forma masiva en la roca, en zonas de cizalla donde hay fuerte alteración hidrotermal. Allí la proporción de sulfuros es muy baja, inferior al 5%, y la mineralización se presenta en forma diseminada, no forma filones o zonas de cizalla mineralizadas, como en otros lugares. Tal es el caso de las minas de El Cerro, en la parte alta.

4.3. ANÁLISIS PETROGRÁFICOS DE MATERIAL DE PROCESO METALÚRGICO

Los análisis petrográficos se emplean para determinar las características físicas y mineralógicas que hacen particular el tratamiento para el beneficio del oro. Entre otras características, se determinan la composición, el tamaño y la forma del grano, lo mismo que texturas y asociaciones particulares.

4.3.1. LIBERACIÓN DE MINERALES METÁLICOS

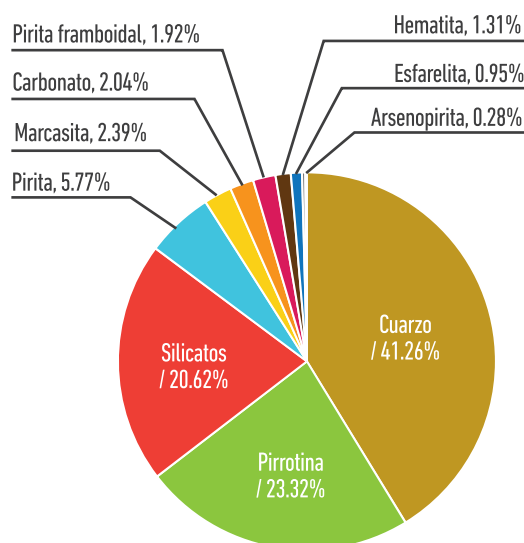
Con base en la distribución de tamaño y de las relaciones intergranulares de los minerales se plantean las características comportamentales durante la molienda, para determinar el grado de liberación de los sulfuros metálicos.

4.3.1.1. SECTOR DE MEDIA CUESTA

Cruzada El Duque

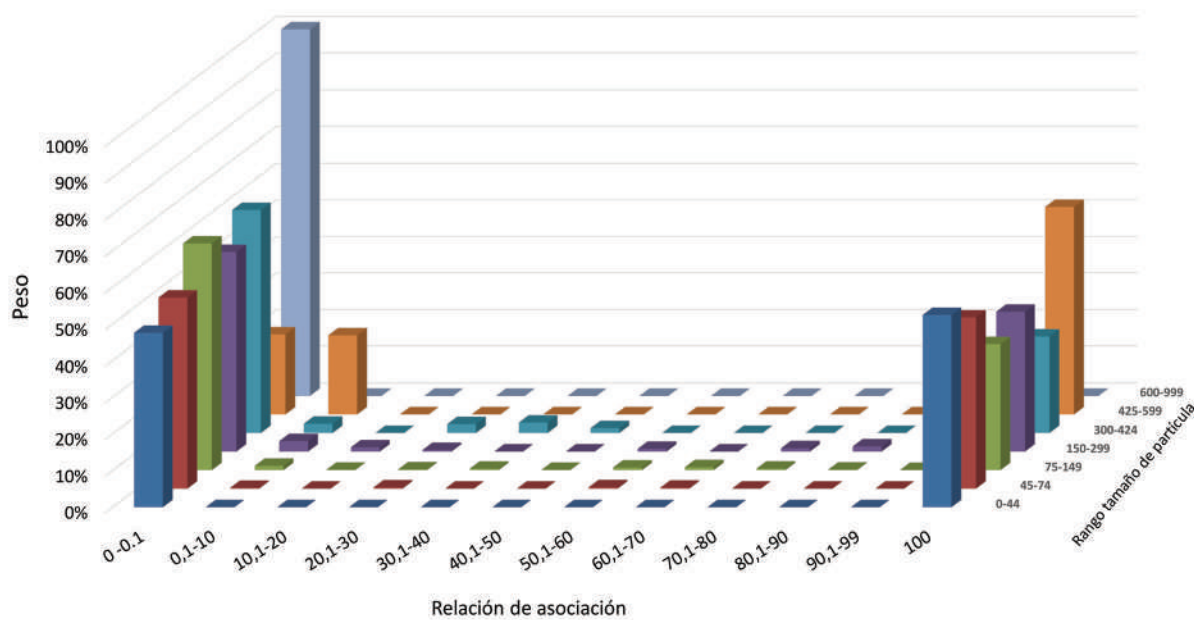
Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje de peso de la mena está representada en su mayoría por ganga de cuarzo (41,3%) y silicatos (20,6%), con cantidades menores de carbonatos (2%), mientras que los minerales metálicos están representados por pirrotina (23,3%), pirita (5,8%), marcasita (2,4%), pirita framboidal (1,9%) y hematita (1,3%), con pequeñas cantidades de esfalerita, arsenopirita, magnetita, calcopirita, galena y oro (<1%) (figura 4.32).

Figura 4.32. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso en la mina Cruzada El Duque.



La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que, en partículas con tamaños menores de 75 μm y mayores de 599 μm , no se presenta asociación ganga-mineral metálico. La principal asociación se da en el rango de 0,1% a 10%, y se incrementa desde la fracción 75-149 μm hasta 425-599 μm , encontrándose en esta última la mayor asociación. Existen pequeñas asociaciones en las fracciones 300-424 μm para los rangos de 0,1% a 10%, 20,1% a 50% y 90,1% a 99%; 150-299 μm para los rangos de 0,1% a 20% y 80,1% a 90%, todas ellas menores del 5%. La gran mayoría de las partículas de ganga se encuentra libre en el rango de 0% a 0,1%. Los minerales metálicos se encuentran libres (rango 100%) (figura 4.33).

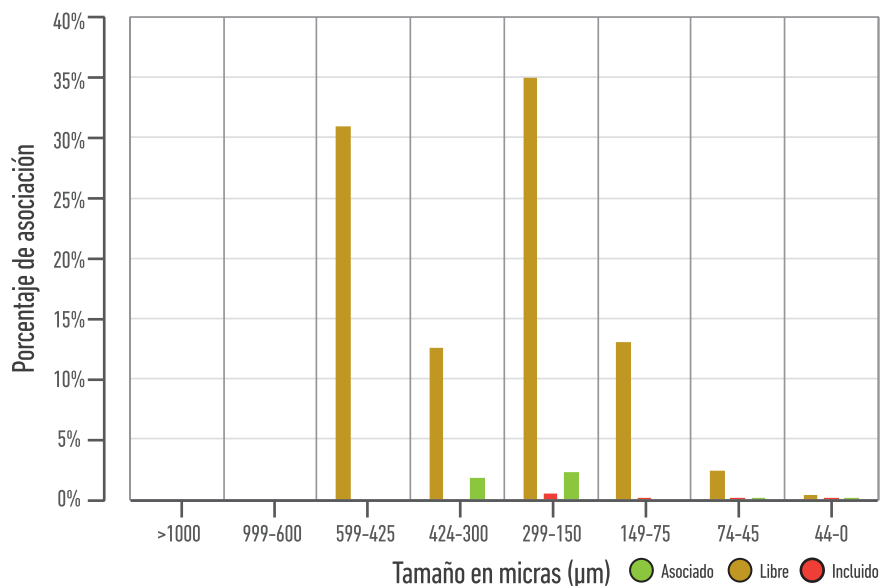
Figura 4.33. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina Cruzada El Duque.



La distribución de minerales metálicos indica que existe un rango de asociación de minerales menor del 5% entre 45 y 299 μm , una muy pequeña cantidad (menor del 1%) de minerales metálicos incluidos en ganga en el rango de tamaños entre 75 y 149 μm . La gran mayoría de partículas se encuentran libres en los rangos de tamaño entre 25 y 424 μm ; solamente una pequeña cantidad de sulfuros libres se encuentran en el rango de tamaños menores de 75 μm (figura 4.34).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que los sulfuros libres son la fracción principal en esta muestra, y son mayores del 89% en cada rango de tamaño, mientras que los minerales asociados y las partículas incluidas en la ganga son menores del 10% en cada fracción, con excepción de la fracción 424 a 300 μm , en la que los asociados representan el 12% (figura 4.35).

Figura 4.34. Distribución total de minerales metálicos. Mina Cruzada El Duque.



El material de cabeza de proceso de la planta de beneficio de la Cruzada El Duque presenta un excelente grado de liberación desde sus primeras etapas, puesto que alcanza un 93% en tamaños mayores de 600 μm , y de 99% en las fracciones menores de 75 μm (figura 4.36).

Figura 4.35. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina Cruzada El Duque.

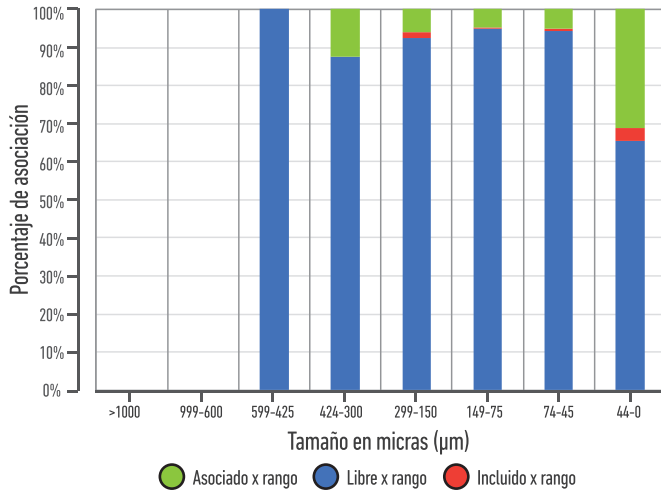
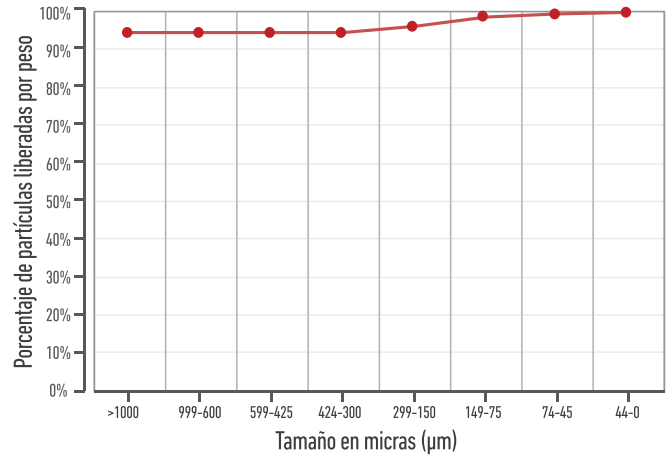


Figura 4.36. Grado de liberación de material de cabeza de proceso en la mina Cruzada El Duque.



4.3.1.2. SECTOR DE EL PORVENIR

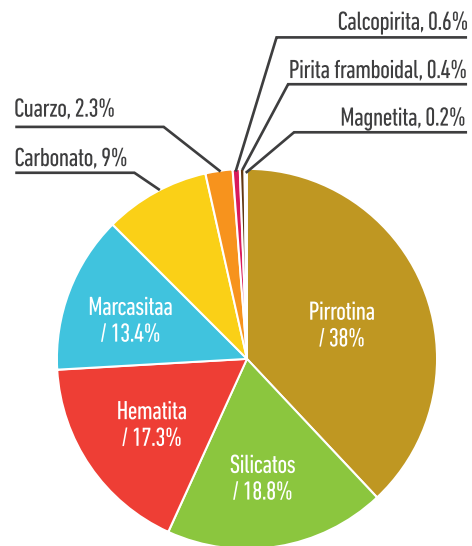
Mina El Porvenir

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje de peso de la mena está representada por los siguientes minerales metálicos: pirrotina (38%), marcasita (13,4%), óxidos como hematita (17,3%) y magnetita (<1%), lo mismo que calcopirita y pirita framboidal. Por su parte, la ganga está compuesta por silicatos (19%), carbonatos (9%) y cantidades menores de cuarzo (2,3%) (figura 4.37).

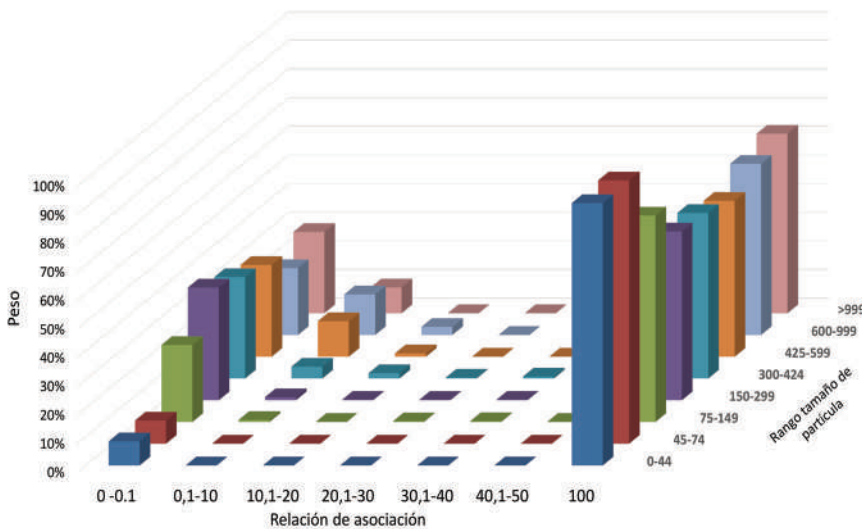
La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que existe un gran porcentaje de partículas de ganga liberadas (porcentaje de asociación (0) 0% a 0,1%), así como de partículas de minerales metálicos liberadas (porcentaje de asociación (11) 100%);

Figura 4.38. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina El Porvenir.

Figura 4.37. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso en la mina El Porvenir.



solamente existen partículas mixtas con asociación de ganga entre 0,1% y 20% en los rangos de tamaño de 300 a 424 µm, y entre 0,1% y 10% en el rango que sobrepasa 1.000 µm (figura 4.38).



La liberación total de sulfuros muestra que las partículas libres se encuentran en el rango de tamaños entre 45 y 599 μm , la mayor parte de ellas (70%) entre 300 y 599 μm . Otra fracción importante, el 28% de partículas liberadas, se encuentra en el rango de 45 a 299 μm . Se observan muy pocas partículas asociadas e incluidas (figura 4.39).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que la fracción predominante por cada rango de tamaño es la de partículas libres, que superan el 91% (figura 4.40).

El material de cabeza de la planta El Porvenir presenta una excelente liberación, que casi alcanza el 98% en partículas mayores de 600 μm (figura 4.41).

Figura 4.39. Distribución total de minerales metálicos. Mina El Porvenir.

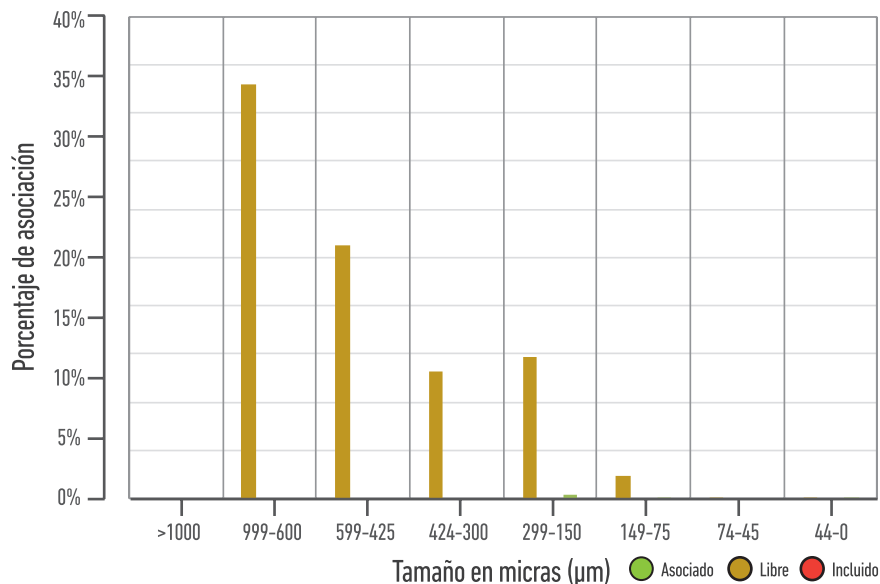


Figura 4.40. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina El Porvenir.

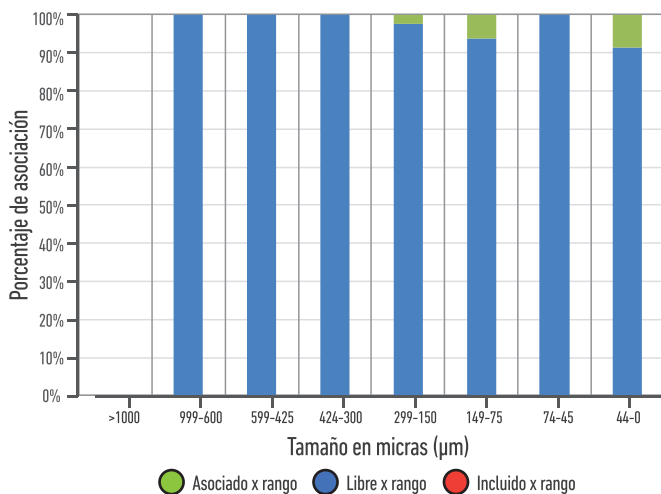
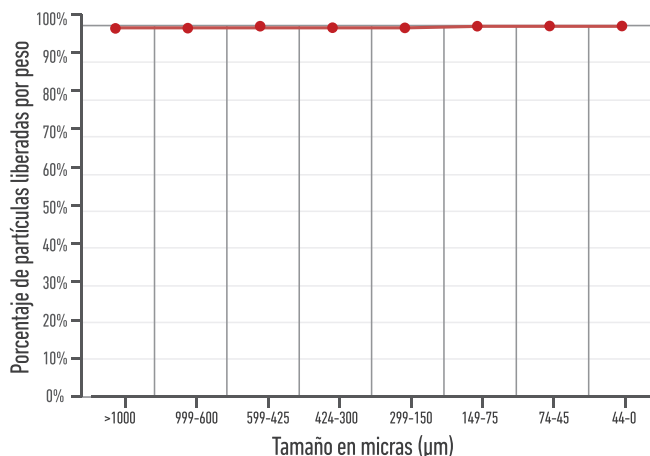


Figura 4.41. Grado de liberación material de cabeza de proceso en la mina El Porvenir.

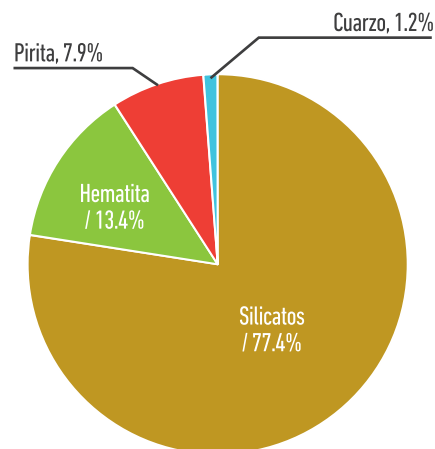


4.3.1.3. SECTOR DE POPALES

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje de peso de la mena está representada en su mayoría por ganga de silicatos (77,4%) con cantidades menores de cuarzo (1,2%), mientras que los minerales metálicos están representados por hematita (13,5%) y pirita (8%) con pequeñas cantidades de calcopirita (<1%) (figura 4.42)

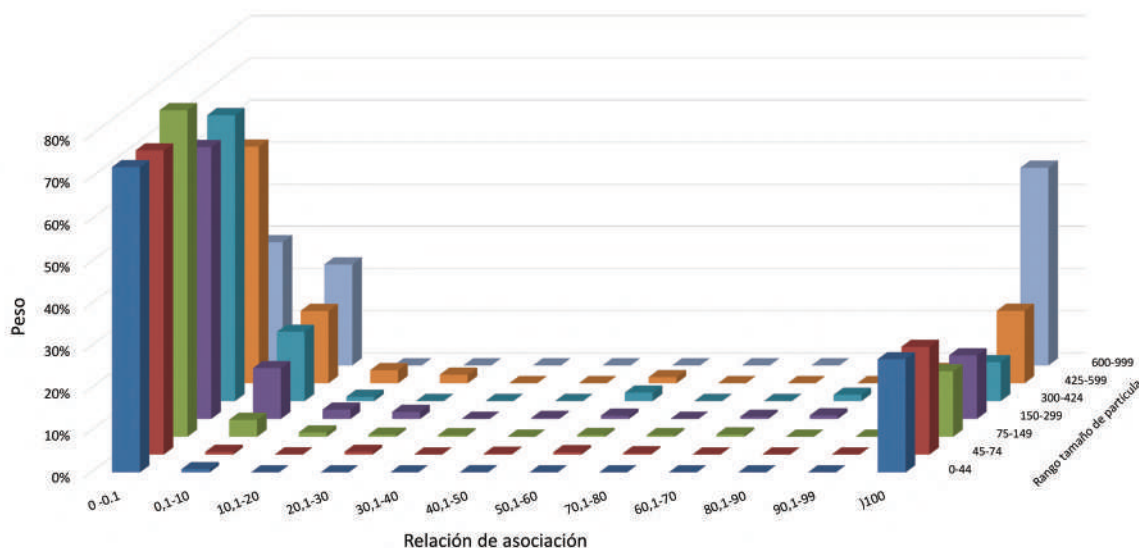
La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que en partículas de tamaños menores de 150 μm no se presenta asociación ganga-mineral metálico, excepto en el rango de asociación 0,1% a 20% de la fracción 75-149 μm . La principal asociación se da en

Figura 4.42. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso en el sector de Popales.



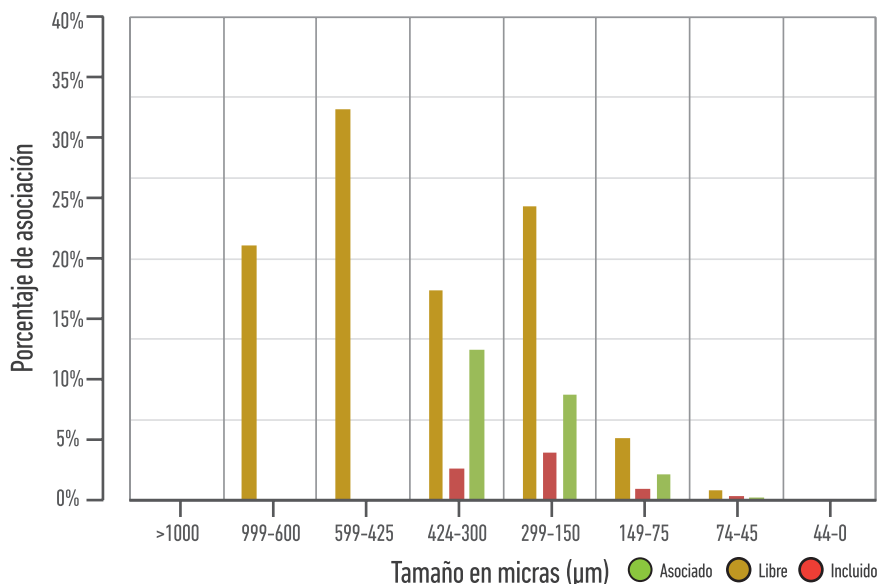
el rango de 0,1% a 10%, y se incrementa desde la fracción 75-149 μm hasta 999 μm . Existen pequeñas asociaciones en los rangos de 10,1% a 30% en las fracciones de 75-599 μm , en el rango de 50,1% a 60% en las fracciones de 150-599 μm , y de 80,1% a 99,9%, en las fracciones de 150-599 μm , todas ellas menores de 5%. La gran mayoría de las partículas son ganga y se encuentran libres en el rango de 0% a 0,1%. Además, la gran mayoría de minerales metálicos se encuentra libre (rango 100%), y decrece desde la fracción 0-44 μm hasta 150-299 μm , para encontrar un mínimo en la fracción 300-424 μm , y luego incrementarse hasta la fracción 600-999 μm , que contiene la mayor cantidad de minerales metálicos libres (figura 4.43).

Figura 4.43. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Sector de Popales.



La distribución de minerales metálicos indica que las partículas de minerales asociados tienen tamaños menores de 300 μm y está por debajo del 20% del total de la muestra. Los minerales metálicos incluidos en ganga no alcanzan el 10% en el rango de tamaños de 45 a 299 μm . Las partículas libres se encuentran en los rangos de tamaño de 45 a 599 μm . Solamente una pequeña cantidad de sulfuros libres se encuentran en un rango de tamaño menor de 75 μm (figura 4.44).

Figura 4.44. Distribución total de minerales metálicos. Sector de Popales.



La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que todos los sulfuros se encuentran libres en tamaños mayores de 300 μm , y además son la fracción principal en los rangos de tamaño de 25 a 299 μm , mientras que en los tamaños menores de 25 μm representan el 33% de la fracción. Los sulfuros asociados representan desde el 18% en la fracción de 25 a 44 μm , y hasta el 38% en la fracción de 150 a 299 μm ; las partículas incluidas en la ganga representan la fracción principal en los tamaños menores de 25 μm (43%), y disminuyen hasta el 8% en la fracción de tamaños de 150 a 299 μm (figura 4.45).

La liberación de sulfuros en el sector de Popales se inicia en el 78% en los tamaños mayores de 425 μm , se incrementa hasta alcanzar el 92% en tamaños de 45 a 74 μm , y alcanza su máxima liberación de 97% en tamaños de 45 μm . Esto nos indica que este material tiene un buen grado de liberación (figura 4.46).

Figura 4.45. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Sector de Popales.

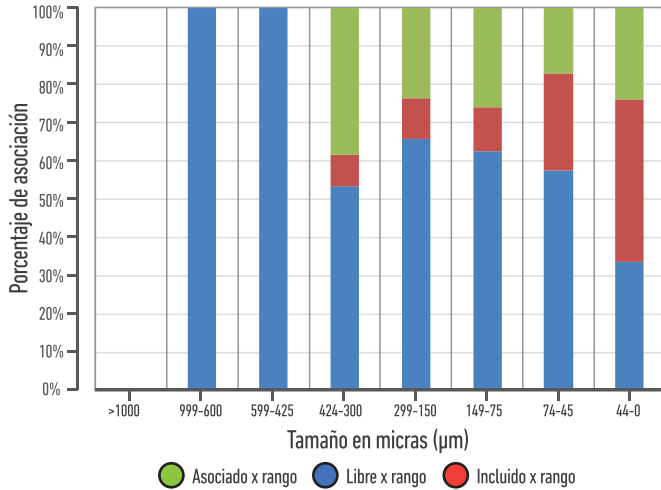
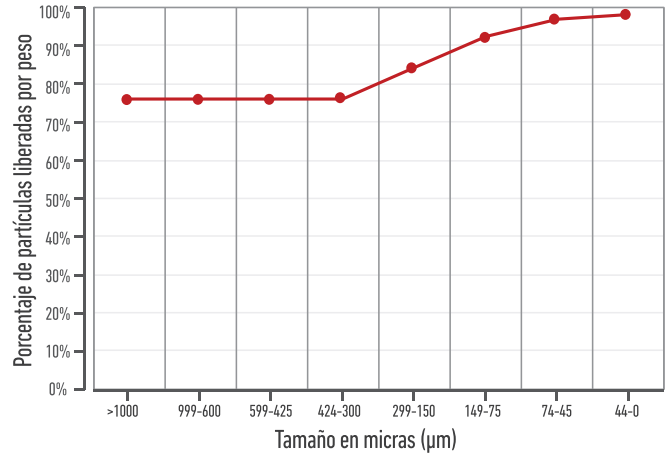


Figura 4.46. Grado de liberación de material de cabeza de proceso en el sector de Popales.



4.3.1.4. SECTOR DE EL CERRO

Mina Gurupero Los Brand

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje de peso de la mena está representada por ganga de silicatos (77,6%), cuarzo (10,9%) y carbonatos (3,5%), mientras que los minerales metálicos están representados por pirrotina (4%), magnetita (3%) y pirita (1%), con pequeñas cantidades de esfalerita y pirita framboidal (figura 4.47).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso muestra que existe un gran porcentaje de partículas de ganga liberadas (porcentaje de asociación (0) 0%-0,1%), así como de partículas de minerales metálicos liberadas (porcentaje de asociación (11) 100%). Solamente existen partículas mixtas con asociación de ganga entre 0,1% y 10% en tamaños superiores a 150 µm, con una mayor proporción del rango mayor de 1.000 µm. También es notable que los sulfuros libres se encuentran en la fracción menor de 600 µm (figura 4.48).

Figura 4.47. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso de la mina Gurupero Los Brand.

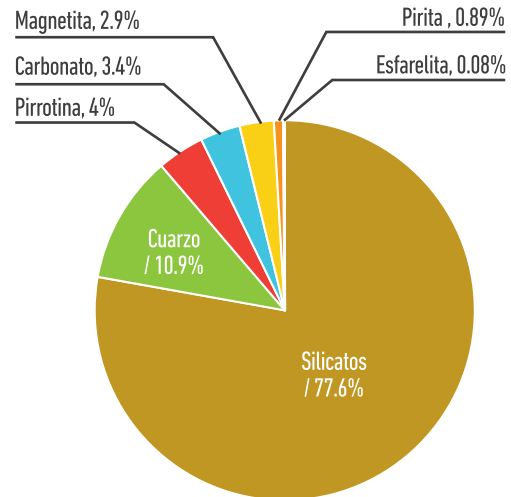
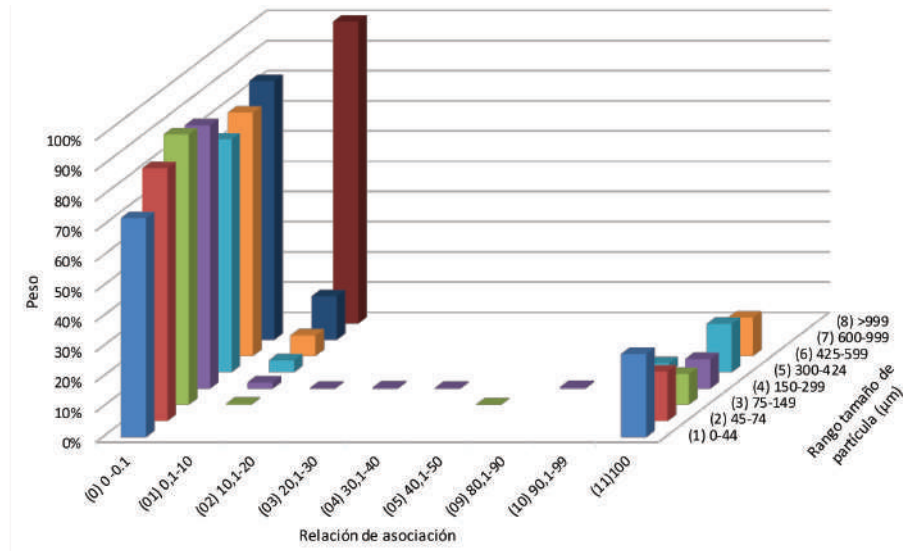


Figura 4.48. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina Gurupero Los Brand.



La liberación total de sulfuros muestra que las partículas libres se encuentran en tamaños menores de 425 μm . El 83% de la muestra está entre 75 y 424 μm , mientras que el rango de asociación está presente solamente entre 75 y 299 μm , con 8% del total de las partículas (figura 4.49).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que los sulfuros libres predominan en cada fracción, y superan el 85%. Solamente en la fracción menor de 25 μm representan el 75% de esta. Las partículas incluidas están por debajo del rango de tamaño de 75 μm , y son menores del 10% de cada fracción, mientras que las partículas asociadas se presentan en rangos menores de 300 μm y no representan más del 15% en cada fracción (figura 4.50).

El material de cabeza presenta un alto grado de liberación, ya que en tamaños mayores de 300 μm se encuentra liberado el 90% de los sulfuros, y a los 75 μm se han liberado casi en su totalidad, lo que evidencia un muy buen grado de liberación de sulfuros (figura 4.51).

Figura 4.49. Distribución total de minerales metálicos. Mina Gurupero Los Brand.

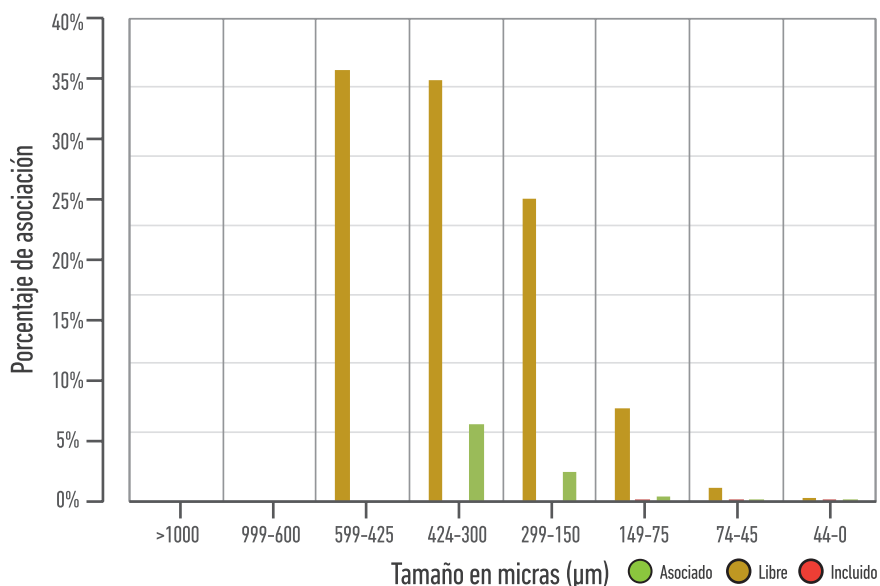


Figura 4.50. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina Gurupero Los Brand.

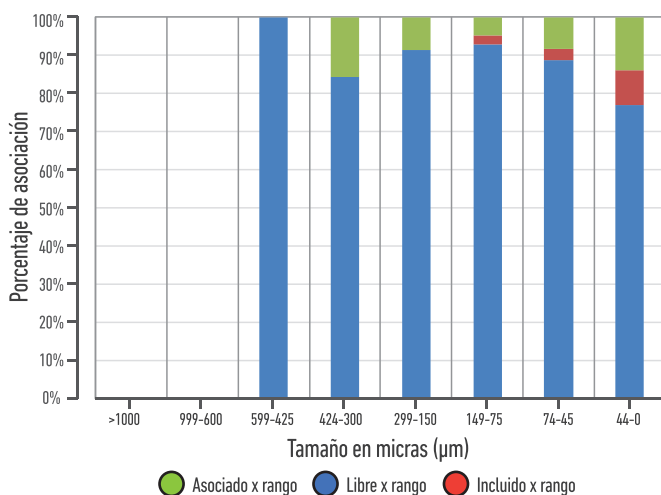
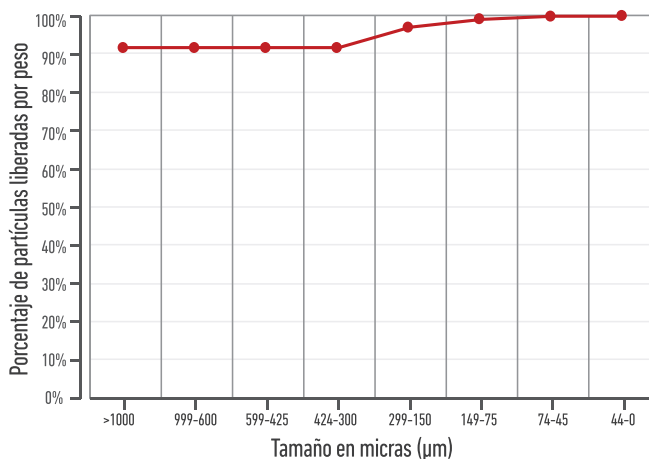


Figura 4.51. Grado de liberación de material de cabeza de proceso de la mina Gurupero Los Brand.

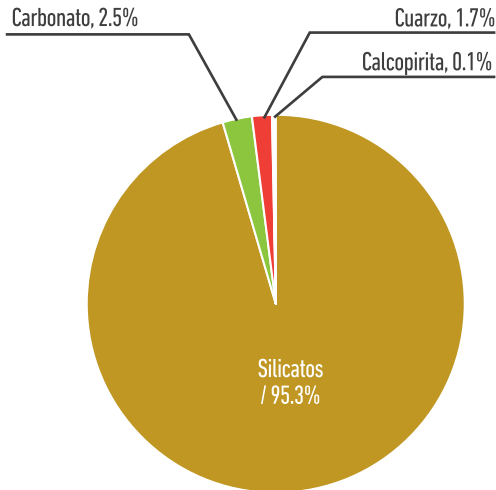


Mina La Palma

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje de peso de la mena está representada en su mayoría por ganga de silicatos (95,4%), con cantidades menores de carbonatos (2,5%) y cuarzo (1,7%), mientras que los minerales metálicos están representados por pequeñas cantidades de calcopirita, hematita y pirita (<1%) (figura 4.52).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que existe un gran porcentaje de partículas de ganga liberadas (porcentaje de asociación (0) 0% a 0,1%). Las partículas de minerales metálicos liberadas se encuentran en fracciones menores de 44 μm , y son menos del 5% de esta. Solamente existen partículas mixtas con asociación de ganga entre 0,1% y 10% para el rango de tamaño de 75 a 599 μm , con un mayor porcentaje en las partículas entre 300 y 599 μm . En tamaños mayores de 600 μm no se encuentran minerales metálicos (figura 4.53).

Figura 4.52. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso de la mina La Palma.



La distribución de minerales metálicos indica que las partículas de minerales metálicos son menores de 150 μm . El 20% de estas se encuentran asociadas; el 40% se presentan incluidas en ganga, y el 40% restante representa la fracción de minerales metálicos libres (figura 4.54).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica (figura 4.55).

La planta de la mina La Palma presenta una muy baja liberación de sulfuros, que se inicia con un 40% en tamaño de 75 μm , y solamente alcanza el 67% en las partículas menores de 25 μm . Esto nos muestra que es un material que presenta un muy bajo grado de liberación de sulfuros (figura 4.56).

Figura 4.53. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina La Palma.

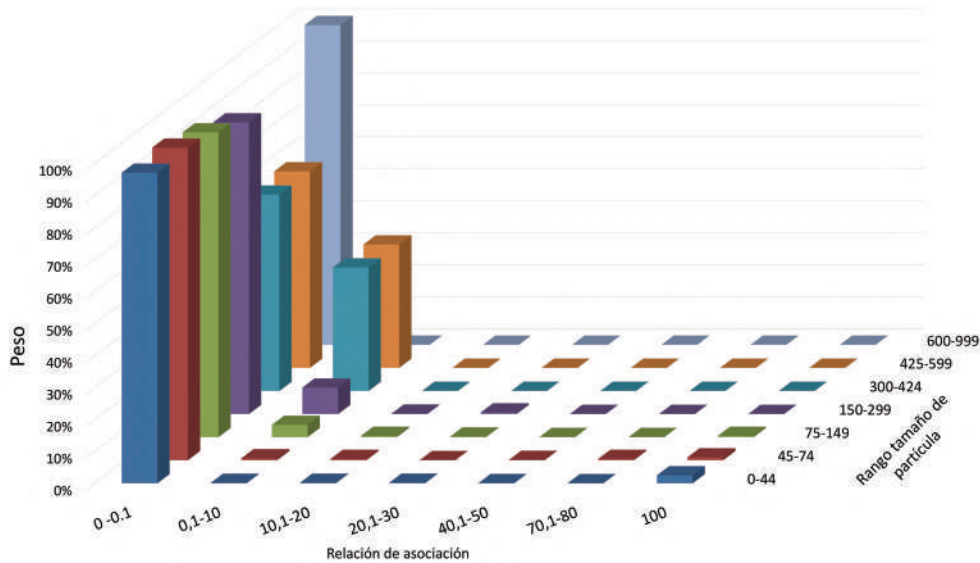


Figura 4.54. Distribución total de minerales metálicos. Mina La Palma.

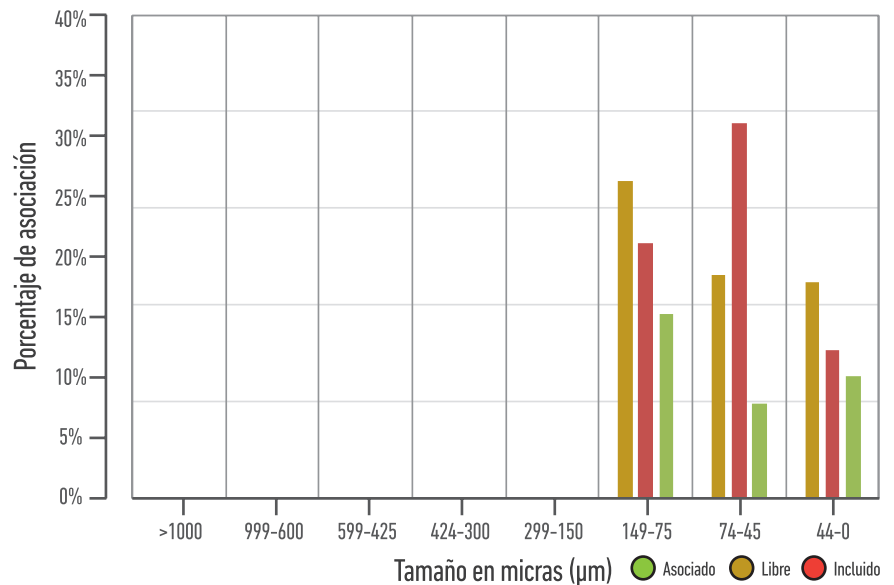


Figura 4.55. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina La Palma.

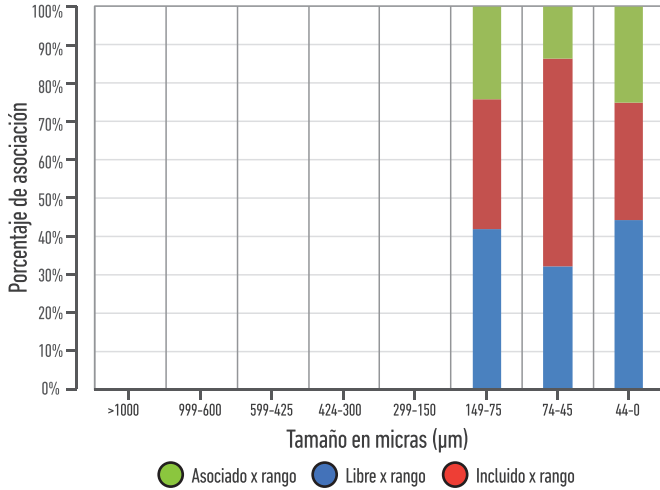
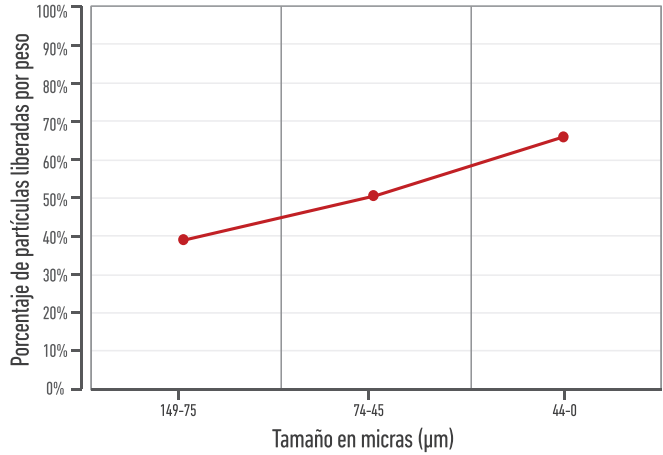


Figura 4.56. Grado de liberación de material de cabeza de proceso de la mina La Palma.



Mina El Apique

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje de peso de la mena está representada en su mayoría por minerales de ganga silicatos (50%), con cantidades menores de carbonatos (16,7%) y cuarzo (8,5%), mientras que los minerales metálicos están representados por pirrotina (12,1%), magnetita (10,9%), con pequeñas cantidades de calcopirita, pirita y pirita framboidal (<1%) (figura 4.57).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que en partículas con tamaños menores de 150 μm no se presenta asociación ganga-mineral metálico. Además, los rangos de asociación de las partículas se presentan del 0,1% al 30% en las fracciones mayores de 150 μm . La fracción que presenta más asociaciones minerales es la de 600 a 999 μm , en los rangos de asociación de 0,1% a 10%, 40,1% a 50%, y la fracción mayor de 999 μm en el rango de asociación de 60,1%

Figura 4.57. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso en la mina El Apique.

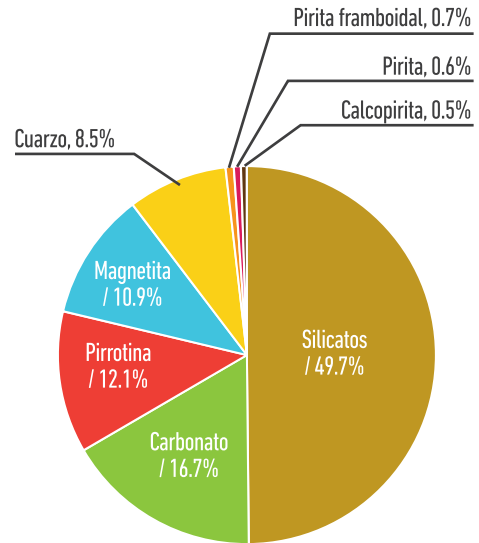
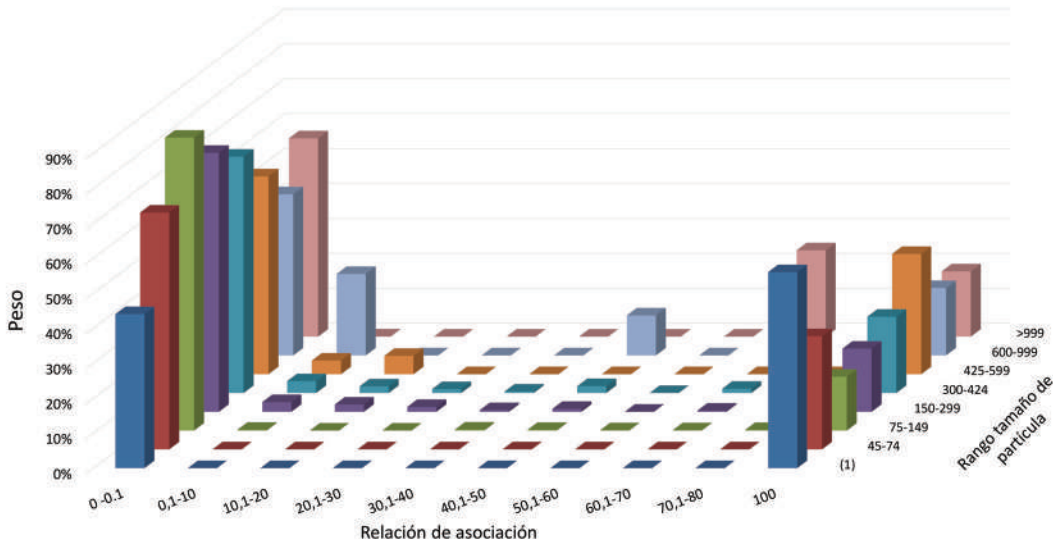


Figura 4.58. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina EL Apique.



a 70%. Existe un gran porcentaje de partículas de ganga liberadas (porcentaje de asociación (0) 0% a 0,1%). La gran mayoría de las partículas de minerales metálicos se encuentran libres en todas las fracciones (desde 0 μm a <999 μm), siendo la fracción menor de 45 μm la más representativa (figura 4.58).

La distribución de minerales metálicos indica que no hay partículas de minerales metálicos incluidas en ganga. Los minerales asociados aparecen en el rango de 424 a 600 μm , y es la tercera parte del total de la muestra. El 60% de partículas se encuentran libres y están en el rango de tamaños mayores de 45 μm . Su mayor concentración está en el rango de 150 a 599 μm (figura 4.59).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por tamaño indica que los sulfuros libres son la fracción predominante en todos los rangos de tamaño, por encima del 80%, con excepción de la fracción menor de 25 μm , que apenas representa el 50%, con un 30% de sulfuros incluidos en ganga y el 20% de minerales asociados, y la otra fracción, entre 425 y 599 μm , con tan solo el 30%, mientras que los minerales asociados ocupan el 70% del total de esta fracción. En las demás fracciones, tanto los minerales asociados como los incluidos en la ganga suman menos del 10% (figura 5.60).

La liberación de sulfuros en el material de cabeza de proceso en la planta de la mina El Apique inicia con un 67% hasta los tamaños mayores de 425 μm , y se incrementa a 99% en la fracción de tamaños situados entre 300 y 425 μm . Esto indica que hay una muy buena liberación de sulfuros en los tamaños menores de 425 μm (figura 4.61).

Figura 4.49. Distribución total de minerales metálicos. Mina El Apique.

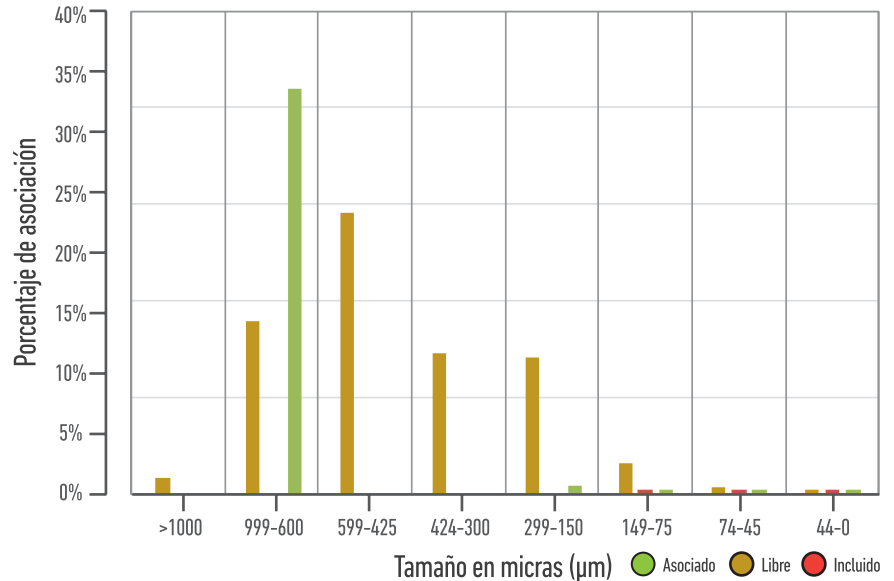


Figura 4.60. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina El Apique.

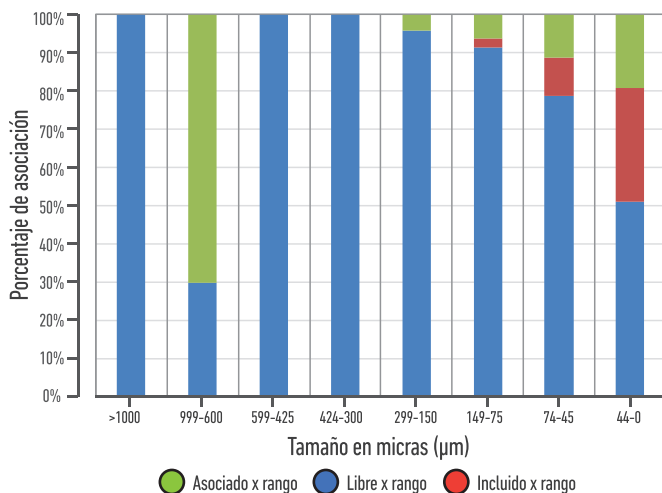
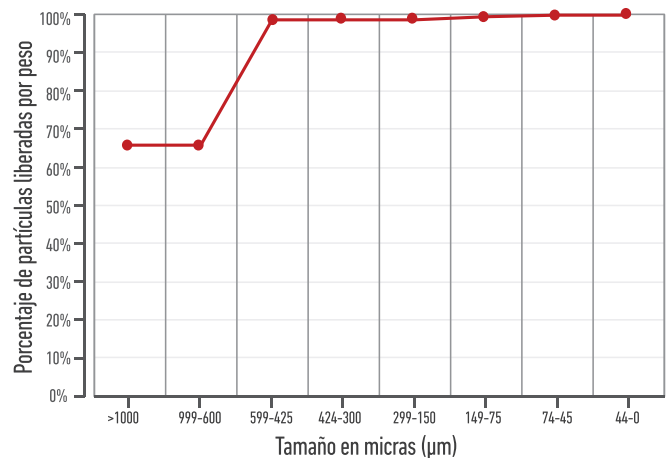


Figura 4.61. Grado de liberación material de cabeza de proceso mina El Apique.



4.3.1.5. SECTOR DE SAN DIEGO

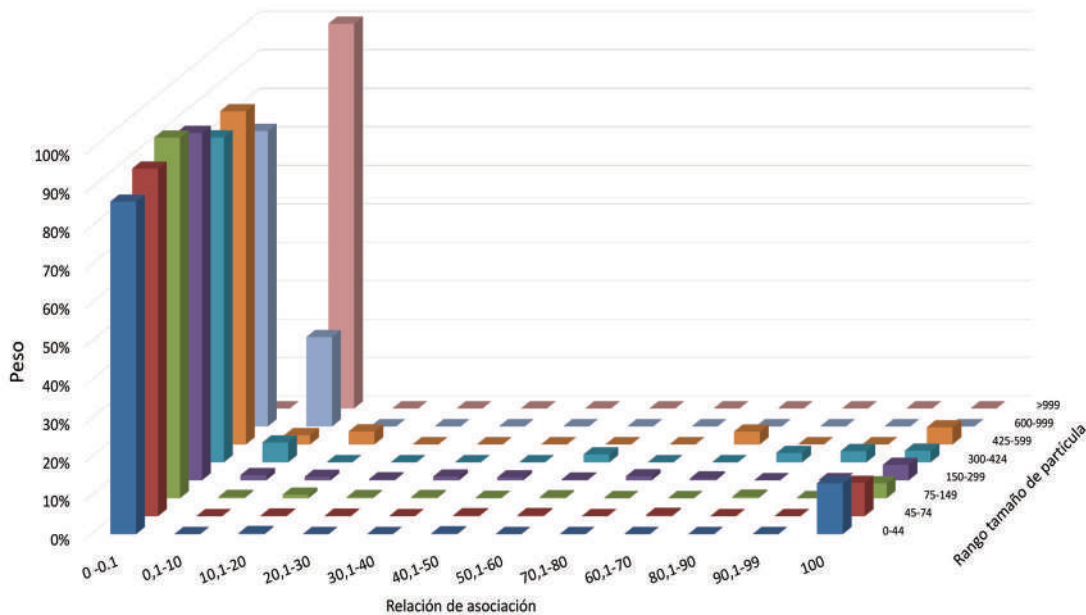
Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje de peso de la mena está representada en su mayoría por ganga con silicatos (70%) y cuarzo (23%), con cantidades menores de carbonatos (2,5%), mientras que los minerales metálicos están representados por magnetita (4,5%) y pequeñas cantidades de calcopirita, pirita, pirrotina y hematita (<1%) (figura 4.62).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que, en partículas con tamaños menores de 150 μm , no se presenta asociación ganga-mineral metálico,

excepto en el rango de asociación 10,1% a 20%, aunque muy pequeña. La principal asociación se da en el rango de 0,1% a 10%, y se incrementa desde la fracción 150-299 μm hasta mayores de 999 μm . La fracción mayor de 999 μm se presenta en su totalidad asociada en el rango de 0,1% a 10%. Existen pequeñas asociaciones en la fracción de 150-299 μm en los rangos de 30,1% a 50% y de 70,1% a 80%; en la fracción de 300-424 μm , en los rangos de 50,1% a 60%, y 80,1% a 99,9%; en la fracción de 425-599 μm , en el rango de 60,1% a 70%. Todas ellas son menores del 5%. Los minerales metálicos se presentan libres en las fracciones menores de 600 μm , pero en pequeños porcentajes (menores del 15% del total de la fracción). La gran mayoría de las partículas son ganga y se encuentran libres en el rango de 0% a 0,1% (figura 4.63).

La distribución de minerales metálicos indica que estos tienen un tamaño menor de 424 μm , y menos del 1% de las partículas se encuentran incluidas en ganga, y están en el rango de tamaños entre 45 y 74 μm . El 50% de las partículas se encuentran asociadas, y la mayoría están en los rangos de 45 a 299 μm (46%). Las partículas libres se concentran en los rangos de 25 a 424 μm , y constituyen casi el 50% de la muestra total (figura 4.64).

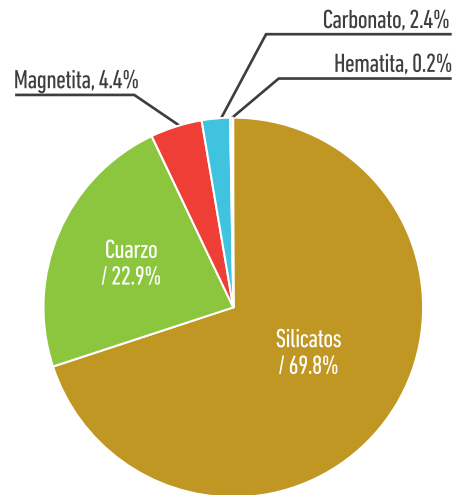
Figura 4.63. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Sector de San Diego.



La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por rango de tamaño indica que las partículas mayores de 300 μm son libres, mientras que en las demás fracciones representan menos de la mitad, con excepción de la fracción de 25 a 44 μm , que representa el 60%. Los sulfuros asociados son la fracción principal en distintos los rangos, y llega a constituir el 70% en los tamaños comprendidos entre 150 y 299 μm , mientras que las partículas incluidas en la ganga apenas representan el 10%, 7% y 3%, en tamaños menores de 25 μm , 25 a 44 μm y 45 a 74 μm , respectivamente (figura 4.65).

La liberación de sulfuros en el material de cabeza de proceso de la planta de San Diego inicia con valor del 50% para los tamaños mayores de 300 μm , y se va incrementando hasta alcanzar su máximo de 93% en la fracción de tamaños menores de 25 μm , lo que indica que solamente en tamaños muy finos se alcanza una recuperación alta (figura 4.66).

Figura 4.62. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso en el sector de San Diego.



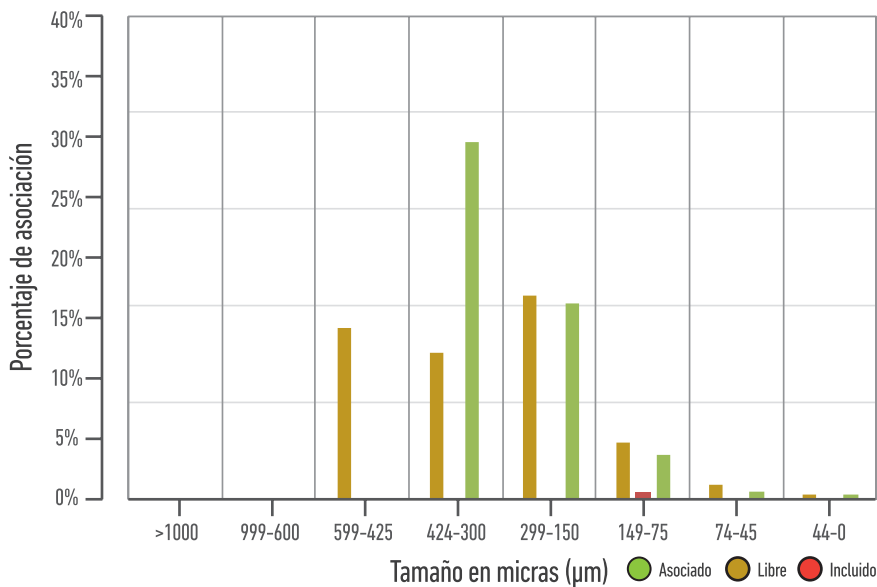


Figura 4.64. Distribución total de minerales metálicos. Sector de San Diego.

Figura 4.65. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Sector de San Diego.

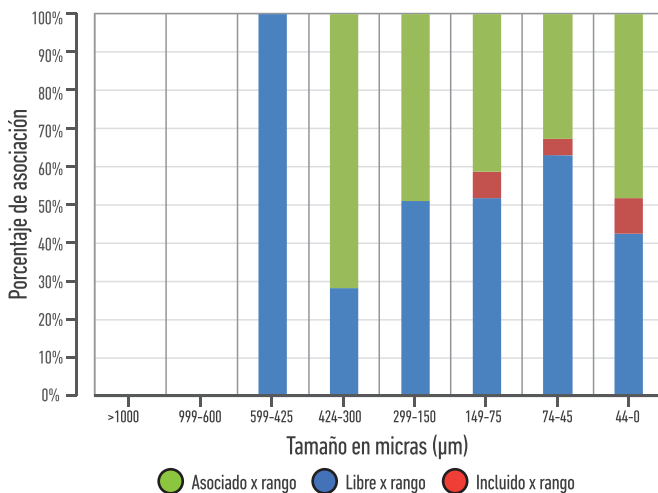
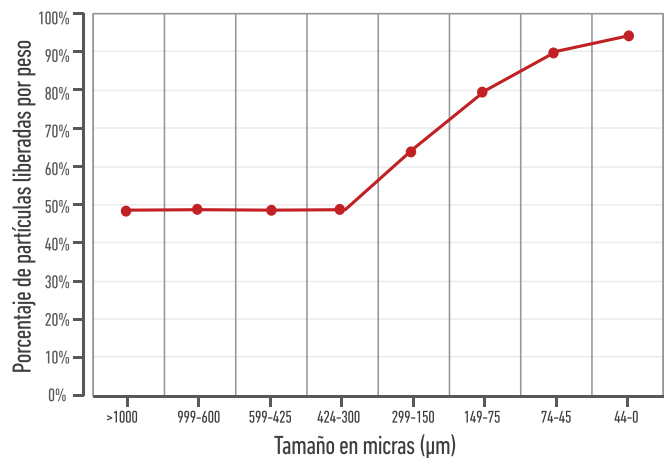


Figura 4.66. Grado de liberación de material de cabeza de proceso en el sector de San Diego.



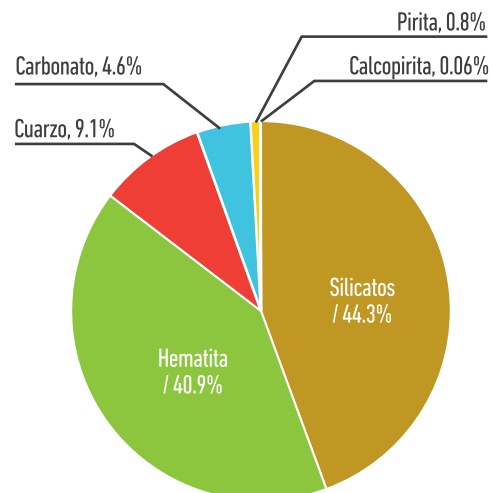
4.3.1.6. SECTOR DE MUSINGA GRANDE

Mina El Roble

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje de peso de la mena está representada en su mayoría por ganga con silicatos (44,3%), cuarzo (9,2%) y carbonatos (4,7%), mientras que los minerales metálicos están representados por hematita (41%) con pequeñas cantidades de oro, calcopirita y pirita (<math><1\%</math>) (figura 4.67).

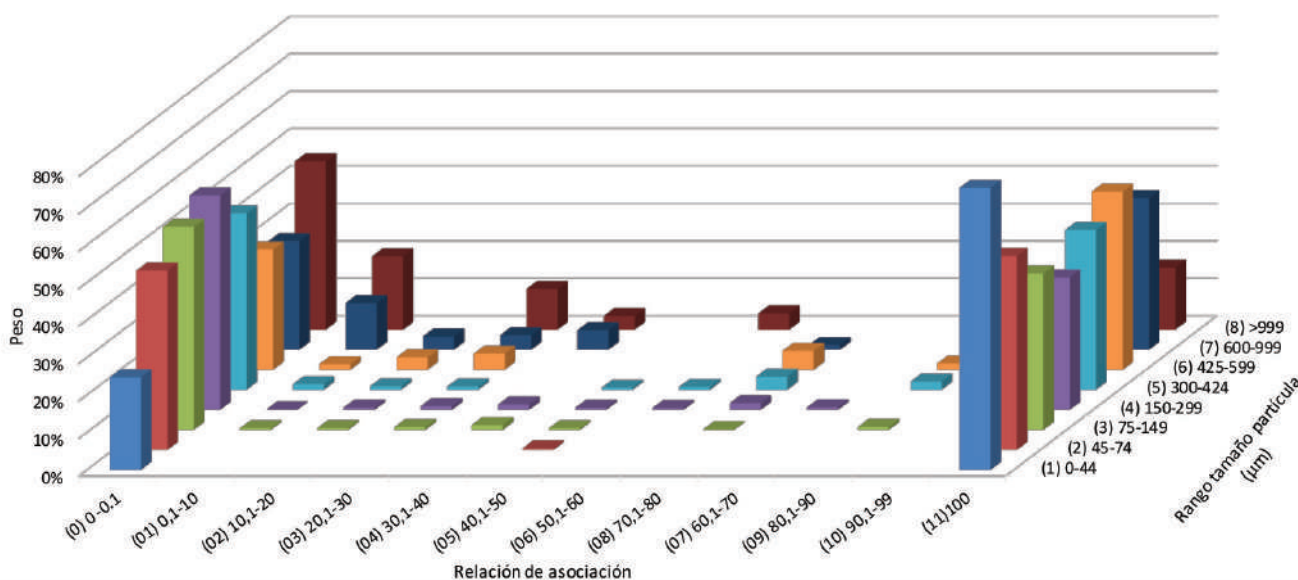
La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que en partículas con tamaños menores de 74 μm no se presenta asociación ganga-mineral metálico. Se presentan dos grupos de asociaciones principales, la primera en los rangos 0,1% a 40% en las fracciones mayores de 75 μm , valor que, a partir de la fracción 425 μm , se incrementa hasta casi el 20% en la fracción mayor de 999 μm (0,1% a 10%), y el segundo

Figura 4.67. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso de la mina El Roble.



grupo en los rangos de 70,1% a 99,9% en las fracciones comprendidas entre 75 y 999 μm ; las mayores se encuentran entre 300 y 599 μm . La gran mayoría de las partículas de ganga se encuentran libres en el rango de 0% a 0,1%, lo mismo que en los minerales metálicos; la más representativa es la fracción menor de 45 μm (figura 4.68).

Figura 4.68. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina El Roble.



La distribución de minerales metálicos indica que las partículas de minerales asociados se inician en tamaños menores de 600 μm , y es menor del 10% en cada rango. Los minerales metálicos incluidos en ganga son menores del 10% y se concentran en el rango de tamaños menores de 25 μm (7,5%). El 60% de partículas libres se encuentran en el rango de tamaños mayores de 300 μm . El 12% de sulfuros libres se encuentran en el rango de tamaños menores de 150 μm (figura 4.69).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que en tamaños mayores de 425 μm y menores de 25 μm , los sulfuros libres son la fracción predominante, mientras que entre 300 y 424 μm apenas alcanzan el 54%, con un 42% de sulfuros asociados y el 4% de minerales incluidos en ganga. En los demás rangos de tamaño, los sulfuros libres están entre el 70% (75-149 μm) y el 91% (45-74 μm). Los sulfuros asociados representan la segunda fracción, llegando a representar hasta el 25% de ella en tamaños comprendidos entre 150 y 299 μm . Las partículas incluidas en ganga representan menos del 9% en los rangos de tamaño (figura 4.70).

La liberación de sulfuros en la mina El Roble se inicia en el 80% en los tamaños mayores de 425 μm , se incrementa hasta alcanzar el 90% en tamaños de 150 a 299 μm , y alcanza su máxima liberación de 96% en tamaños de 45 μm . Esto revela que este material tiene un buen grado de liberación (figura 4.71).

Figura 4.69. Distribución total de minerales metálicos. Mina El Roble.

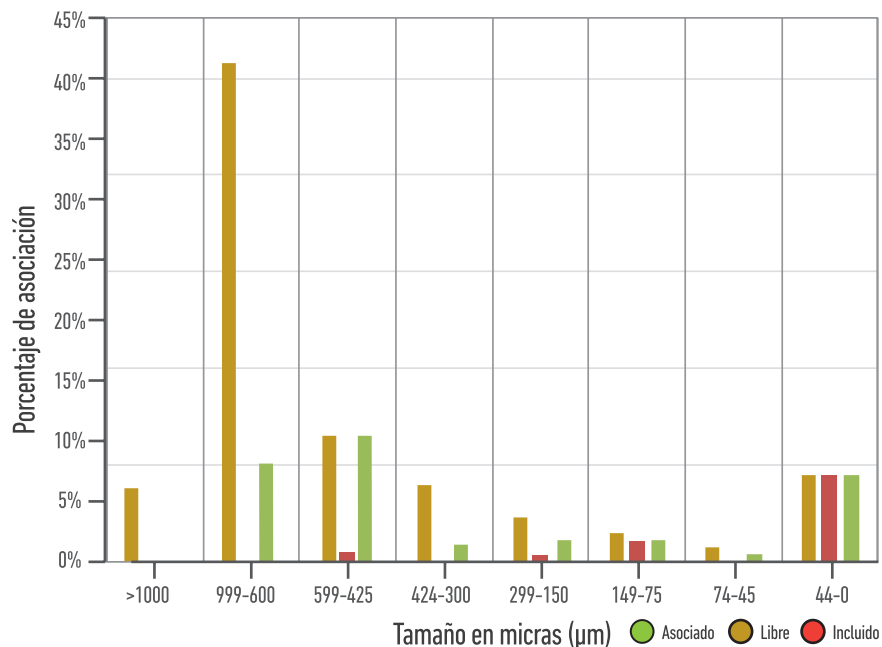


Figura 4.70. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina El Roble.

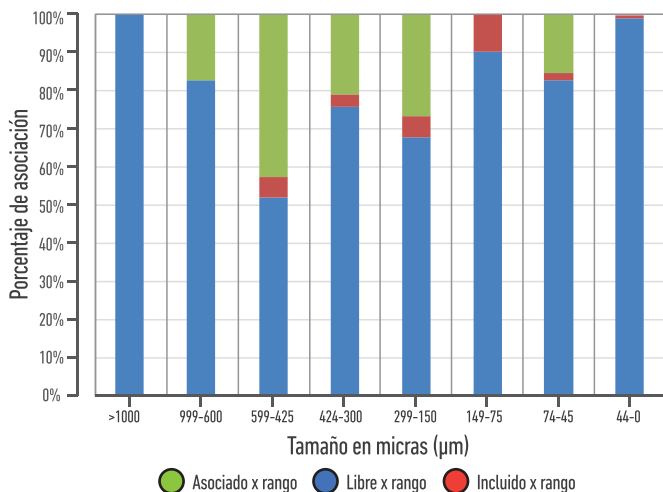
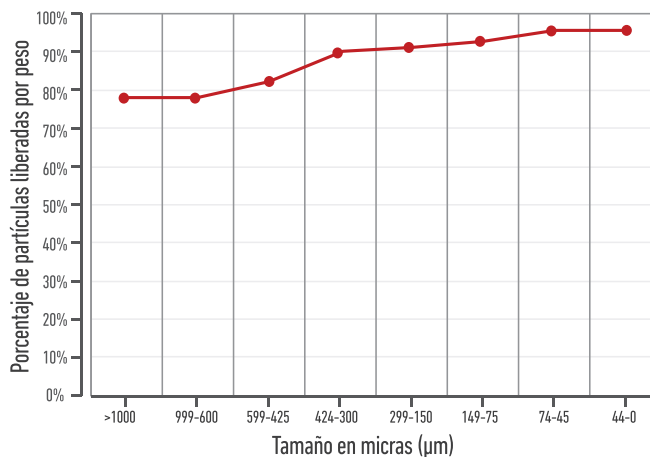


Figura 4.71. Grado de liberación de material de cabeza de proceso en la mina El Roble.



4.3.1.7. SECTOR DE LA CLARA

Mina La Clarita

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada indican que la distribución mineralógica en porcentaje de peso de la mena está representada en su mayoría por minerales metálicos como pirrotina (53%), pirita (13,4%) y calcopirita (6%), con pequeñas cantidades de hematita (1,7%), mientras que la ganga está compuesta por carbonatos (18%) y silicatos (6,2%), con cantidades menores de cuarzo (1,6%) (figura 4.72).

La liberación binaria de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso indica que en partículas con tamaños menores de 74 µm no se presenta asociación ganga-mineral metálico. Además, los rangos de asociación de las partículas se presentan del 0,1% al 20% en las fracciones mayores de 75 µm. La fracción que presenta más asociaciones minerales es la de 600 a 999 µm, en los rangos

Figura 4.72. Distribución mineralógica de material de cabeza de proceso en la mina La Clarita.

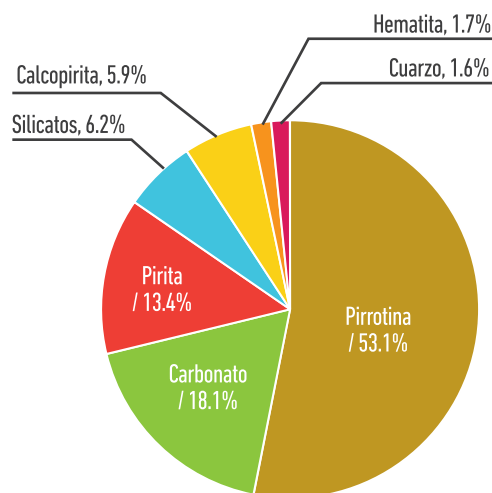
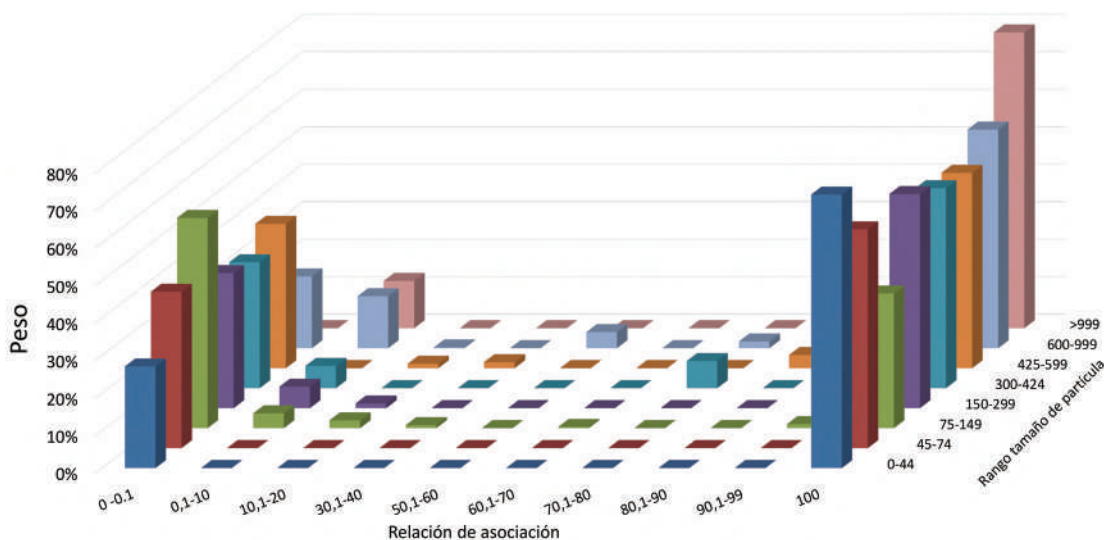


Figura 4.73. Distribución binaria por fracción de tamaño y porcentaje de asociación de ganga (izquierda) y sulfuros (derecha). Mina La Clarita.



de asociación de 0,1% a 10%, 50,1% a 60% y 70,1% a 90%. Existe un gran porcentaje de partículas de ganga liberadas (porcentaje de asociación (0) 0% a 0,1%). La gran mayoría de las partículas de minerales metálicos se encuentran libres en todas las fracciones, desde 0 a <999 μm (figura 4.73).

La distribución de minerales metálicos indica que el 3% de las partículas de minerales se encuentran incluidas en ganga y están en el rango menor de 25 μm . Los minerales asociados representan menos del 25% de las partículas y se encuentran en tamaños mayores de 300 μm ; su mayor proporción se encuentra en el rango mayor de 600 μm . El 70% de las partículas se presentan libres en el rango de tamaños mayores de 600 μm . El 10% de sulfuros libres se hallan en el rango de tamaños situado entre 75 y 424 μm (figura 4.74).

La distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por clase de tamaño indica que los sulfuros libres predominan en cada fracción, y superan el 70%. Los sulfuros asociados solo representan entre el 10% y el 25% en cada fracción. Los sulfuros incluidos apenas representan el 5% de la fracción comprendida entre 25 y 44 μm (figura 4.75).

La liberación de sulfuros del material de cabeza de proceso de la mina La Clarita se inicia con un 80% en tamaños mayores de 600 μm , se incrementa hasta 92% en la fracción de 425 a 599 μm , para alcanzar un máximo de 98% en la fracción de 150 a 299 μm . Esto nos indica que tiene una excelente liberación en tamaños menores de 425 μm (figura 4.76).

Figura 4.74. Distribución total de minerales metálicos. Mina El Roble.

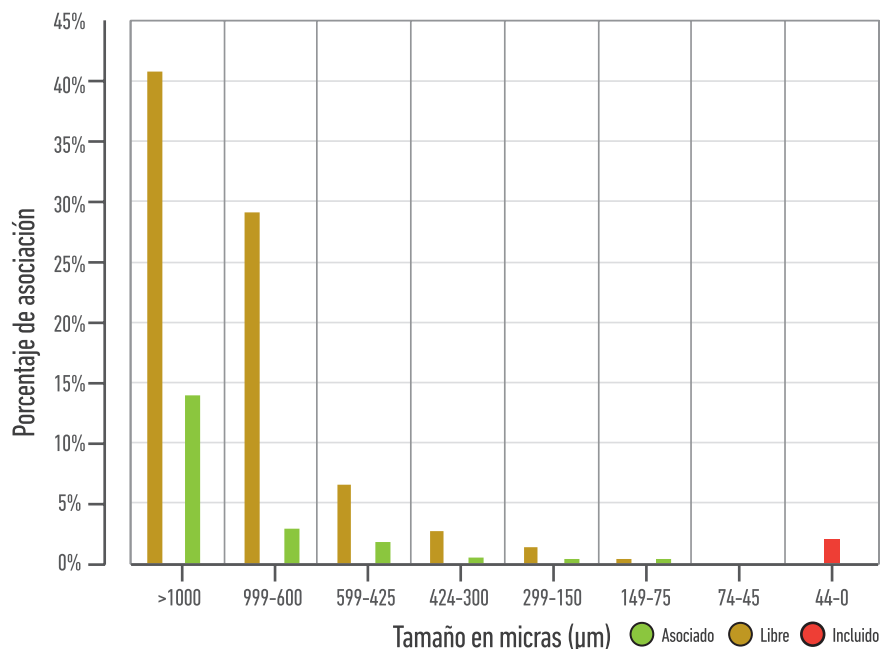


Figura 4.75. Asociación de minerales metálicos por cada fracción de tamaño. Mina La Clarita.

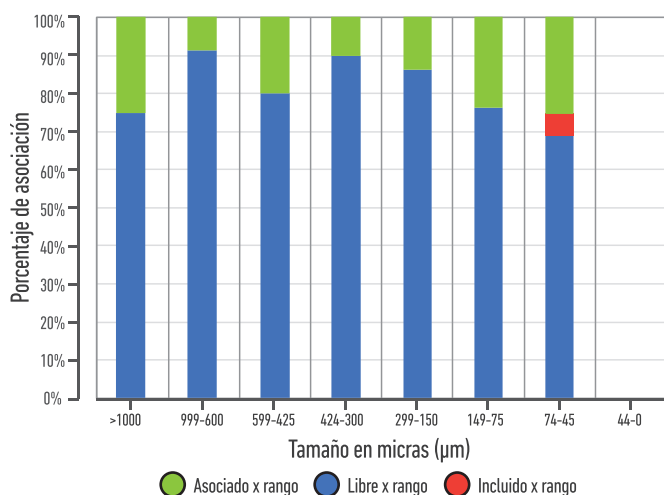
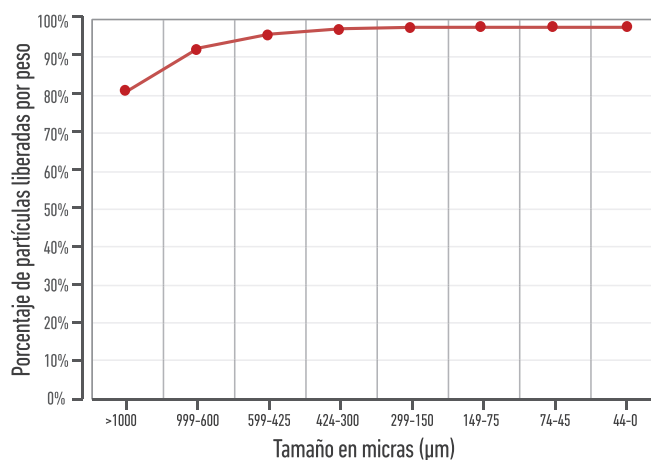


Figura 4.76. Grado de liberación de material de cabeza de proceso en la mina La Clarita.



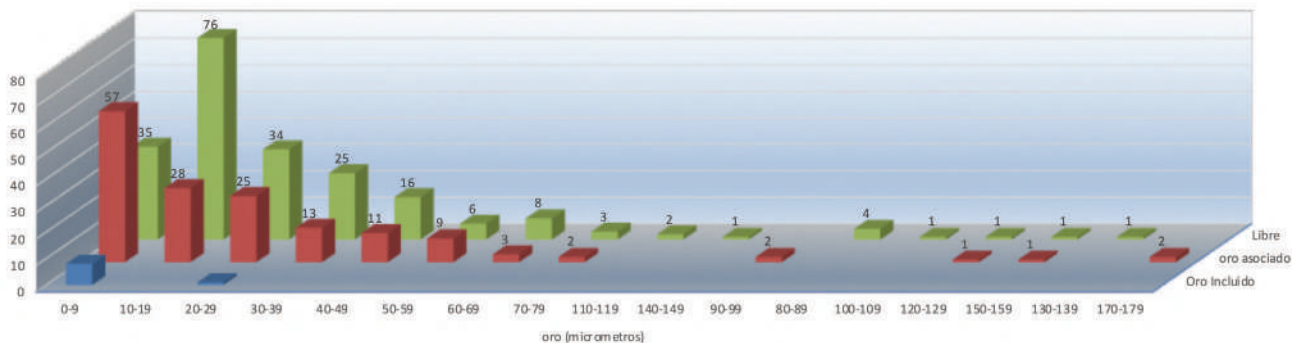
4.3.2. LIBERACIÓN DE ORO

Se toman como base las partículas de oro halladas en los concentrados de batea de cada una de las cabezas de proceso de las nueve plantas de beneficio seleccionadas. Para establecer la dimensión de grano se considera el diámetro de un círculo equivalente (D2eq), y su peso se calcula por el producto del volumen de una esfera por su densidad.

4.3.2.1. SECTOR DE MEDIA CUESTA-CRUZADA EL DUQUE

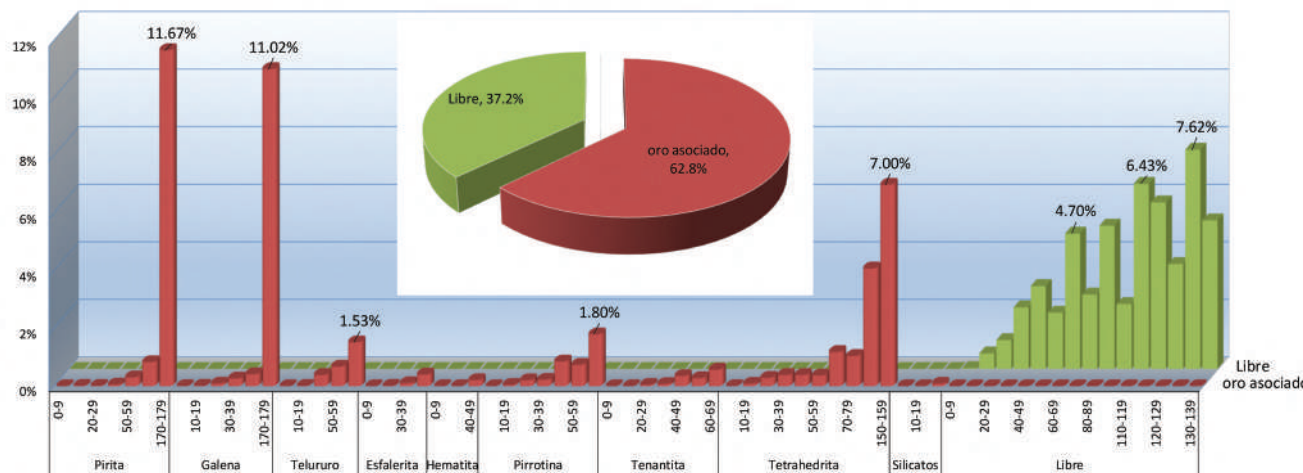
Se encontraron en total 377 granos de oro en el material analizado, de los cuales 214 se encontraban libres, 1.554, asociados, y 9, incluidos, con predominio en las fracciones más pequeñas, menores de 69 μm , con 355 granos (200 libres, 146 asociados y 9 incluidos) (figura 4.77).

Figura 4.77. Distribución de partículas de oro por rango de tamaño y su asociación en la Cruzada El Duque.



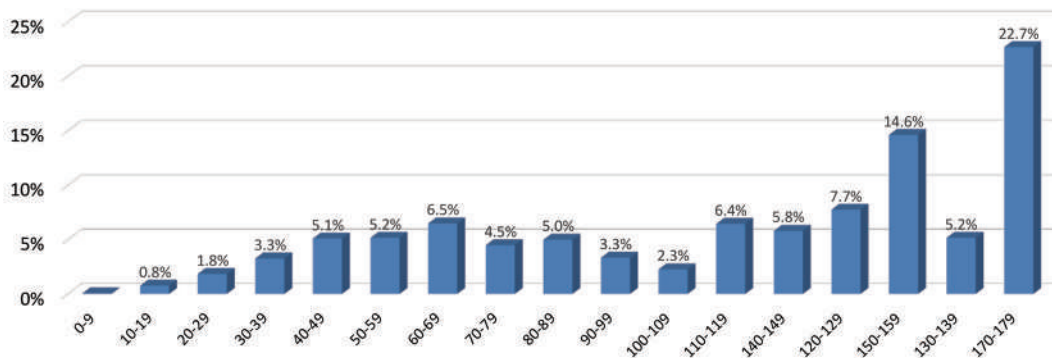
La distribución por peso de las partículas de oro, considerando el diámetro equivalente de un círculo (d2Eq), muestra que el 52% del oro se encuentra libre. En este caso, el 70% de las partículas tienen tamaños entre 80 y 159 μm . El 15% se encuentra asociado con tetraedrita, el 11% con pirita, y el 12% con galena. Existen pequeñas asociaciones con silicatos, calcopirita, tenantita, pirrotina, hematita, esfalerita y telururos (figura 4.78 y figura 4.80).

Figura 4.78. Distribución de partículas de oro por peso, por rango de tamaño y asociación en la Cruzada El Duque.



La distribución general del oro indica que el 62% de las partículas tienen tamaños entre 110 y 179 μm . La proporción mayor se encuentra en los rangos de 170 a 179 μm (23%) y 150 a 159 μm (15%) (figura 4.79).

Figura 4.79. Distribución de oro por peso total en la Cruzada El Duque. Fuente: autores

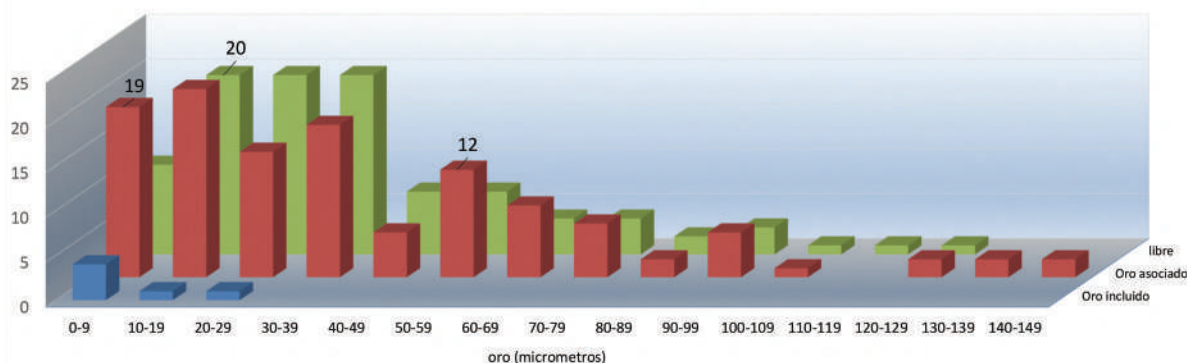


4.3.2.2. SECTOR DE EL PORVENIR

Mina El Porvenir

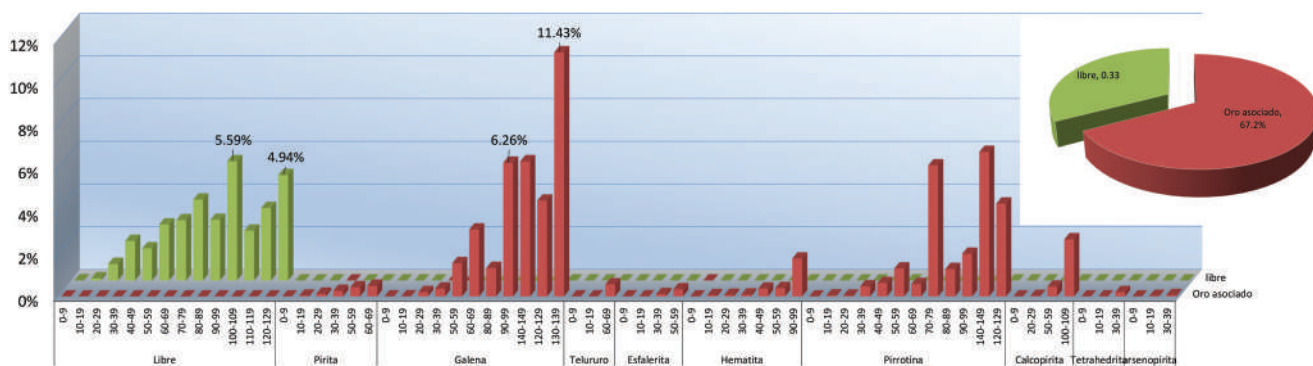
Se encontraron en total 222 granos de oro en el material analizado, de los cuales 100 estaban libres, 116, asociados, y apenas 6, incluidos. Se aprecia un predominio de granos en las fracciones menores de 80 µm (92 libres, 102 asociados y 6 incluidos), mientras que en la fracción mayor de 80 µm aparecen apenas 22 granos (8 libres y 14 incluidos) (figura 4.80).

Figura 4.80. Distribución de partículas de oro por rango de tamaño y su asociación en la mina El Porvenir.



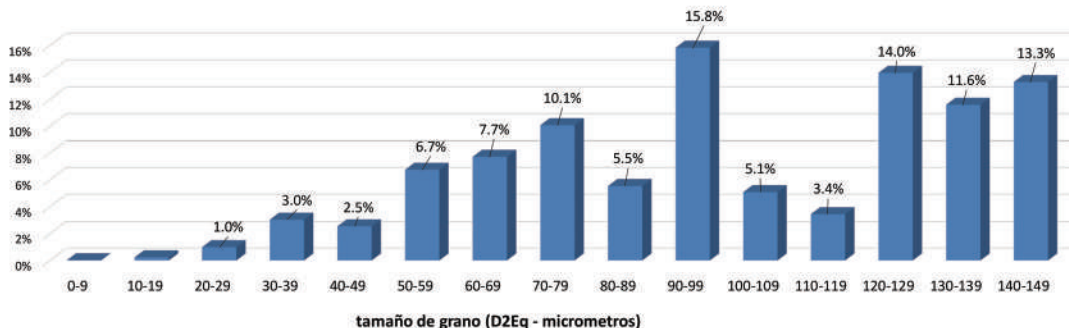
El 32,4% de las partículas de oro se encuentran libres en dos grupos bien marcados: partículas menores de 80 µm (13,4%) y mayores de 80 µm (19%). La mayor desociación se presenta con galena (35%), pirrotina (23,5%), calcopirita (3,2%) y hematita (2,8%). Existen pequeñas asociaciones con pirita, telururos, esfalerita, ganga y tetraedrita, que no llegan al 1% de la muestra (figura 4.81).

Figura 4.81. Distribución de partículas de oro por peso, por rango de tamaño y asociación, en la mina EL Porvenir.



La distribución general de oro muestra dos modas: la primera, de tamaños entre 120 y 149 µm, con un 38,8% del total de las partículas; la segunda, de tamaños menores de 120 µm (61,2% de las partículas), con un máximo en la fracción 90 a 99 µm (15,8%) (figura 4.82).

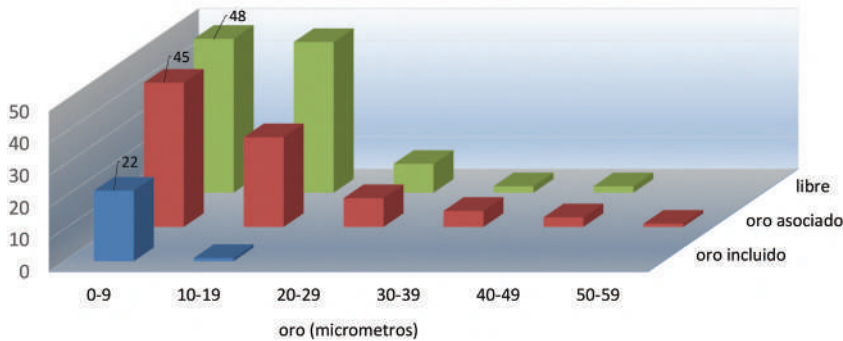
Figura 4.82. Distribución de oro por peso total. Mina El Porvenir.



4.3.2.3. SECTOR DE POPALES

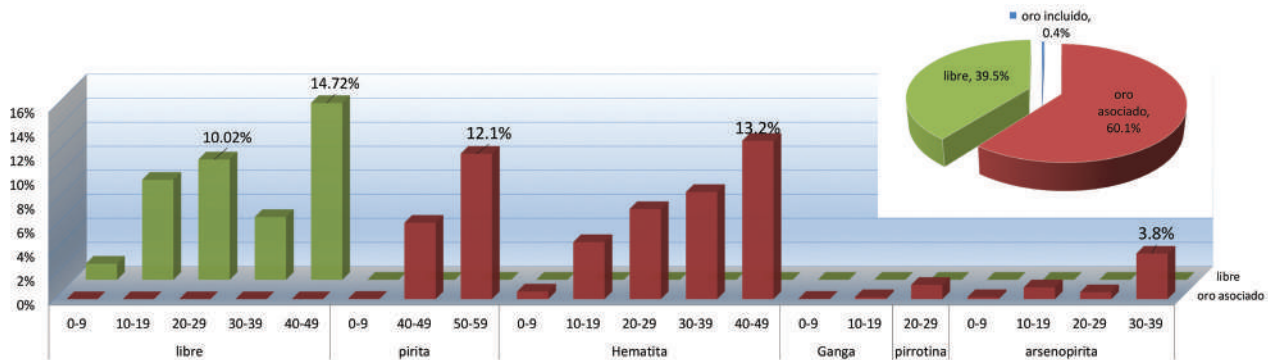
Se encontraron en total 222 partículas de oro en el material analizado, de las cuales 108 estaban liberadas, 91 asociadas y 23 incluidas. Predominaron los tamaños de diámetro equivalente menor de 20 μm (95 partículas libres, 73 asociadas y 23 incluidas) (figura 4.83).

Figura 4.83. Distribución de partículas de oro por rango de tamaño y su asociación en el sector de Popales.



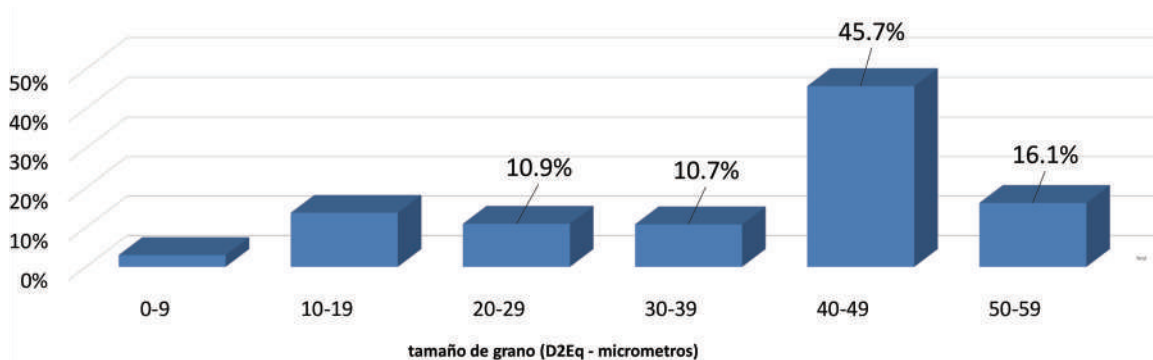
La distribución por peso de las partículas de oro, considerando el diámetro equivalente de un círculo (d_{2Eq}), muestra que el 49% del oro está libre. La fracción en la que se encuentra asociado a piritita representa el 18%, y presenta tamaños entre 40 y 59 μm . La fracción asociada a hematita, el 34%, y tiene tamaños entre 10 y 49 μm . Asociado a arsenopiritita se encuentra el 5%, con tamaños de entre 10 y 30 μm , y una fracción muy pequeña está asociada a pirrotina, con el 1,2%, en tamaños de 20 a 29 μm (figura 4.84).

Figura 4.84. Distribución de partículas de oro por peso, por rango de tamaño y asociación, en el sector de Popales.



La distribución general del oro indica que en su mayoría se encuentra en tamaños de entre 40 y 59 μm (61%), mientras que el resto del oro de tamaño muy fino, menor de 39 μm se encuentra distribuido en las 30 a 39 μm el 11%, 20 a 29 μm el 11%, 10 a 19 μm el 14% y menores de 9 μm el 3% (figura 4.85).

Figura 4.85. Distribución de oro por peso total en el sector de Popales.

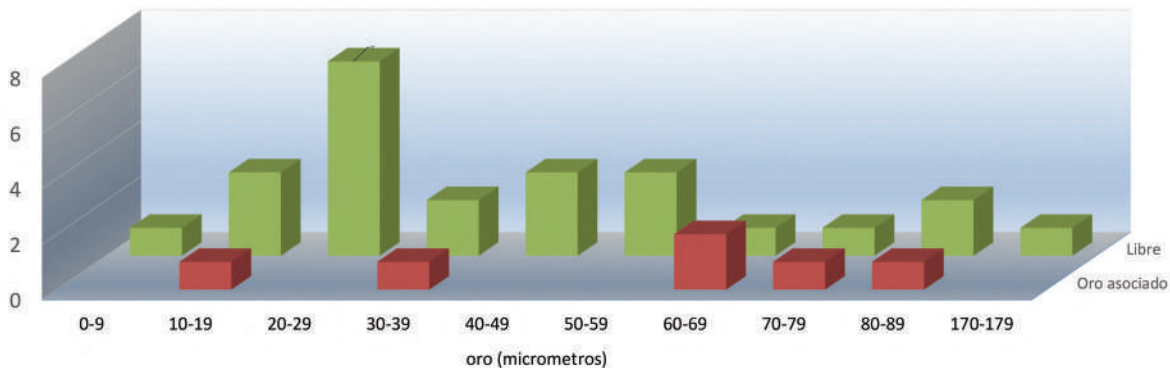


4.3.2.4. SECTOR DE EL CERRO

Mina Gurupero Los Brand

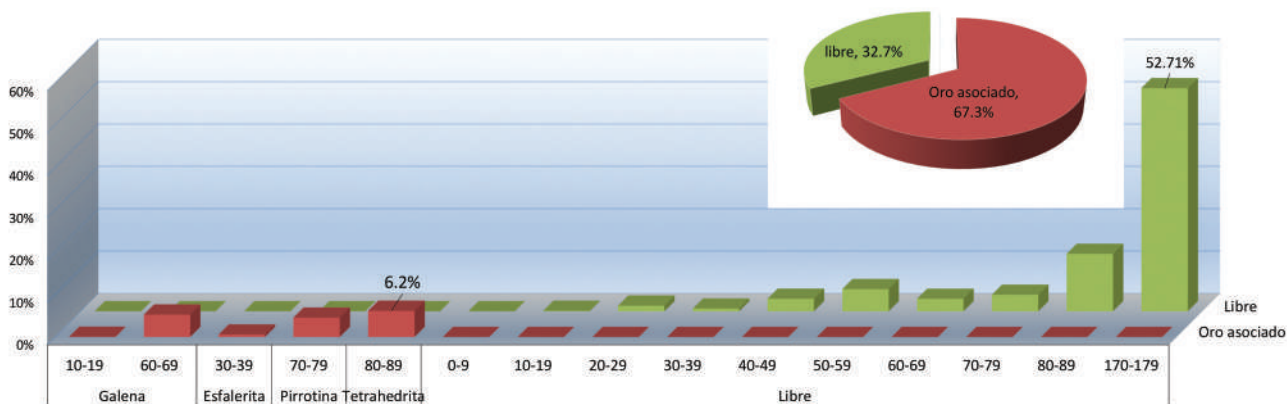
Se encontraron en total 30 granos de oro en el material analizado, de los cuales 24 se encontraban libres. De estos, 23 tenían un tamaño menor de 99 μm y uno medía 171 μm . Además, seis estaban asociados y su tamaño era menor de 90 μm (figura 4.86).

Figura 4.86. Distribución de partículas de oro por rango de tamaño, y su asociación. Mina Gurupero Los Brand.



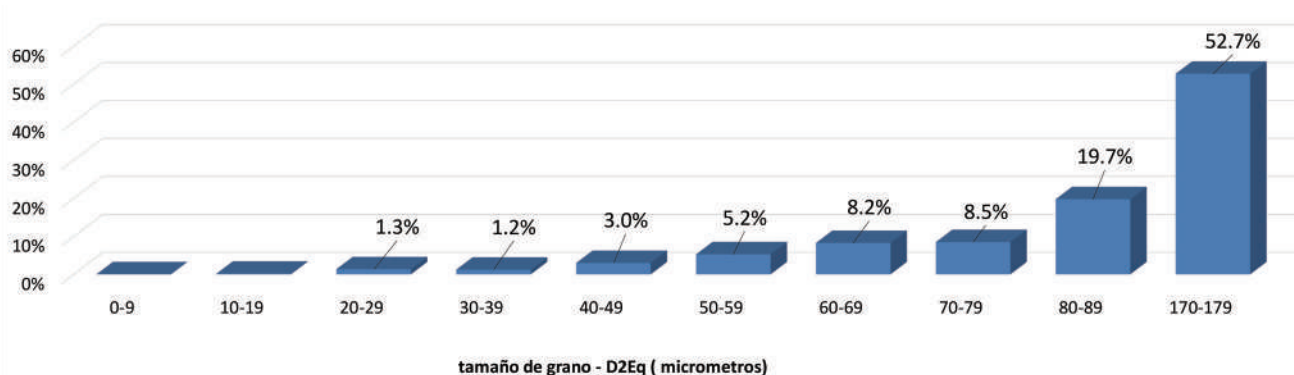
La distribución por peso de las partículas de oro, considerando el diámetro equivalente de un círculo (d2Eq), muestra que el 83% de las partículas de oro se encuentran libres, el 6,2% están asociadas con tetraedrita en tamaños de 80 a 89 μm , el 4,6% están asociadas a pirrotina en tamaños de 70 a 79 μm , y en una fracción del 0,5% se presentan asociadas a esfalerita en tamaños de 30 a 39 μm (figura 4.87).

Figura 4.87. Distribución de partículas de oro por peso, por rango de tamaño y asociación sector de Popales.



La distribución de oro por peso muestra que el 52% está representado por la fracción de 170 a 179 μm , el 20% por la fracción de 80 a 89 μm , y el 27% restante tiene tamaños menores de 80 μm (figura 4.88).

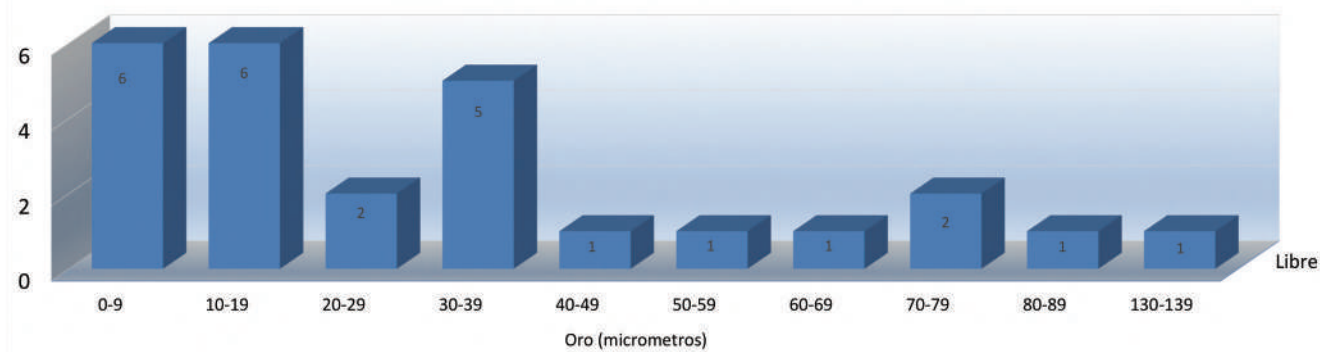
Figura 4.88. Distribución de oro por peso total. Mina Gurupero Los Brand.



Mina La Palma

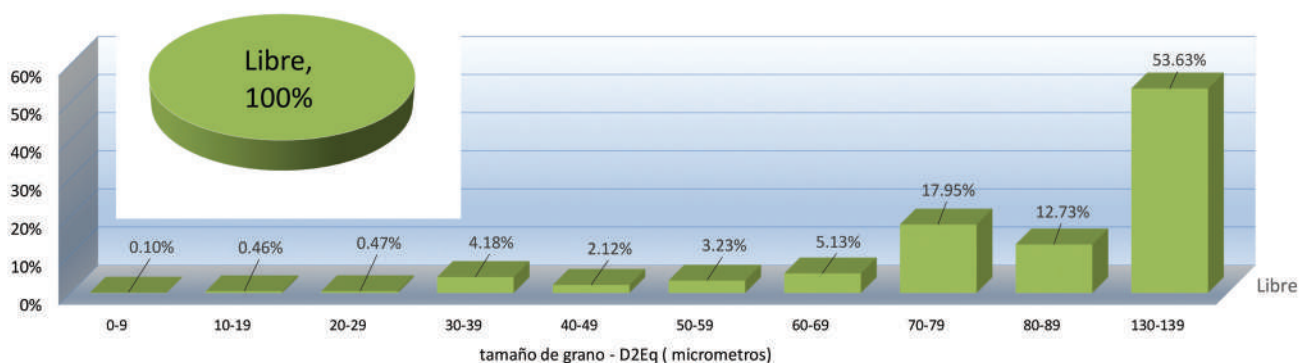
Se encontraron 26 granos de oro en el material analizado, todos ellos libres. La mayor concentración se presenta en tamaños menores de 40 μm (19 granos). En las fracciones de entre 40 y 89 μm se encontraron seis granos, mientras que en la fracción de 130 a 139 μm hubo solamente un grano (figura 4.89).

Figura 4.89. Distribución de partículas de oro por rango de tamaño y su asociación. Mina La Palma.



Según la distribución por peso, el 53% del oro se concentra en un grano en la fracción de 130 a 139 μm ; el 31%, en los tamaños de entre 70 y 89 μm , mientras que en las fracciones menores de 70 μm se encuentra el 15% (figura 4.90).

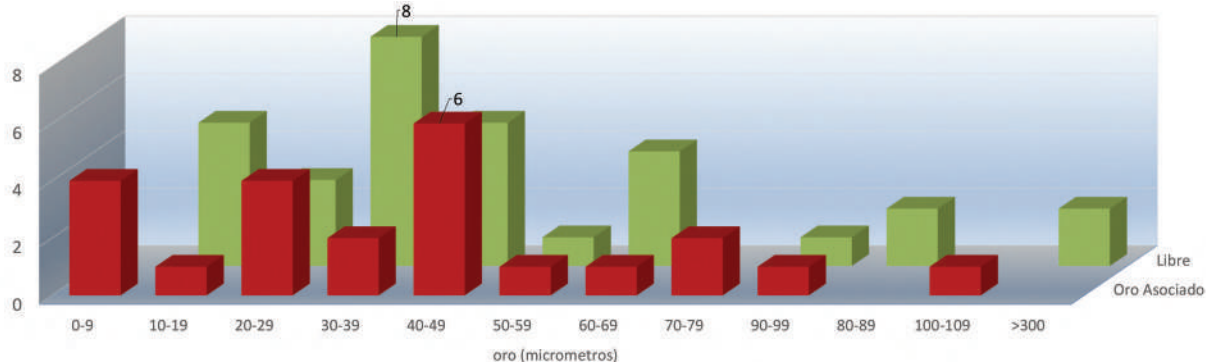
Figura 4.90. Distribución de partículas de oro por peso, por rango de tamaño y asociación en la mina La Palma.



Mina El Apique

Se encontraron 54 granos de oro en el material analizado, de los cuales 31 se encontraban liberados y 23, asociados. Cuarenta y siete granos tenían un tamaño menor de 80 μm (26 libres y 21 asociados). Se presentaron dos granos libres, con tamaños mayores de 300 μm , y uno asociado de tamaño entre 100 y 109 μm (figura 4.91).

Figura 4.91. Distribución de partículas de oro por rango de tamaño y asociación. Mina El Apique.



La distribución por peso del oro muestra que el 94% de las partículas de oro se encuentran liberadas, mientras que solo el 6% están asociadas. De las libres solamente la fracción mayor de 300 μm ocupa el 87% del total de la muestra. Las partículas libres de 60 a 99 μm representan el 4,7%, y es la segunda fracción con mayor población. De las partículas asociadas, el oro asociado a galena equivale al 3,3% del total de la muestra, y mide menos de 99 μm ; el asociado a pirrotina representa el 2,7%, con partículas entre 100 y 109 μm ; el resto es menor de 70 μm . Por su parte, las asociaciones a calcopirita y tetraedrita representan menos del 0,5% del total de la muestra (figura 4.92).

El 87% del peso del oro está representado por la fracción de tamaño mayor de 300 μm , mientras que las fracciones entre 80 y 109 μm equivalen al 7% del total, y las partículas menores de 80 μm constituyen el 6% restante (figura 4.93).

Figura 4.92. Distribución de partículas de oro por peso, por rango de tamaño y asociación, en la mina El Apique.

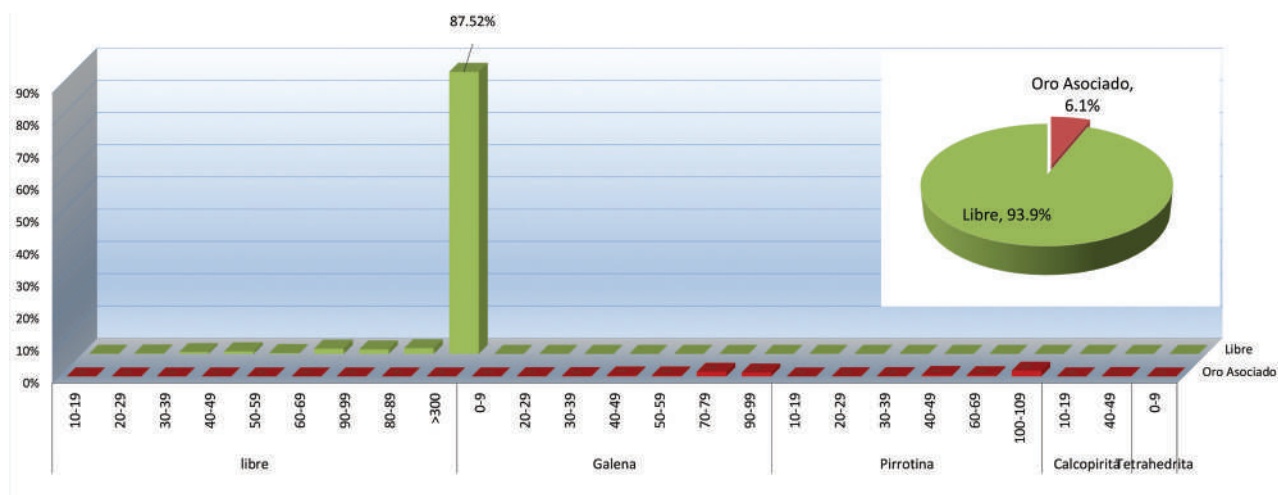
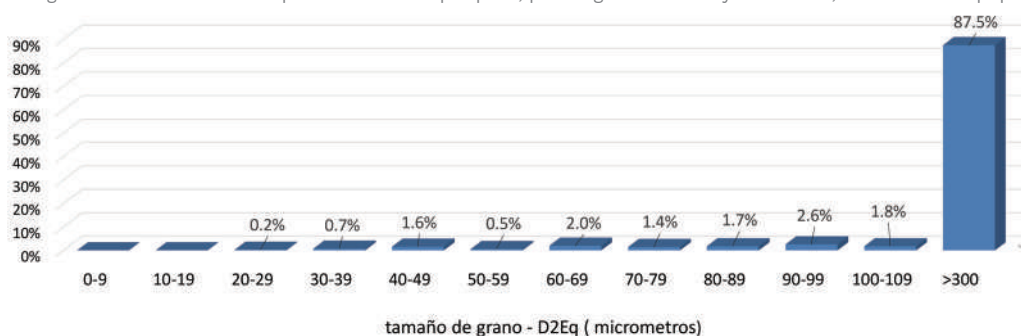


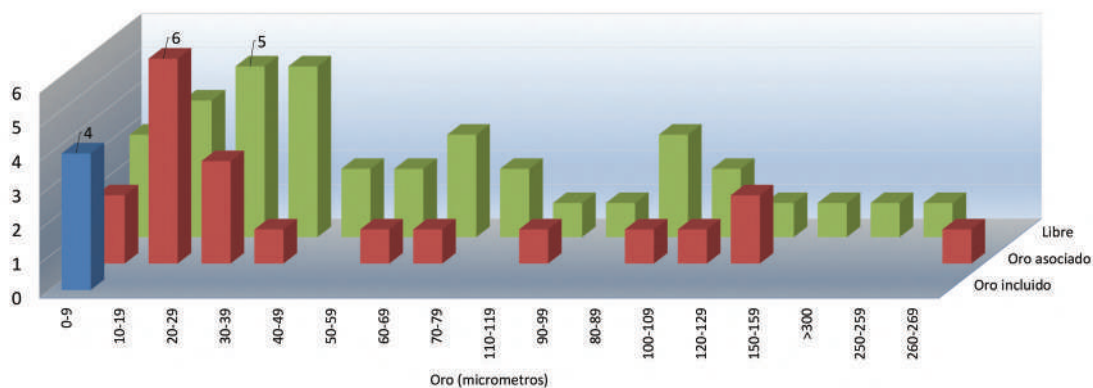
Figura 4.93. Distribución de partículas de oro por peso, por rango de tamaño y asociación, en la mina El Apique.



4.3.2.5. SECTOR DE SAN DIEGO

Se encontraron 61 partículas con oro en el material analizado, de las cuales 37 son de oro liberado, 20 de oro asociado y 4 de oro incluido. De estas, 44 granos tienen tamaños menores de 80 µm, de los cuales 26 son oro libre, 14 asociado y 4 incluido. La fracción mayor de 80 µm tiene 17 partículas, de las cuales 11 son libres y 6 asociadas (figura 4.94).

Figura 4.94. Distribución de partículas de oro por rango de tamaño y asociación en el sector de San Diego.



La relación por peso indica que el 79,5% del oro se encuentra libre y el 20,5% está asociado. De este, el 68% está libre en la fracción mayor de 250 µm, el 9% en la fracción de entre 80 y 159 µm, y el 2% en la fracción menor de 80 µm. El oro asociado a ganga representa el 20% del total, y la fracción entre 260 y 269 µm representa el 14% del total. El 5,6% de las partículas tiene tamaños entre 80 y 129 µm; las asociaciones con pirita, hematita, tetrahedrita y magnetita representan menos de 1% del total de la muestra y tienen tamaños menores de 70 µm (figura 4.95).

La distribución general del oro indica que el 83% se encuentra en el rango de tamaños mayores de 250 µm, el 15% en tamaños de 80 a 159 µm, mientras que el 2,4% representa los tamaños menores de 80 µm (figura 4.96).

Figura 4.95. Distribución de partículas de oro por peso, por rango de tamaño y asociación en el sector de San Diego.

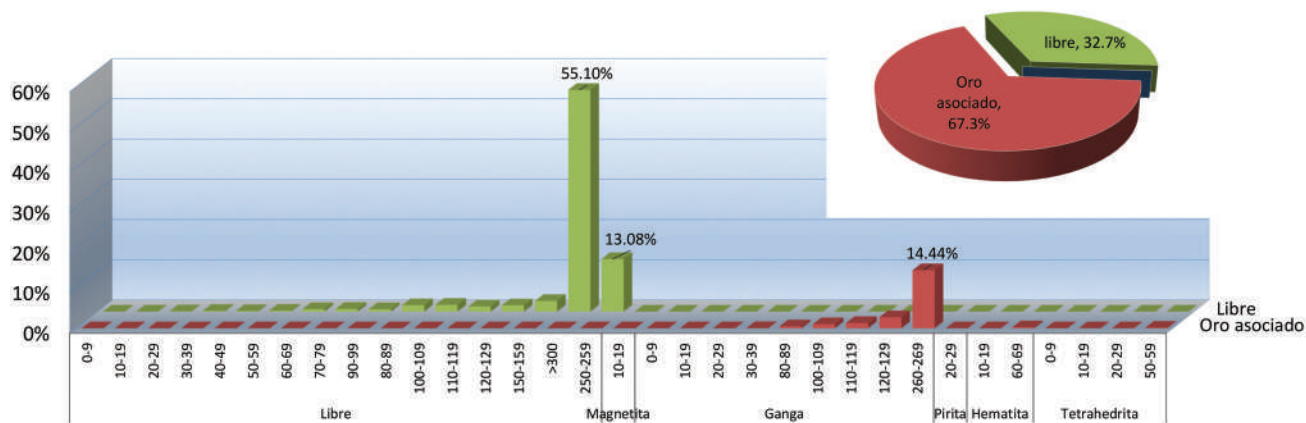
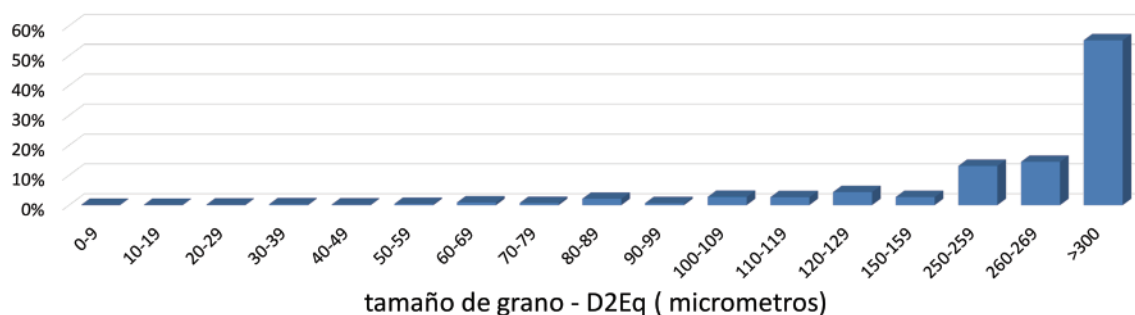


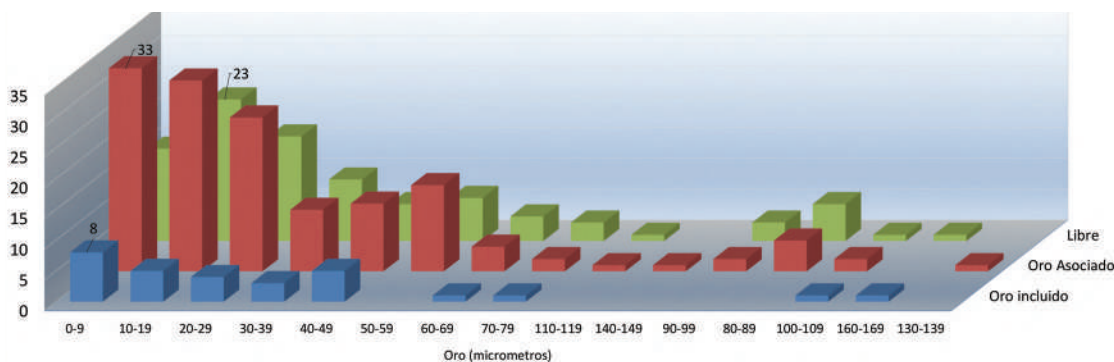
Figura 4.96. Distribución de partículas de oro por peso, por rango de tamaño y asociación en el sector de San Diego.



4.3.2.6. SECTOR DE MUSINGA GRANDE-MINA EL ROBLE

Se encontraron 291 partículas con oro en la sección analizada, de las cuales 97 correspondieron a oro libre, 142 a oro asociado, 29 a oro incluido y 23 a oro diseminado. Veintiséis de esas partículas tenían un tamaño mayor de 80 μm (12 libres, 12 asociadas y 2 incluidas); 265 partículas pertenecían a la fracción menor de 80 μm (85 libres, 130 asociadas, 27 incluidas y 23 diseminadas) (figura 4.97).

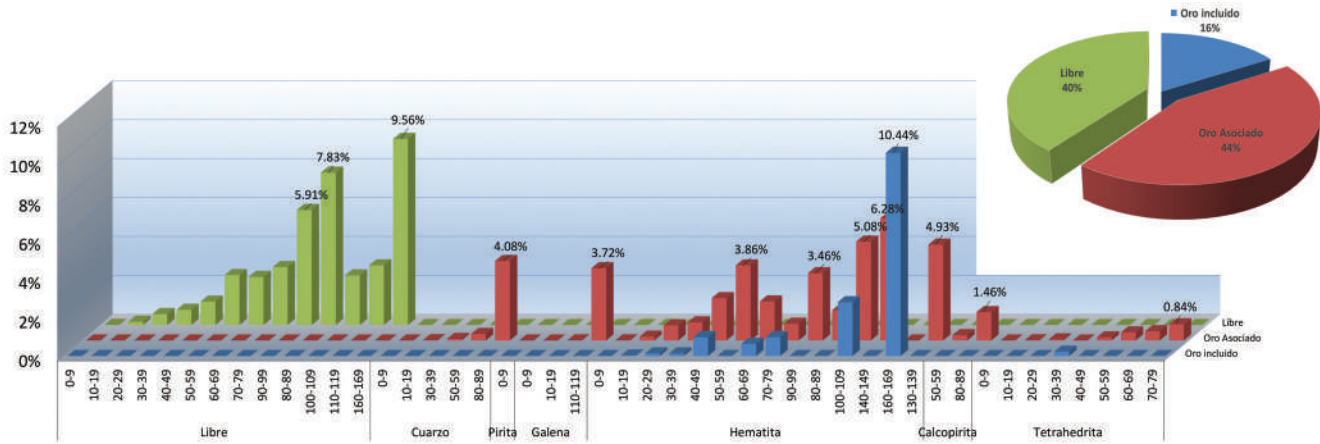
Figura 4.97. Distribución de partículas de oro por rango de tamaño y asociación en la mina El Roble.



La distribución por peso de las partículas de oro indica que el 40% se encuentra libre (29% en tamaños mayores de 80 μm , y 10% en tamaños menores de 80 μm), el 44% se presenta asociado (32% a hematita, 21% en tamaños mayores de 80 μm y 11% menores de 80 μm); 3,7% asociado a galena con tamaños entre 110 y 119 μm ; 4% asociado a cuarzo en tamaños entre 80 y 89 μm ; 2% asociado a tetraedrita en tamaños menores de 80 μm , y 1,4% asociado a calcopirita en tamaños de 80 a 89 μm). Las asociaciones con pirita, marcasita y aluminosilicatos representan menos del 1% del total de la muestra. El 16% se encuentra incluido en hematita (13% en tamaños mayores de 80 μm y 3% por debajo de 80 μm). El oro diseminado se encuentra en hematita y representa menos de 0,1% del total de la muestra analizada (figura 4.98).

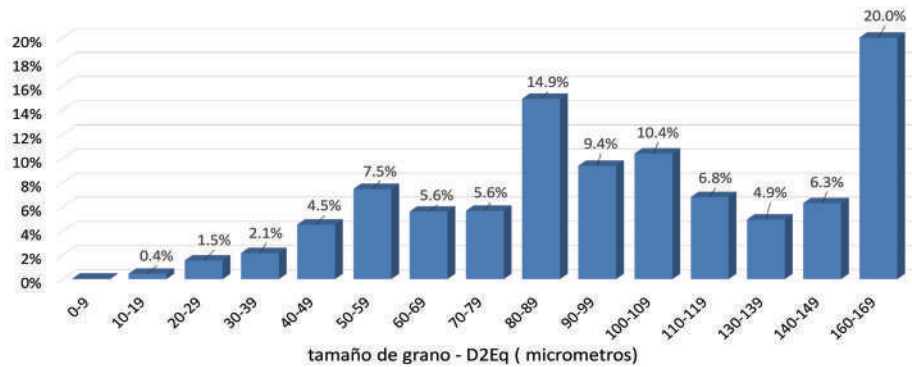
El proceso de oxidación de los sulfuros es tan intenso que muchas partículas de oro se encuentran parcial o totalmente encapsuladas en hematita, lo cual puede representar una dificultad para su recuperación.

Figura 4.98. Distribución de partículas de oro por peso, por rango de tamaño y asociación en la mina El Roble.



La distribución general del oro por peso indica que el 73% se encuentra en partículas de 80 a 169 μm , y el restante 27% está en las fracciones menores de 80 μm (figura 4.99).

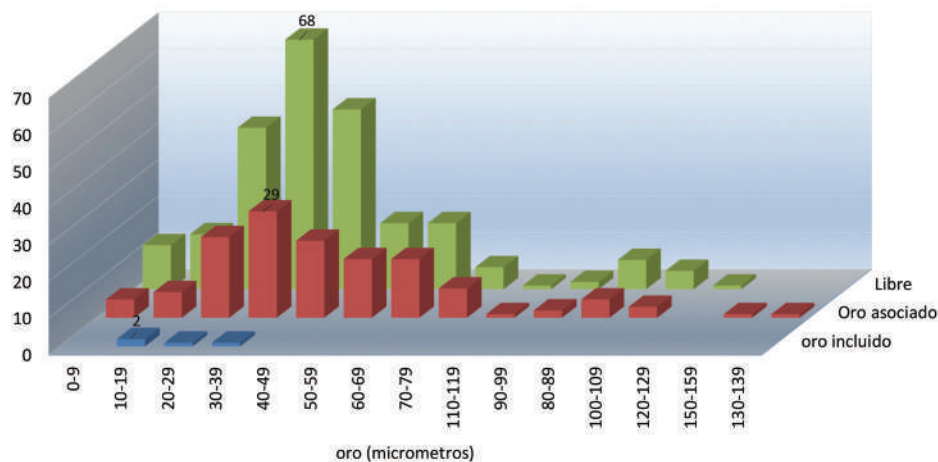
Figura 4.99. Distribución de oro por peso total en la mina El Roble.



4.3.2.7. SECTOR DE LA CLARA-MINA LA CLARITA

Se encontraron 388 granos de oro en el material analizado, de los cuales 247 se encontraban libres, 137 asociados y 4 incluidos. La gran mayoría de los granos, 356, tenían tamaños menores de 80 μm (230 libres, 124 asociados y 4 incluidos), mientras que 30 partículas tenían tamaños entre 80 y 159 μm (figura 4.100).

Figura 4.100. Distribución de partículas de oro por rango de tamaño y asociación en la mina La Clarita.



La distribución por peso del mineral analizado muestra que el 54% del oro se encuentra libre, mientras que el 46% está asociado (con telururos 11,70%, con pirrotina 10,19%, con arsenopirita 7,35%, con hematita 4,16%, con bornita

3,92%, con calcopirita 3,01%, con esfalerita 0,49%, con galena 0,72%, con pirita 0,79%, con tetraedrita 0,18%, y asociado a ganga, 3,25%). Solo el 0,1% está incluido, y tiene tamaños menores de 40 µm (figura 4.101).

La distribución de oro por peso indica que el 49% se encuentra en tamaños mayores de 80 µm, siendo de buena recuperación por métodos mecánicos, como concentración gravimétrica, y el 50% entre tamaños de 20 a 80 µm, que se podría recuperar por flotación (figura 4.102).

Figura 4.101. Distribución de partículas de oro por peso, por rango de tamaño y asociación en la mina La Clarita.

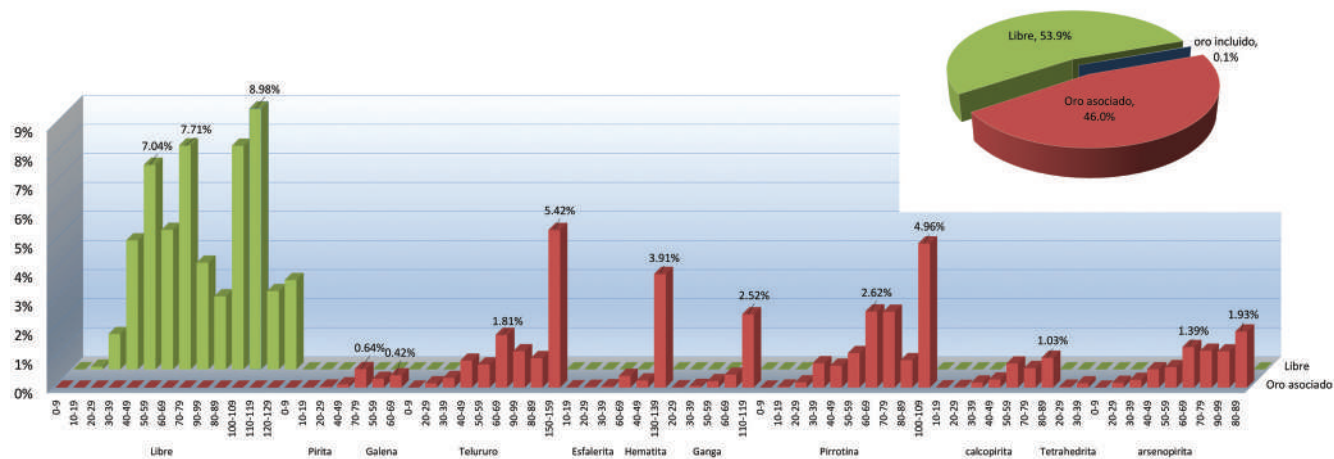
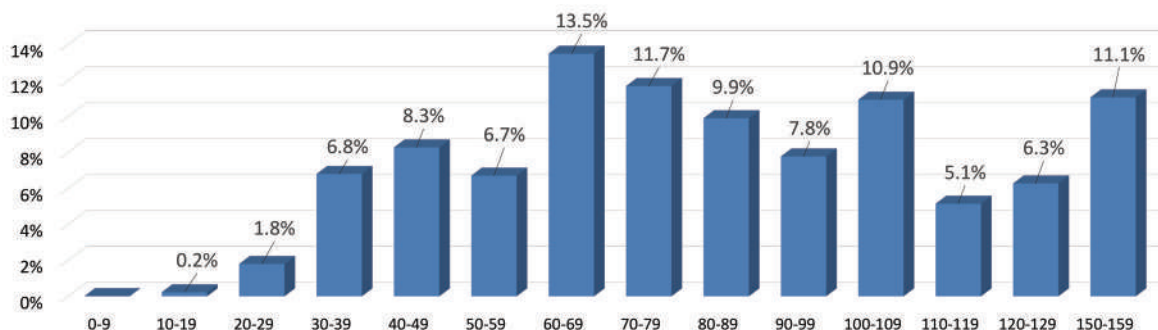


Figura 4.102. Distribución de oro por peso total en la mina La Clarita.



4.4. CONCLUSIONES DE ASPECTOS GEOLÓGICOS Y MINERALÓGICOS

La presencia de telururos de oro y plata, lo mismo que la asociación de oro con sulfosales de plata tetraedrita-tenantita, implicará tiempos prolongados en la recuperación del oro mediante cianuración, debido a la íntima relación que tienen estos minerales con las partículas de oro.

- En el distrito de Frontino, la presencia de sulfuros metálicos enriquecidos con oro está relacionada con el emplazamiento de rocas magmáticas en zonas de fracturación y cizalla de rocas sedimentarias marinas, conocidas como Complejo Cañasgordas. Las principales explotaciones se localizan hacia los contactos entre los dos tipos de roca.
- La disposición estructural de las rocas en el área está dominada por tres sistemas de fallas regionales: al principal, con tendencia N-S, pertenecen las fallas más importantes, que limitan grandes bloques tectónicos, como el sistema Cauca-Almaguer y la falla de Dabeiba. Un segundo sistema, con dirección N40°W, y conjugado un tercer sistema, corresponde a fallas de dirección N35°E, cuya interacción tiene carácter extensional con movimientos en sentido sinistral y dan lugar a espacios donde ocurre la mineralización aurífera.
- La mineralización aurífera del área de Frontino coincide con las características de los depósitos enriquecidos en metales del tipo Ag-Cu-Au, donde predomina la presencia de sulfuros metálicos como pirrotina-pirita-calcopirita, esfalerita y galena, con presencia de óxidos de hierro como magnetita-hematita e ilmenita.
- En el área en general, la mineralización aurífera se debe a la formación de menas de Au-Ag con metales base de Cu, Pb, Zn, con ganga de cuarzo-carbonato +/- sericita y presencia de óxidos de hierro, y sus intercambios minerales por reacciones de óxido-reducción, como la recristalización de pirrotina-marcasita-pirita.
- La escasa presencia de minerales arcillosos ligado a las zonas de veta y alteraciones hidrotermales no representa un obstáculo en las etapas de beneficio ni inconvenientes geometalúrgicos.
- La presencia de pirrotina, calcopirita, marcasita y arsenopirita en proporciones significativas le imprime al depósito un carácter de alta complejidad para el beneficio de las menas. Es previsible que se presenten dificultades en las operaciones de beneficio, principalmente en cianuración.
- La precipitación de oro ocurre en dos etapas: una temprana, relacionada principalmente con la precipitación de pirrotina y calcopirita, y una tardía, relacionada con cristalización de esfalerita, galena y telururos de plata.
- Con excepción de las minas de El Cerro, el tamaño predominante de las partículas de oro es menor de 70 µm. Pueden llegar hasta el 30% en peso, lo que representa pérdidas actuales en los procesos convencionales de beneficio e implica considerar la reducción del tamaño de la molienda, para lograr una buena liberación.
- La presencia de telururos de oro y plata, lo mismo que la asociación de oro con sulfosales de plata tetraedrita-tenantita, implicará tiempos prolongados en la recuperación del oro mediante cianuración, debido a la íntima relación que tienen estos minerales con las partículas de oro.
- La carbonatización de la roca encajante, abundante en algunas minas, favorece la neutralización de drenajes ácidos y evita gastos excesivos de cal durante el beneficio.
- En general, el grado de liberación de sulfuros observado en las minas de la zona es relativamente alto, y se debe a la alta proporción de sulfuros masivos y a que la pirrotina es altamente frágil y se fragmenta en gran cantidad de partículas de tamaño mucho menor.

En general, el grado de liberación de sulfuros observado en las minas de la zona es relativamente alto, y se debe a la alta proporción de sulfuros masivos y a que la pirrotina es altamente frágil y se fragmenta en gran cantidad de partículas de tamaño mucho menor.

5.

ASPECTOS MINEROS

En este capítulo se presentan los resultados de las visitas a algunas minas del municipio de Frontino (Antioquia) y consideraciones técnicas para el desarrollo de buenas prácticas de la minería en el distrito. En el numeral 5.1 se detallan conceptos para comprender mejor el análisis que se realiza.

En la minería de veta el casco se convierte en el mejor amigo de los mineros, es símbolo de la tenacidad y dureza necesaria para llevar a cabo estas labores. Fotografía tomada por Philly Abueta, Servicio Geológico Colombiano





5.1. FUNDAMENTOS TÉCNICO - MINEROS

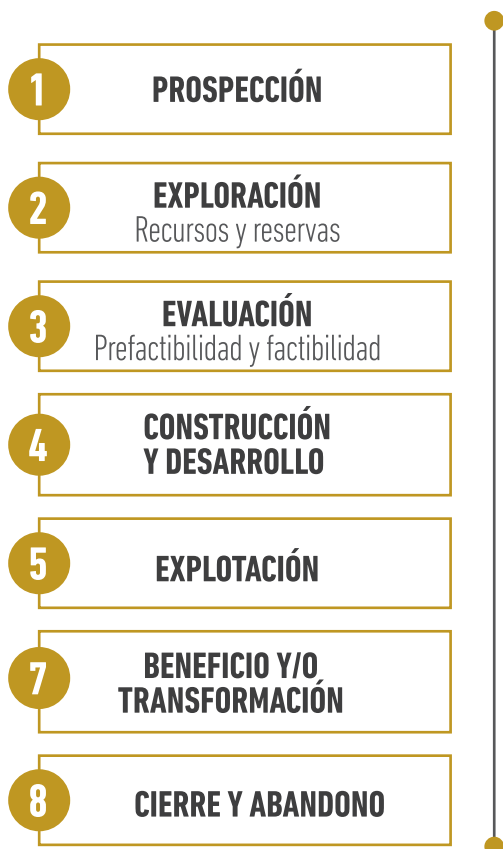
La minería se define como la ciencia, las técnicas y actividades que tienen que ver con el descubrimiento, la exploración y la explotación de yacimientos minerales. Estrictamente hablando, el término se relaciona con los trabajos subterráneos y a cielo abierto (superficie) encaminados al arranque y al tratamiento de una mena o la roca asociada. La minería es una de las actividades más antiguas de la humanidad, y consiste en la obtención selectiva de minerales y otros materiales a partir de la corteza terrestre.

5.1.1. ETAPAS DE UN PROYECTO MINERO

El proyecto minero inicia con la etapa de búsqueda de recursos minerales de interés, que comprende la fase de prospección, luego, en la exploración, se realizan estudios más detallados de la geología del depósito mineral, y mediante estudios de prefactibilidad y factibilidad se define si se continúa con el proyecto minero. Debido a que la continuidad del proyecto depende de diversos aspectos —como las características del depósito mineral, recursos y reservas, el precio del mineral en el mercado internacional, la rentabilidad del proyecto, los aspectos sociales y de comunidades—, los trámites de legalidad minera, legalidad ambiental y áreas de restricción minera son determinantes para que se consolide el proyecto minero (Carvajal Herrera, 2008; MinMinas, 2015).

Los recursos minerales de un yacimiento pueden ser estimados a partir de la información geocientífica. Las reservas minerales son un subconjunto modificado de los recursos minerales indicados y medidos, y requieren la consideración de los factores modificadores que afectan la extracción. Estos incluyen factores de minería, de procesamiento, metalúrgicos, de infraestructura, económicos, de mercado, legales, ambientales, sociales y gubernamentales (Comisión Colombiana de Recursos y Reservas Minerales, Agencia Nacional de Minería, Estándar colombiano de recursos y reservas minerales, 2018).

Figura 5.1. Etapas de un proyecto minero



Una vez se establece que el proyecto minero continuará, se inicia la etapa de construcción y montaje, en la que, como su nombre lo sugiere, se instalan y realizan las obras y accesos necesarios para ejecutar la etapa de explotación del mineral. Esta última cuenta con tres tipos de labores: desarrollo, preparación y operación. Estas etapas constituyen el ideal para que un proyecto minero se lleve a cabo, debido a que es fundamental determinar si se cuenta con recursos y reservas mineras en las fases de exploración, prefactibilidad y factibilidad, que permiten establecer la viabilidad de continuar con el desarrollo del negocio minero.

A continuación se expone una descripción detallada de las etapas de un proyecto minero:

Prospección. Consiste en localizar anomalías geológicas donde pueda existir un depósito mineral.

Exploración. Consiste en lograr un conocimiento detallado del depósito mineral descubierto en la etapa de prospección, que permita plantear un modelo geológico y de recursos del yacimiento que conduzca a estudio de prefactibilidad, en el que se definirá la continuidad del proyecto.

Evaluación del proyecto. En esta etapa se adelanta el estudio de factibilidad del proyecto: se consideran la evaluación económica, los costos, inversiones y análisis de reservas, así como trámites legales, sociales, mineros y ambientales, y planeamiento minero.

Construcción y desarrollo. Esta fase comprende el conjunto de actividades que permiten el acceso al yacimiento

y el establecimiento de la infraestructura para el proyecto. Incluye la adquisición de permisos para iniciar la explotación, el diseño y el planeamiento detallado de la explotación, además de trabajos previos que deben realizarse para llegar a la mina: vías de acceso, instalaciones, servicios sanitarios, eléctricos, agua, campamentos, montajes mineros, patio de relaves y planta piloto de beneficio.

Desarrollo (minería subterránea). Es una etapa intermedia entre la exploración y la extracción propiamente dicha, y comprende las labores mineras encaminadas a crear los accesos y vías internas dentro del depósito, con el fin de preparar la extracción y el transporte del material. Los desarrollos pueden ser productivo o improductivo. En minería subterránea se entiende como desarrollo improductivo el avance cuando se realiza en estéril (cruzadas y vías), mientras que se le denomina desarrollo productivo cuando el avance se realiza con extracción de mineral (construcción de guías).

Explotación. Es el proceso de extracción y procesamiento de los minerales, así como la actividad orientada a la preparación y el desarrollo de las áreas que abarca el depósito mineral. También es la aplicación de un conjunto de técnicas y normas geológico-mineras y ambientales para extraer un mineral o depósito de carácter económico, para su transformación y comercialización. La explotación comprende dos etapas consecutivas (figura 5.2):

- **Preparación.** labores mineras que se llevan a cabo para facilitar la explotación apropiada del yacimiento o depósito, una vez se ha completado la exploración minera y se ha logrado el acceso y el desarrollo tanto en el rumbo como en el buzamiento. Las labores de preparación se realizan, en su mayoría, dentro del yacimiento, e incluyen inclinados y tambores, subniveles, sobreguías y algunas cruzadas.
- **Producción.** Durante esta fase se extraen y procesan los materiales de interés económico, se readecuan los terrenos intervenidos y se desarrolla la mina. Durante esta etapa se ejecutan actividades y ciclos que permiten que la mina permanezca en operación y producción. Estas son operaciones unitarias ejecutadas para desprender, cargar y transportar el material, denominadas, respectivamente, arranque, cargue y transporte.

Figura 5.2. Proceso minero

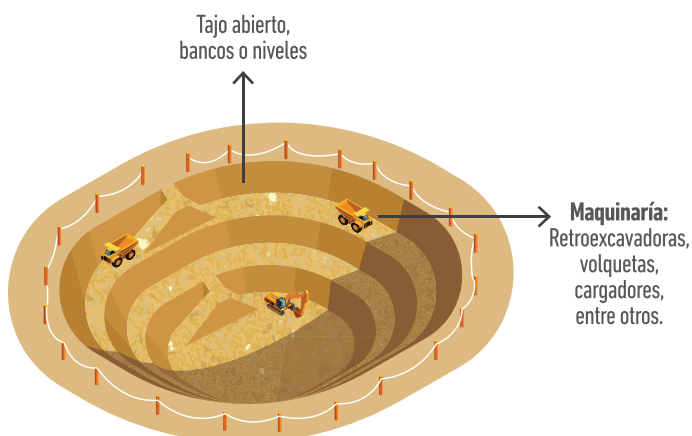


Fuente: Modificado a partir de goldcorpguatemala.com/institucional/operación/diagrama-del-proceso-minero/2019.

Beneficio. Conjunto de operaciones empleadas en el tratamiento de minerales que permite separar los componentes valiosos de los constituyentes no deseados (ganga). Puede realizarse por medios físicos y mecánicos.

Cierre y abandono. Finalización de la explotación, eliminación de montajes y de infraestructura. El abandono tiene varias etapas: fase del ciclo minero, en la que tiene lugar la disminución gradual de la producción; ejecución del plan de cierre de la mina, y la fase de ejecución del plan de restauración geomorfológica y ambiental del área intervenida, para finalmente organizar el retiro de equipos e infraestructura.

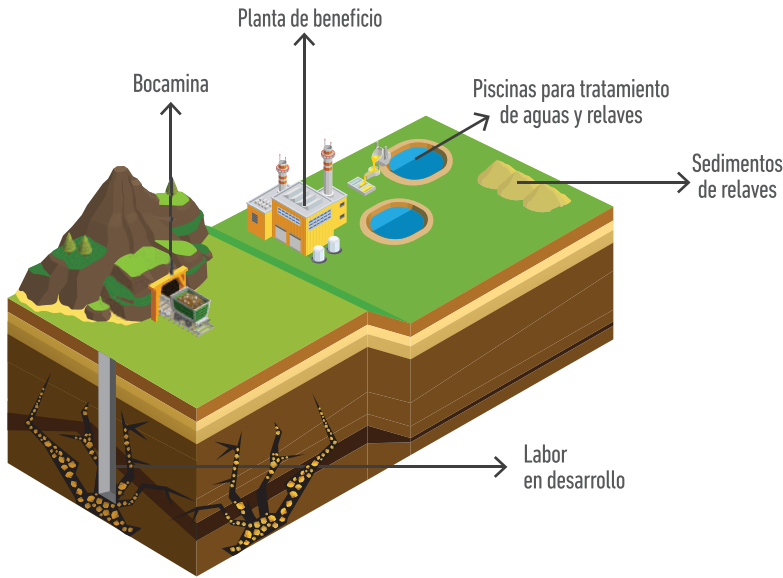
Figura 5.3. Mina a cielo abierto



5.1.1.1. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

Los métodos de explotación se definen como una forma geométrica usada para explotar un yacimiento determinado. Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo. Los métodos de explotación adoptados dependen de varios factores: principalmente, calidad, cantidad, tamaño, forma y profundidad del depósito; accesibilidad y capital disponible (MinMinas, 2015).

Figura 5.4. Mina subterránea



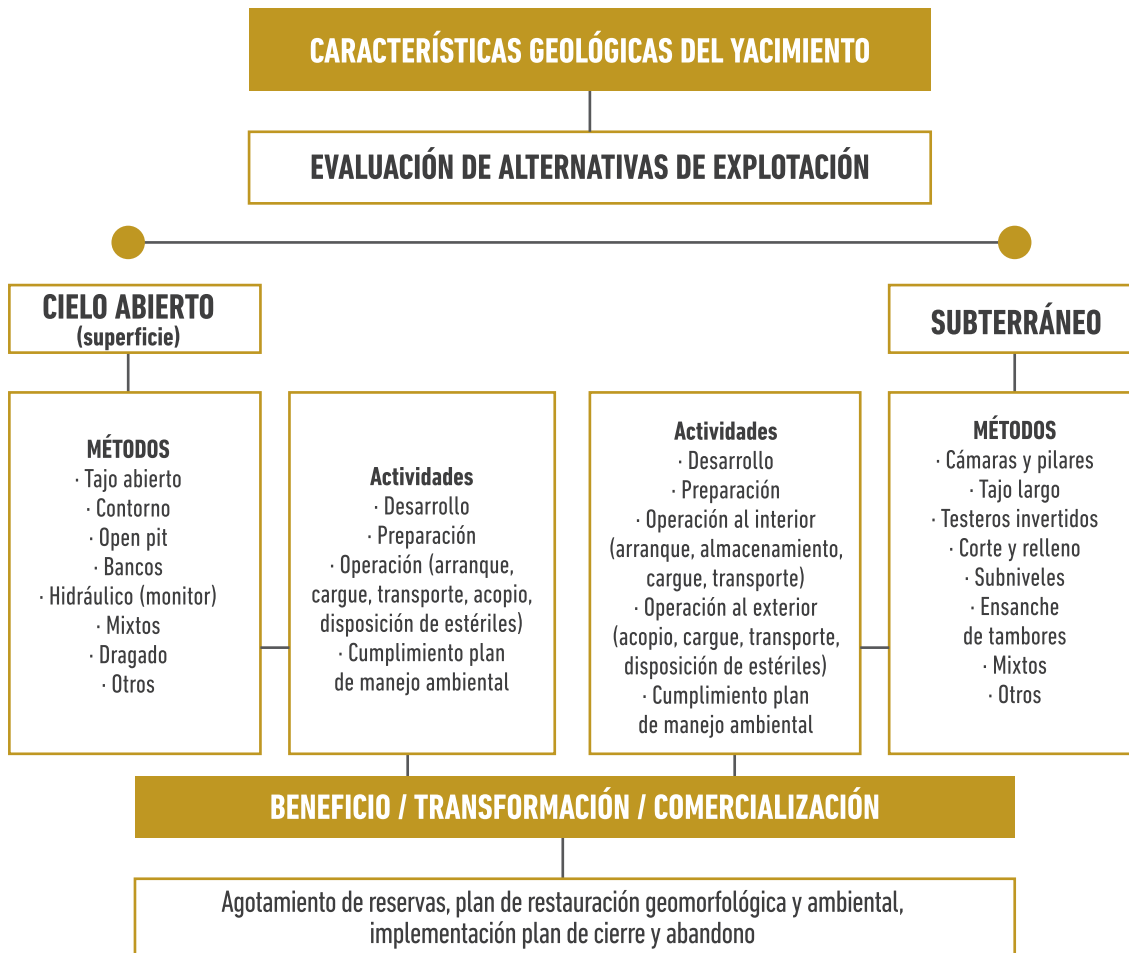
El método de explotación más viable será el que permita mayor recuperación de la inversión. Además, será el que se adapte mejor a las condiciones geológicas y geométricas del yacimiento. Se debe tener en cuenta la estabilidad de las rocas, el rumbo y buzamiento de la veta y de la roca de caja, el grosor de las vetas, y adicionalmente el método debe permitir buenas condiciones de seguridad minera para los trabajadores. También se deberá definir si la explotación se realiza a cielo abierto o bajo tierra.

La minería a cielo abierto comprende las actividades y operaciones mineras desarrolladas en superficie para la extracción del mineral.

La minería subterránea comprende las actividades y operaciones mineras desarrolladas bajo tierra, o subterráneamente (figura 5.4).

Algunos métodos de explotación subterráneos son los siguientes:

Figura 5.5. Sistema y métodos de explotación



Fuente: Modificado a partir de Guía minero ambiental de explotación (MinMinas, 2001)

Cámaras y pilares

En este sistema se construye una serie de aberturas de desarrollo horizontal o subhorizontal, con conexiones hechas entre estas a intervalos regulares o irregulares, creando un patrón de cámaras y pilares. Los pilares de mineral se dejan para apoyar la roca que los recubre, pero en algunas minas, una vez que la minería ha alcanzado el límite del depósito, algunos o todos los pilares pueden retirarse para recuperarlos (Clark, Hustrulid y Mero, 2017) (figura 5.6 y 5.7).

Corte y relleno

Este método consiste en arrancar el mineral por franjas horizontales y verticales. Una vez extraída una franja, se rellena con material estéril, que sirve de piso de trabajo a los obreros y permite sostener las paredes de la cámara y, en algunos casos especiales, el techo.

Este sistema se puede adaptar a muchas formas diferentes de cuerpos de mineral y condiciones del terreno. Con la minería de cámaras y pilares, es el método subterráneo más flexible.

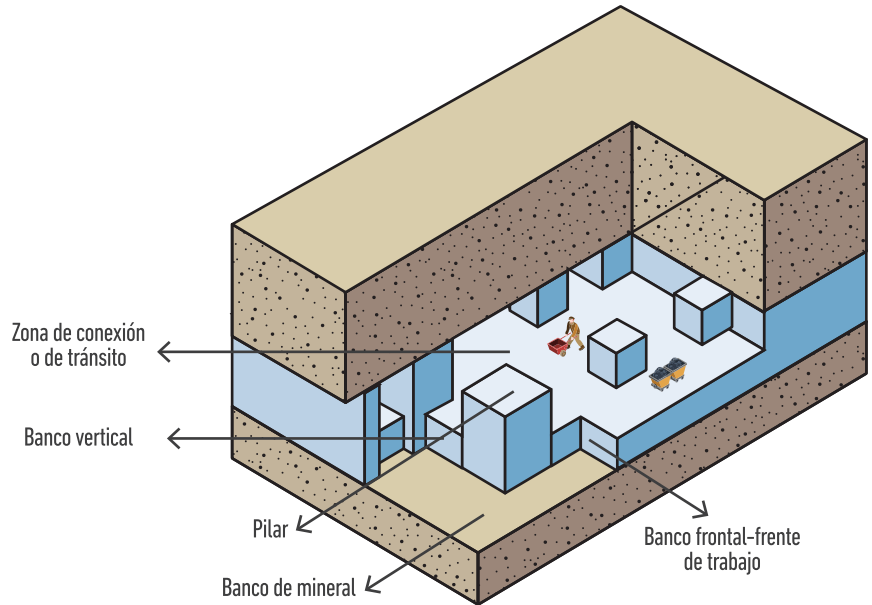
En el sistema de corte y relleno vertical —la modalidad más común—, la minería comienza en el nivel inferior y evoluciona hacia arriba.

En esta técnica, el mineral se excava en rodajas horizontales, después de lo cual la pendiente (espacio minado) se llena con roca de desecho y cemento (llamado relleno). Este relleno ayuda a soportar la roca que lo recubre, y evita que se derrumbe, lo que garantiza la seguridad de los mineros y el equipo, además de permitir una ventilación adecuada. Además, ayuda a proporcionar una superficie de trabajo para que los mineros excaven secciones más altas del depósito de mineral.

Usos:

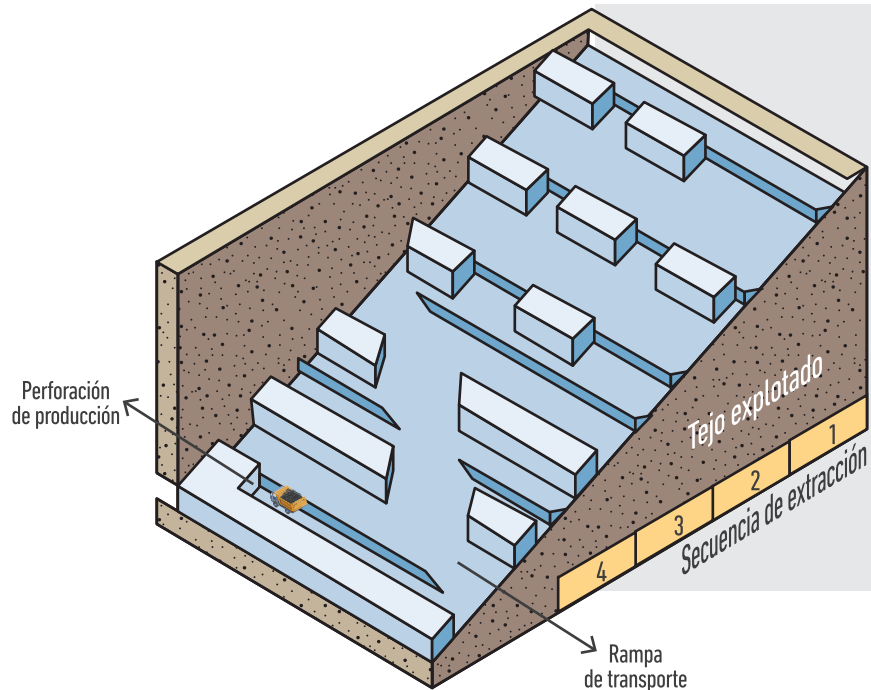
- Depósitos masivos y verticales de mineral
- Depósitos con pendientes pronunciadas (ángulo con horizontal) y buena estabilidad
- Minerales de metales de alta ley, como oro, hierro, plata y cobre
- Cuerpos de mineral de forma irregular
- **Variaciones:** Corte y relleno descendente: el trabajo avanza desde la parte superior hacia abajo. En este último caso, se debe agregar cemento al relleno para formar un techo resistente bajo el cual trabajar.

Figura 5.6. Método de explotación por cámaras y pilares en yacimientos horizontales



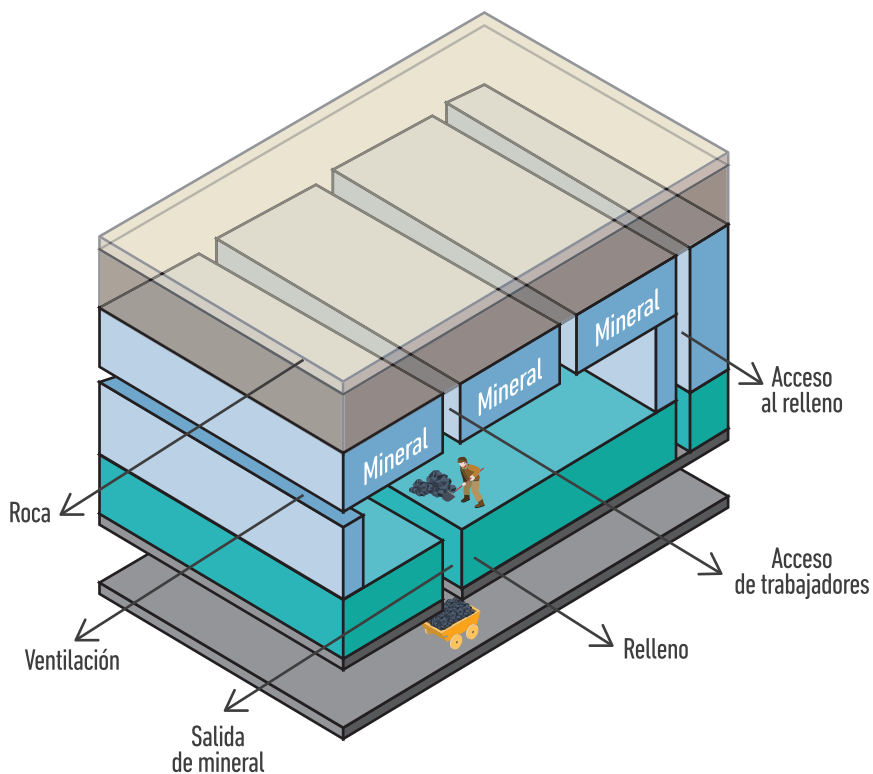
Fuente: Modificado a partir de Clark, Hustrulid y Mero (2017)

Figura 5.7. Método de explotación por cámaras y pilares en yacimientos inclinados



Fuente: Modificado a partir de Darling Peter, SME (2011)

Figura 5.8. Método de explotación de corte y relleno



Fuente: Modificado a partir de Here are the types... (2018)

tos de cuadros de sostenimiento de cada piso sucesivo se enmarcan en la parte superior del piso anterior (911metallurgist, 2017) (figura 5.9).

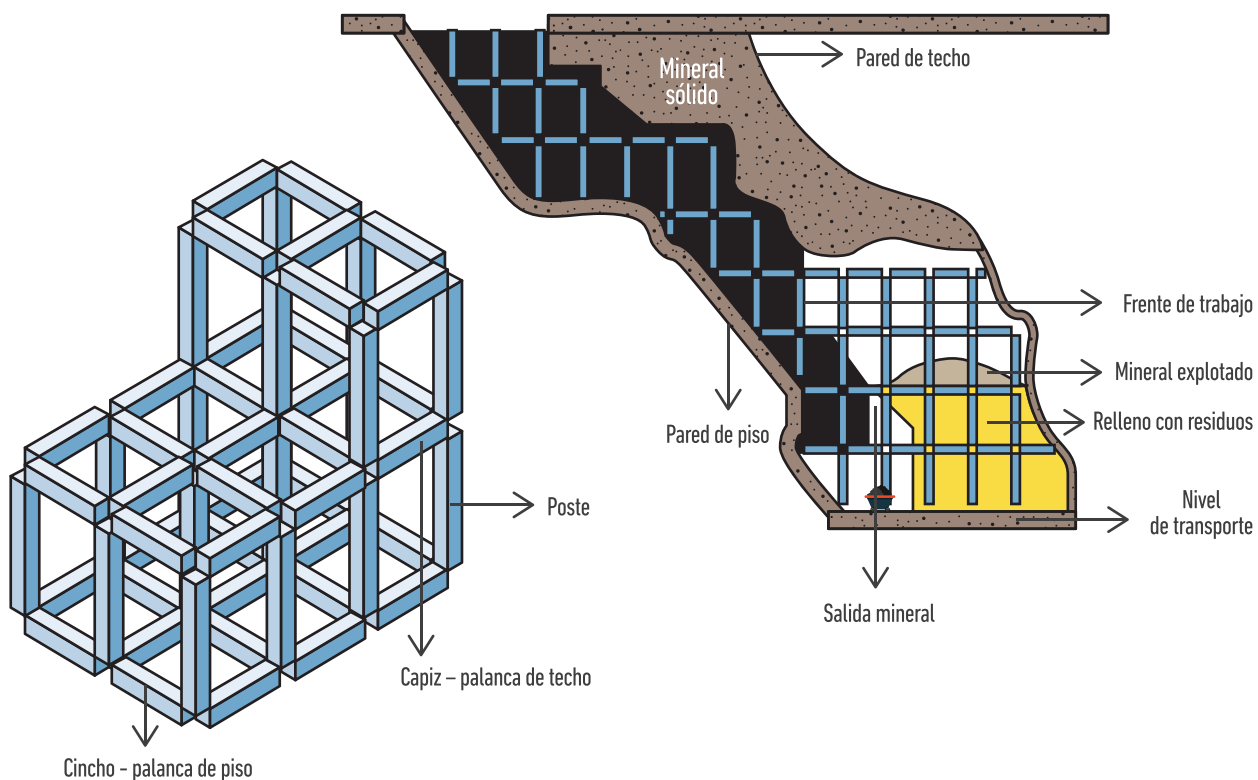
En la figura 5.8 se ilustra la minería de corte y relleno en forma escalonada, con acceso provisto por una rampa o túnel. La minería avanza hacia arriba.

Cuando las condiciones del terreno lo permiten, es posible utilizar una combinación de minería de corte y relleno, con subniveles o cámaras y pilares.

Cámaras con soporte en cuadros

Un método en el que las paredes y la parte posterior de la excavación están soportadas por un sistema de enclavaciones de madera enmarcadas (conjunto de cuadros de madera). Un conjunto de cuadros de madera consiste en un poste vertical y dos miembros horizontales establecidos en ángulos mutuamente rectos. El proceso de extracción es lento y solo se extrae suficiente mineral para proporcionar espacio para la instalación de cada conjunto sucesivo de madera. Las cámaras generalmente se extraen en pisos o paneles horizontales, y los conjuntos

Figura 5.9. Método de explotación de cámara con sostenimiento en cuadros



Fuente: Modificado a partir de 911metallurgist, 2017

Extracción selectiva (*resuing*)

Método de minería utilizado en vetas estrechas, en el que la pared de roca adyacente a la vena se elimina cortando o excavando en pasos o por capa, lo que permite extraer el mineral en una condición más limpia.

En este método de explotación, la roca de la pared o caja situada al lado de la vena se retira antes de que se extraiga el mineral, o viceversa. Este método es empleado en vetas estrechas, de menos de 30 pulgadas (76 cm), y produce un mineral más limpio que cuando se rompen la pared y el mineral juntos (Tuck Michel, 2008).

Subniveles (*sublevel stopping*)

Es un método de explotación con el que se extrae el mineral mediante tambores verticales, generando una excavación de grandes dimensiones denominada cámara. El mineral arrancado se recolecta en embudos o teclas en la base del nivel de la guía de explotación.

Este método se emplea en yacimientos tabulares de forma vertical o inclinada. Los siguientes son algunos parámetros que deben tenerse en cuenta para utilizar este método de explotación (figura 5.10):

- **Forma.** La forma del cuerpo mineralizado debe ser tabular y regular.
- **Buzamiento (Dip).** El buzamiento debe ser mayor que el ángulo de reposo del material quebrado, es decir, mayor de 50°.
- **Geotecnia.** La resistencia de la roca mineralizada debe ser entre moderada y competente, y la roca de caja debe ser competente.
- **Tamaño de pilares.** Las características del mineral determinan el tamaño de los pilares y bloques. Estructuras, calidad del macizo rocoso y condiciones operacionales.
- **Selectividad.** La selección del método está limitada por zonas con material estéril que pueden ser incorporadas como pilares.

Para desarrollar el método por subniveles se debe contar con lo siguiente:

- Un nivel base o galería de transporte y puntos de descargue, o teclas de extracción.
- Zanjas recolectoras de mineral que abarquen toda la extensión del nivel de producción.
- Galerías o subniveles de trabajo localizados en altura, conforme a la geometría del depósito.
- Una galería de acceso a los subniveles de trabajo.
- Este método de trabajo permite tener distintos niveles de trabajo conectados a través de una rampa.
- Este método se puede utilizar en vetas angostas como en yacimientos masivos utilizando pilares como soporte.
- Se requiere una labor vertical —tambor o chimenea— para iniciar los trabajos de extracción.
- La extracción se puede hacer de manera ascendente o descendente.
- El método puede presentar variaciones para ajustarse a las condiciones de la mineralización. Por ejemplo: subniveles en retirada; se requiere un solo nivel para llevar a cabo las actividades de producción; la extracción se realiza en un solo sentido.

Figura 5.10. Método por subniveles

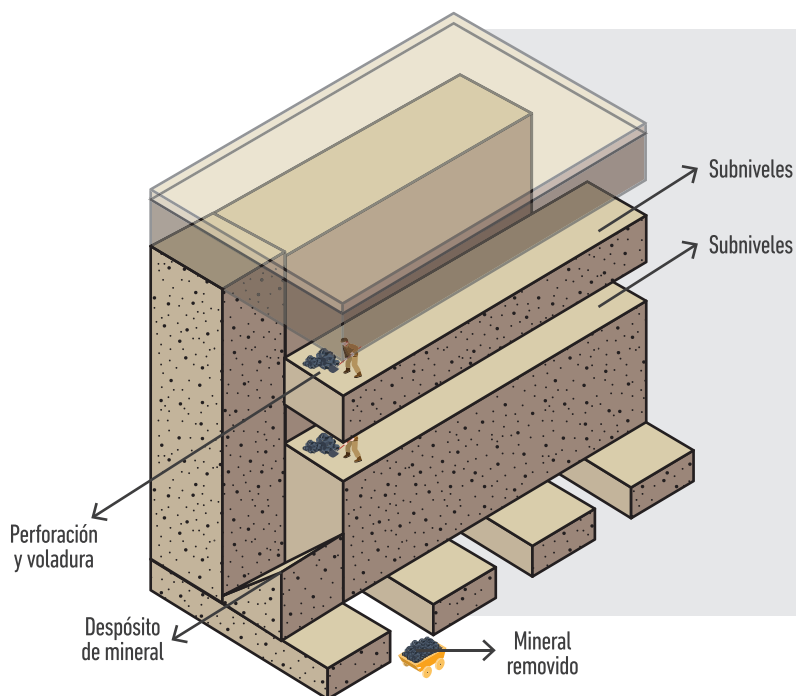


Figura 5.10. Método por subniveles. Fuente: Modificado a partir de Sciencestruck (2018).

Método de tambores paralelos

- Se utiliza en mineralizaciones con inclinaciones superiores a los 35°.
- Dependiendo de la dureza de los respaldos, se define si se requiere sostenimiento. Cuando los respaldos son inconsistentes se utiliza sostenimiento en cuadros.
- Los tambores avanzan por el filón siguiendo el buzamiento.
- Se construye un tambor para transporte de material y otro para transporte de personal.
- Se avanza en ascenso con frentes cortos y se van formando cámaras cuando los respaldos son competentes, y el avance se realiza descendentemente y en frentes cortos cuando el buzamiento es fuerte, entre 80° y 90° (Métodos de explotación minera, vetas y aluvión, Ministerio de Minas y Energía, 1988).

Tajos largos diagonales con testeros o frentes cortos y relleno al piso

Es utilizado en yacimientos con fuerte buzamiento, para lo cual se realizan niveles de trabajo. Se parte de la galería superior o inferior y se abre un frente de trabajo que se va ensanchando, formando bloques escalonados que van progresando a medida que avanza la explotación.

El material explotado va cayendo por gravedad hasta la galería inferior, de transporte. En vetas muy angostas requiere proceso de selección final para reducir la dilución de mineral.

Este método de explotación es empleado en filones con fuerte buzamiento y pequeña competencia.

Es un método de explotación que se utiliza en yacimientos de pendiente fuerte, principalmente mayores de 60°.

Los escalones son frentes cortos de explotación. En cada uno se ubica un trabajador que se sostiene en un planchón o soporte bajo el techo del mineral que se va a arrancar.

Se puede emplear relleno para controlar los vacíos.

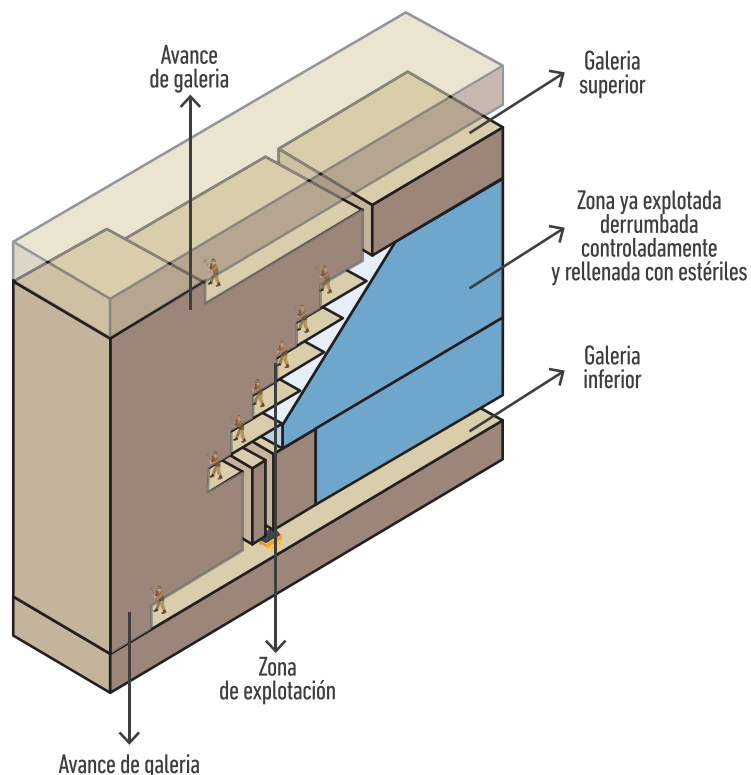
Se inicia en una galería inferior o superior y se abre un frente de trabajo que se va ensanchando y formando bloques escalonados. El descargue se realiza por gravedad hasta la galería inferior (Métodos de explotación minera, vetas y aluvión, Ministerio de Minas y Energía, 1988) (figura 5.11).

5.1.2. MÉTODOS DE ARRANQUE

Esta operación corresponde a la fragmentación del macizo rocoso hasta reducirlo a un tamaño que permita su manipulación, para ser cargado y transportado a la planta de beneficio. El arranque puede ser realizado con métodos mecánicos (forma continua y discontinua) o por perforación con sustancias explosivas (forma discontinua) (MinMinas, 2015).

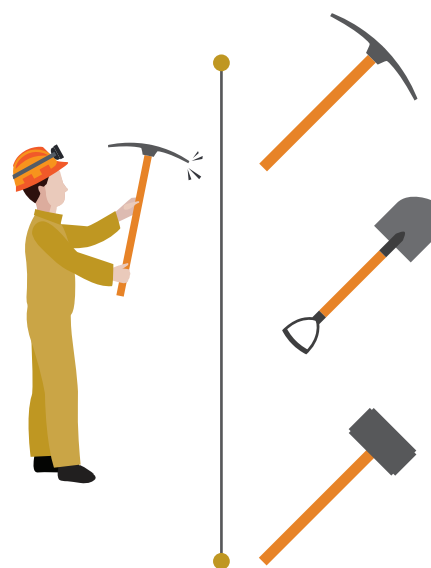
Arranque con máquina. Consiste en desprender el mineral del frente de explotación con una máquina o equipo. Este arranque funciona en donde la resistencia in situ de la roca es de media a baja, o en rocas que tienen una alta resistencia, pero antes han sido fracturadas con voladura.

Figura 5.11. Método de explotación por testeros invertidos



Fuente: Modificado de Monsacro (2006) <https://minasderio-sa.blogspot.com/2006/06/rampla-y-testeros>

Figura 5.12. Arranque manual y herramientas



Arranque continuo. Se realiza mediante la interacción mecánica de una herramienta, máquina o pieza sobre la roca para superar su resistencia y cohesión. Permite una extracción y un transporte en forma continua, por ejemplo, con rozadora, rotopalas, minadores o dragas, entre otros procedimientos.

Arranque discontinuo. En este tipo de arranque hay unos procedimientos cíclicos e iterativos en los que las técnicas más comunes son las aplicaciones mecánicas, eléctricas, la energía química (explosivos) o la energía hidráulica.

Arranque mecánico. En este tipo de arranque se usan máquinas que utilizan los impactos, el rozado, la fuerza hidráulica, el riplado o la excavación para desprender el mineral. Se usan máquinas de impactos, como martillo hidráulico, martillo eléctrico y martillo neumático, o herramientas manuales. El arranque manual con picos, cinceles y mazos se realiza principalmente para extraer minerales blandos o de textura media. El arranque con martillo picador se realiza con aire comprimido y es empleado en rocas de dureza media. El arranque con explosivos se utiliza para fragmentar rocas duras y se complementa con martillo picador o martillo manual (Sena, 2001, cartillas mineras) (figura 5.12).

5.1.3. TIPOS DE SOSTENIMIENTO

Las excavaciones subterráneas presentan presiones de techo, laterales y de piso debido al propio peso de la roca y al espacio generado con la construcción de la galería. según las características geológicas, resistencia, fracturamiento y estabilidad de la roca se puede determinar el tipo de sostenimiento a utilizar natural o artificial. Ver figura 5.13.

Figura 5.13. Presiones en una explotación minera

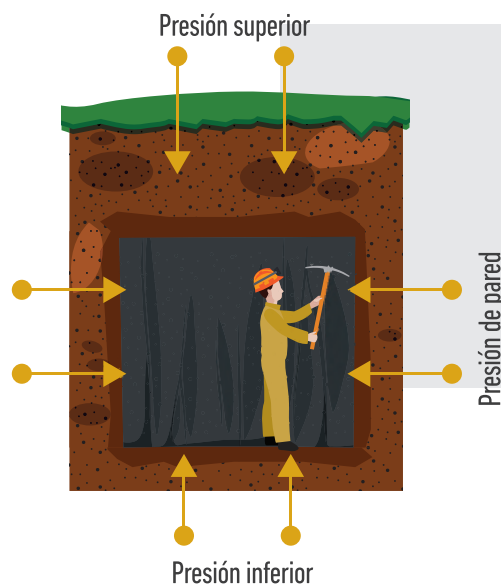


Figura 5.14. Tipos de sostenimiento



Puerta de madera



Taco de madera



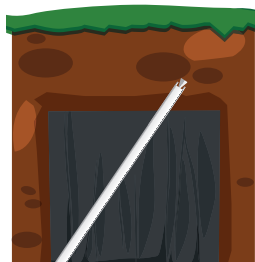
Arco de acero



Palanca de acero



Concreto



Perno de anclaje

Para garantizar la seguridad de la labor minera es necesario determinar si se necesita implementar un método de sostenimiento de la roca que se está trabajando. Las características de la roca se determinan mediante estudios geológicos y geotécnicos detallados que permitan determinar si esta es estable o inestable (Guía de seguridad para labores mineras subterráneas, ARL Positiva, 2017).

Tipos de sostenimiento utilizados en minería subterránea:

Sostenimiento natural. Se utiliza en rocas fuertes, estables, resistentes, cuando la roca soporta resistencia a la compresión y a la tensión. El techo y el piso deben ser competentes. En el sostenimiento natural se utilizan soportes de material de la misma mina, como machones y pilares, que se conforman con el mineral y soportan las presiones de la excavación.

Sostenimiento artificial. Se utiliza cuando la roca que se trabaja presenta fallas estructurales, diaclasamientos y si, por sus condiciones naturales, no presenta suficiente competencia para sostenerse naturalmente. Por lo tanto, para garantizar la seguridad de la explotación y del personal hay que implementar el sostenimiento artificial. Entre los sistemas de sostenimiento artificial se encuentran la entibación con madera, con

puertas de madera (como la alemana), medias puertas, canastas y cuadros. En las construcciones y explotaciones de mayor avance tecnológico se utilizan arcos de acero y pernos de anclaje, ver figura 5.14.

El explotador minero debe garantizar que el área de las labores definidas para el transporte sea suficientemente amplia, de tal manera que los equipos utilizados puedan circular sin tocar los respaldos (paredes) ni el techo, para no alterar el sostenimiento en dichas labores.

Área mínima de excavación minera

El área mínima libre de una excavación minera debe ser de 3 m², con una altura mínima de 1,80 m (Reglamento de seguridad en labores mineras subterráneas. Decreto 1886 de 2015. Ministerio de Minas y Energía, 2015).

El análisis de la mecánica de las rocas y sus estructuras geológicas, fallas, diaclasamiento, dureza y resistencia es

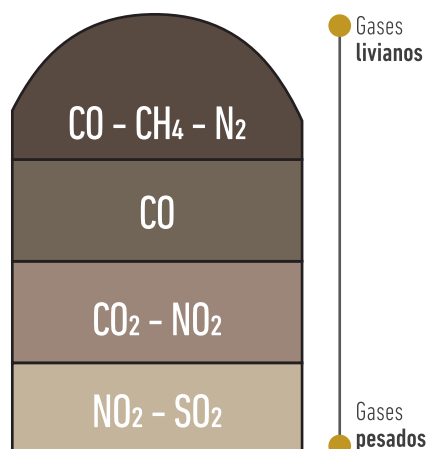
Figura 5.15. Estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial. Clases según Hoek y Brown

CLASE	CLASIFICACIÓN DE ROCA SEGÚN RESISTENCIA	RESISTENCIA UNIAXIAL (MPA)	ÍNDIC DE CARGA PUNTUAL (MPA)	ESTIMACIÓN EN TERRENO DE LA RESISTENCIA	EJEMPLOS DE ROCA
R6 (A)	Extremadamente resistente	> 250	> 10	Golpes de martillo geológico sólo causan descostramientos superficiales de la roca.	Basalto fresco, chert, diabasa, gneiss, granito, cuarcita.
R5	Muy resistente	100 - 250	4 - 10	Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse.	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneiss, granodiorita, caliza, mármol, riolita, toba.
R4	Resistente	50 - 100	2 - 4	Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.	Caliza, mármol, filitas, arenisca, esquistos, pizarras.
R3	Moderadamente resistente	25 - 50	1 - 2	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe del martillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.	Arcillolita, carbón, concreto, esquistos, pizarra, limolitas.
R2	Débil	5 - 25	(B)	Un golpe con la punta del martillo geológico de una indentación superficial, La roca puede ser descostrada un cortaplumas pero con dificultad.	Creta, sal mineral, potasio.
R1	Muy débil	1 - 5		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas.	Roca muy alterada o muy meteorizada.
R0	Extremadamente débil	0.25 - 1		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.	Salbanda arcillosa dura.

A. Clase según Brown. B. Para rocas con una resistencia en compresión menor que 25 Mpa los resultados del ensayo de carga puntual son poco confiables. C. Esta caracterización no exige los análisis de laboratorio y estudios geoestructurales de las rocas para definir su geomecánica y planes de sostenimiento.

de gran importancia para definir el tipo de sostenimiento que se debe implementar en la labor minera. Para esto es importante realizar análisis de laboratorio con el fin de establecer la resistencia a la compresión y tensión de la roca de caja y de respaldos. De manera preliminar se pueden identificar en terreno características de resistencia de la roca, con las clases de roca según Hoek y Brown (2007), que se presentan en la figura 5.15, sin dejar de lado los estudios estructurales, geológicos y el análisis de laboratorio.

Figura 5.16. Ubicación de gases contaminantes en la mina



5.1.4. TIPOS DE VENTILACIÓN

La ventilación de una mina consiste en el proceso de hacer pasar un flujo de aire considerable y necesario para crear las condiciones óptimas para que los trabajadores se encuentren en una atmósfera agradable, limpia y sin gases, estableciendo un circuito para la circulación del aire a través de todas las labores.

La ventilación natural: consiste en el paso natural de un flujo de aire por las labores mineras. Para que el circuito de aire se dé es necesario contar con dos accesos para la entrada y salida de aire los cuales deben tener diferencia de cotas ó nivel. La diferencia de temperatura y presión barométrica genera una diferencia de peso específico entre el aire saliente y entrante, lo cual crea el circuito de ventilación natural.

La mayoría de las minas han utilizado el Sistema de ventilación natural, sin embargo, el artículo 40 del decreto 1886 de 2015 establece que toda "toda labor subterránea debe contar con un circuito de ventilación forzada", la

ventilación contribuye a controlar los gases contaminantes de la mina, ver figuras 5.16 y 5.17.

Ventilación Artificial: Corresponde al caudal de aire que ingresa a la mina y que se produce como resultado de un efecto mecánico o ventilador.

Los siguientes son los sistemas de ventilación:

Sistema soplante o impelente. Caudal de aire impulsado por un ventilador hacia el interior de la mina. Para conducir el aire se utilizan mangueras o mangas de plástico o de materiales flexibles.

Sistema aspirante. El aire fresco ingresa al frente por la galería, y el contaminado es extraído por mangueras de plástico (mangas) o conductos conectados al ventilador aspirante. Las mangueras o mangas deben tener un anillado en espiral rígido para soportar la succión de aire.

Sistema combinado, aspirante-soplante (impelente). Emplea dos tendidos de mangueras de plástico (mangas) o conductos: uno para extraer aire y el segundo para impulsar aire limpio al frente en avance (Guía de seguridad para ventilación de minas subterráneas, ARL Positiva, 2017).

Para garantizar la seguridad del personal que trabaja en la mina es necesario controlar los aspectos contaminantes y explosivos, como las partículas de polvo y los gases. En las siguientes tablas se caracterizan los principales aspectos que deben controlarse en lo referente a la atmósfera de la mina.

Las concentraciones máximas de metano (CH₄) permitidas, y a partir de las que se deben suspender los trabajos y evacuar el personal de manera inmediata hasta que se haya diluido el metano por debajo de los límites máximos permisibles establecidos, se presentan en la figura 5.17.

Figura 5.17. Concentraciones máximas de metano (CH₄)

LABOR SUBTERRÁNEA	PORCENTAJE (%) MÁXIMO PERMISIBLE DE METANO (CH ₄)	PORCENTAJE (%) LEL
En labores o frentes de explotación o avance	1.0	20%
En los retornos principales de aire	1.0	20%
En el retorno de aire de los tajos	1.5	30%
En el retorno de aire de los frentes de preparación y desarrollo	1.5	30%

Porcentaje LEL: El límite inferior de explosión (LEL) corresponde a la concentración en volumen (%) de una mezcla de gas combustible y aire que puede inflamarse y ocasionar explosión.

Fuente: MinMinas, 2015, Decreto 1886. Reglamento de seguridad en labores mineras subterráneas

5.1.5. CARGA Y TRANSPORTE DE MINERAL

En las minas, después de haber arrancado el mineral y el material estéril se requiere cargarlo a un medio de transporte por medios manuales con palas y carretillas, baldes o katangas (amarre para cargar en la espalda del minero el mineral en baldes o costales), o por medios mecanizados, con palas neumáticas o mecánicas, cargadores para minería subterránea, winche minero, pancer o transportador blindado, bandas transportadores, malacates o locomotoras con vagones, para trasladarlo hasta la superficie, bien sea al patio de acopio o a la planta de beneficio.

5.2. ESTUDIO DE EXPLOTACIONES MINERAS DE FRONTINO Y ABRIAQUÍ

Actualmente La actividad minera en El Municipio de Frontino Antioquia se caracteriza principalmente por la minería artesanal y en pequeña escala (MAPE), se identificaron procesos de formalización y algunas empresas mineras que han desarrollado proyectos de pequeña minería en la región de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas. En este capítulo se identificaron minas del municipio, detallando características de su explotación y se establecen consideraciones para implementar buenas prácticas mineras para el mejoramiento de la producción y el beneficio del oro.

En gran parte, las explotaciones tradicionales formales e informales se encuentran conformadas por un grupo de socios inversionistas que pertenecen a asociaciones de mineros artesanales, y están radicadas en el

Fotografía 5.1. Garrucha para transporte de mineral desde la bocamina hasta el molino de arrastre. Sector El Hoyo-Corregimiento El Cerro



municipio de Frontino. Las pequeñas minas se explotan con herramientas manuales, y algunas cuentan con herramientas mecanizadas como martillos perforadores eléctricos y neumáticos. Las técnicas de explotación son tradicionales, y varían en alguna medida dependiendo de la experiencia y mayores conocimientos de los mineros. Las labores de desarrollo y preparación consisten en guías y cruzadas para el ingreso a las zonas mineralizadas. La explotación se realiza por medio de tambores verticales que se derivan de las guías o cruzadas de trabajo. No hay planeación ni se ponen en práctica métodos específicos de explotación.

5.2.1. METODOLOGÍA DE TRABAJO:

Para adelantar el análisis minero se realizaron las siguientes actividades:

- Revisión de antecedentes mineros de Frontino, como estadísticas de la Agencia Nacional de Minería, informes y estudios geológicos de la región.
- Preparación de un formulario de recolección de información de campo sobre los aspectos mineros.
- Reconocimiento cartográfico de la zona, topografía, geología, localización de las minas que se visitarían.
- Contacto telefónico con representantes de la actividad minera en Frontino.
- Planeación de las actividades de campo.
- En la zona se identificaron las minas que se podían visitar para desarrollar los temas mineros. Para la selección de las minas se tuvieron en cuenta los temas de seguridad, facilidades de acceso y cronograma de trabajo.
- Socialización con los mineros de las actividades que se desarrollarían.
- En cada mina seleccionada se realizó un recorrido de un día, con un equipo técnico conformado por un ingeniero de minas, un geólogo y una persona delegada por la mina, elegida por su buen conocimiento de las actividades allí desarrolladas.
- Georreferenciación de las minas
- La información recopilada corresponde a la captación de información visual y escrita recabada en campo y plasmada en un formato tipo encuesta, respondido por las personas que acompañaban el recorrido de la visita o un representante de la mina.
- Para la elaboración del informe de descripción y análisis, el ingeniero de minas utilizó los datos de campo para describir los aspectos característicos de cada explotación, como los siguientes:
 1. Forma de arranque y explotación
 2. Sostenimiento minero
 3. Tipo de ventilación
 4. Cargue y transporte de material
 5. Aspectos ambientales mineros
- La información del capítulo geológico se utilizó tanto para describir las mineralizaciones como para identificar de manera preliminar métodos de explotación que se podrían aplicar en las diferentes mineralizaciones.
- Se elaboraron consideraciones técnicas, expuestas a manera de recomendaciones, para mejorar las explotaciones y la seguridad del personal.

Para iniciar los trabajos de campo en las minas, inicialmente se realizó una socialización de los objetivos

MAPE: La minería de oro artesanal y en pequeña escala (MAPE) es la extracción de oro realizada por mineros independientes o compañías pequeñas que cuentan con un capital de inversión y producción limitados. Normalmente es un sistema de producción descentralizado. Algunos gobiernos la definen por la magnitud de la mena procesada (p. ej., menos de 300 toneladas al día) y otros la definen por los métodos de extracción y procesamiento utilizados (p. ej., técnicas manuales o semimecanizadas). (Determinación del uso del mercurio en el sector de la minería de oro artesanal y en pequeña escala MAPE (ONU, 2017).

Para este capítulo se define como una mina artesanal aquella que se explota sin técnica minera específica o que combina las prácticas empíricas con algunas técnicas mineras, en la cual se han ido incorporando herramientas y equipos para lograr mayor productividad.

Fotografía 5.2. Socialización del Proyecto en Consejo de Frontino y en Popales - municipio Abriaquí



del proyecto de Guías Metodológicas con el secretario de Minas del municipio de Frontino y con mineros de la zona. También se realizó una socialización en el sector de Popales. Se estableció una programación de las actividades que se llevarían a cabo por medio de grupos de trabajo y se realizó la agenda según la disponibilidad de los mineros y el acceso a las minas, lo cual se fue ajustando según diversas condiciones que se presentaron durante la semana (fotografía 5.2).

En el trabajo realizado en campo, en lo referente a caracterización minera se tuvieron en cuenta siete minas artesanales de pequeña escala (MAPE) de veta y solamente una mina de pequeña minería (El Porvenir).

A partir de la información obtenida de esas minas se plantean consideraciones mineras que pueden servir en los procesos de planificación minera de las explotaciones.

Las minas estudiadas son artesanales y de pequeña escala, y para este estudio se describieron según el avance minero, las herramientas y técnicas utilizadas, propias de una mina artesanal o de una pequeña explotación.

Cabe aclarar que las explotaciones pequeñas realizan extracciones en pequeña escala, sin técnica y a poca profundidad, con herramientas e implementos simples de uso manual, accionados por la fuerza humana. La cantidad que extraen en ningún caso sobrepasa las 250 toneladas anuales de material (MME, 2015).

Por otra parte, se entiende por mina artesanal aquella que se explota sin técnica minera específica o que combina las prácticas empíricas con algunas técnicas mineras, en la cual se han ido incorporando herramientas y equipos para lograr mayor productividad.

La minería de oro artesanal y en pequeña escala (MAPE) es la extracción de oro realizada por mineros independientes o compañías pequeñas que cuentan con un capital de inversión y de producción limitados. En general, para producir el oro, la mena se extrae de la tierra y se procesa por medio de muchas técnicas manuales o semimecanizadas para luego convertirse en un bien de valor a través de la venta. La MAPE es distinta de la minería en gran escala (MGE), que produce oro en escala mayor y utiliza métodos de explotación y procesamiento totalmente mecanizados. Las MAPE suceden principalmente en zonas rurales de 81 países en desarrollo. Es un productor de oro importante y también el mayor empleador en la minería del oro, pues representa alrededor del 20% (400-600 t/año) de la producción mundial de oro (3.200 t/año) y emplea al 90% de los mineros de oro en el mundo. A nivel mundial, las MAPE pueden ser formales o informales, dependiendo de las leyes de cada país y de la capacidad de los mineros para cumplir esas leyes. Sin embargo, la MAPE es reconocida por muchos países y por instituciones mundiales de desarrollo internacional, tales como las Naciones Unidas y el Banco Mundial, como un mecanismo significativo de alivio de la pobreza y una oportunidad importante para el desarrollo. Los ingresos de las MAPE pueden ser de dos a diez veces mayores que los encontrados normalmente en economías agrarias (ONU, O'Neill y Telmer. 2017).

5.2.2. CARACTERÍSTICAS DE EXPLORACIONES MINERAS VISITADAS EN LOS MUNICIPIOS DE FRONTINO Y ABRIAQUÍ

En la figura 5.18 se evidencian las minas artesanales (MAPE) de veta que se caracterizaron en el análisis minero.

Figura 5.18. Minas visitadas

MUNICIPIO	MINA
Frontino, El Cerro, sector de El Hoyo	Gurupero Alto Los Pulgarín Gurupero Bajo Los Brand
Frontino, El Cerro, sector de El Apique	El Apique
Frontino, sector de San Diego	Los Bernal
Frontino, sector de La Palma	La Palma
Frontino, sector de La Clara	La Clarita
Abriaquí	La Cartera El Porvenir

5.2.2.1. MUNICIPIO DE FRONTINO, SECTOR EL HOYO

Minas artesanales Gurupero Alto Los Pulgarín y Gurupero Bajo Los Brand

Esta actividad minera artesanal se localiza en el municipio de Frontino, corregimiento El Cerro, del sector de El Hoyo. Se trata de explotaciones pequeñas cercanas entre sí, a una distancia aproximada de 65 m. La

bocamina de Gurupero Alto Los Pulgarín corresponde al nivel superior de la explotación, y la mina Gurupero Bajo Los Brand, al nivel inferior. No se comunican directamente, por tener diferentes propietarios. Se evidencia que son trabajos antiguos que se han continuado en pequeña escala.

En los dos trabajos mineros, la extracción del mineral se realiza desde la guía de trabajo con tambores de explotación que se desarrollan de forma irregular, con dimensiones aproximadas de 0,8 a 1,2 m de ancho, 8 a 10 m

de largo y 8 a 10 m de profundidad. Los trabajos que se desarrollan en la parte superior de la guía se denominan tambores, y el material se va desprendiendo por gravedad hacia la guía; los trabajos que se desarrollan por debajo del nivel de la guía se denominan clavadas. En estos se instalan garruchas manuales o con motor mecánico para transportar el material estéril y el mineral desde la clavada hasta la guía. En ocasiones no se cuenta con garrucha, y el material se saca con baldes. El material que se acumula en la guía se transporta hacia la superficie en carretas o en baldes, y luego se lleva hasta una garrucha artesanal y se carga en un cajón. El sistema de transporte cuenta con unas cuerdas por las que el cajón se desliza por gravedad desde el punto de cargue, en la parte alta de la ladera, hasta el molino de arrastre, que se localiza aproximadamente a unos 60 m desde cada bocamina, en desnivel, hasta la parte baja de la ladera, cerca de una fuente hídrica.

La explotación se realiza de manera selectiva: se remueve la veta y posteriormente se extrae la roca encajante.

Las características de las minas Gurupero Alto Los Pulgarín y Gurupero Bajo Los Brand se resumen en la figura 5.19.

Fotografía 5.3. Mina Gurupero Alto A) Acceso a la labor minera por una cruzada B) Explotación en tambor vertical desarrollada en la parte superior, sobre la guía de acceso. C) Bocamina de Gurupero Alto Los Pulgarín

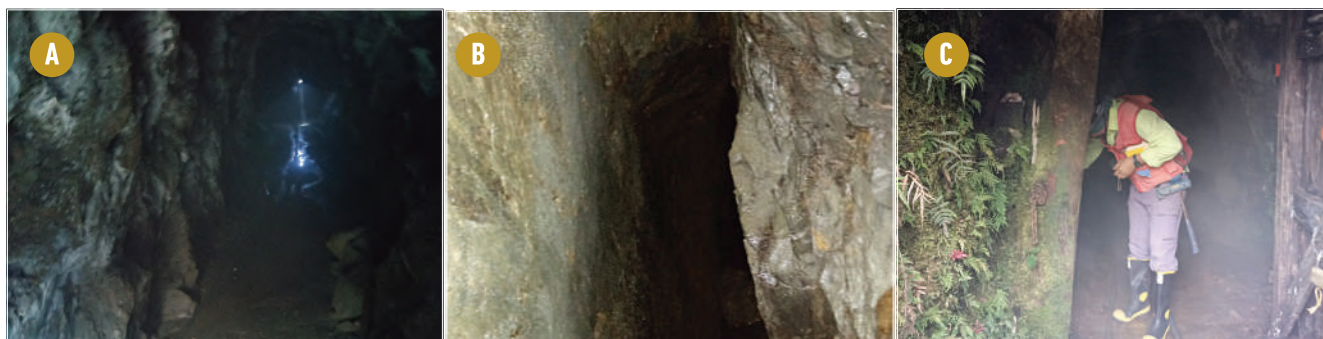


Figura 5.19. Características de las minas Gurupero Alto Los Pulgarín y Gurupero Bajo Los Brand

LOCALIZACIÓN	Municipio de Frontino, corregimiento El Cerro, sector de El Hoyo
SISTEMA DE EXPLOTACIÓN	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	Vía de acceso carreteable hasta la parte baja del sector de El Hoyo, y continúa por sendero hasta las bocaminas. La pequeña explotación Gurupero Los Pulgarín está conformada por una cruzada de 39 m con dirección S40°E, en búsqueda de la zona de mineralización, y continúa por una guía de 120 m, con dirección este-oeste, en donde se desarrollan pequeños tambores de explotación. La sección de las labores de la cruzada y la guía cuentan con variaciones de entre 1,20 y 1,8 m de ancho, con alturas de 1,70 a 2 m. En la pequeña explotación Gurupero Los Brand se ingresa a la explotación por una guía de aproximadamente 120 m de longitud en dirección este-oeste, con desarrollo de tambores de explotación.
FORMA DE EXPLOTACIÓN	La explotación se realiza siguiendo el rumbo de la veta, con venas de formas delgadas, tabulares. La explotación es selectiva. Se construyen tambores y clavados derivados de la guía de acceso, con ancho máximo que oscila entre 0,8 y 1,2 m, 10 m de largo y profundidad de 10 m. <ul style="list-style-type: none"> • Mina artesanal Gurupero Los Pulgarín: La veta tiene un espesor promedio de 25 cm, con dirección este-oeste y buzamiento al sur de 70°-80°. • Pequeña explotación Gurupero Los Brand: La veta presenta un espesor promedio de 20 cm, de venas paralelas y en rejilla de cuarzo-sulfuro, dirección este-oeste y buzamiento de 60°.
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación natural
SOSTENIMIENTO	El sostenimiento de las labores es natural. En la mina Gurupero Los Pulgarín la roca de caja corresponde a una roca intrusiva granítica-gabros; la roca de respaldo es ígnea competente silicificada. La pequeña explotación Gurupero Los Brand cuenta con rocas encajantes lodolitas recristalizadas y roca intrusiva granítica muy resistente.
ARRANQUE	Arranque discontinuo. Herramientas artesanales, martillos, almádanas, barras, puntas, pala, baldes, carretas.
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual; transporte con baldes, carretas y garrucha artesanal desde la bocamina hasta el molino de arrastre. Los tambores se desarrollan tanto sobre la guía de trabajo, para facilitar la caída por gravedad del mineral, como por debajo del nivel de la guía, para lo cual se utilizan malacates o cajones para transportar el mineral hasta la guía y hacia la superficie.
No DE PERSONAS VINCULADAS	En el frente de explotación laboran generalmente entre dos y cinco mineros distribuidos entre el frentero y auxiliares que se ocupan del cargue y el transporte.
BENEFICIO	Molino artesanal de arrastre y lavado de arenas con canalón en la quebrada Las Ánimas, afluente de la quebrada San Pedro.

5.2.2.2. MUNICIPIO DE FRONTINO, SECTOR DE EL APIQUE

Mina El Apique

La Mina El Apique se localiza en el municipio de Frontino, corregimiento El Cerro, sector de El Apique. Esta mina ha sido explotada desde hace más de cien años, desde los inicios de la actividad minera que realizaron los ingleses en el municipio de Frontino. La explotación es subterránea y cuenta con tres niveles de desarrollo minero. En el primer nivel se encuentra una cruzada de 232 metros en dirección sureste; al segundo nivel se accede por un tambor vertical (clavada) de 100 m, mineralizado, se desarrolla una guía de trabajo para explotación del mineral y se continúa por un tambor vertical (clavada) de 20 metros hasta el nivel 3, donde se encuentra una guía que sigue la veta de dirección N85°E con buzamiento de 65°.

Fotografía 5.4. Mina El Apique A) Bocamina de El Apique. B) Sostenimiento con concreto reforzado con varillas en arco



Figura 5.20. Características de la mina El Apique

LOCALIZACIÓN	Mina El Apique
SISTEMA DE EXPLOTACIÓN	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	Vía de acceso por carretable. Se accede por una cruzada de 232 metros y se continúa por una guía de trabajo con tambores de explotación. Al terminar la cruzada se encuentra un tambor vertical de 100 m para el ingreso a los niveles 2 y 3 de trabajo.
FORMA DE EXPLOTACIÓN	En los tres niveles de trabajo se realiza explotación en tambores sobre el nivel de la guía y bajo esta que se desarrollan siguiendo el buzamiento de la mineralización.
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación natural y artificial.
SOSTENIMIENTO	En la mina se presentan rocas resistentes y rocas moderadamente resistentes y fracturadas. La mina cuenta con sostenimiento de concreto reforzado con varillas, con forma de arco. Se sostiene con puertas de madera y mediante sostenimiento natural.
ARRANQUE	Arranque discontinuo. Herramientas manuales y mecánicas, martillos neumáticos y eléctricos.
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue por gravedad y manual. Transporte en coches. Malacates para extracción del mineral de los frentes de trabajo.
No DE PERSONAS VINCULADAS	En la mina trabajan 38 personas entre cargueros, encargados de reparación de sostenimiento, perforadores, encargados de la voladura, auxiliares y supervisor de mina. Laboran 16 personas en la planta de transformación.
BENEFICIO	Trituración primaria, molino de bolas, concentración gravimétrica y cianuración.

5.2.2.3. MUNICIPIO DE FRONTINO, SECTOR DE SAN DIEGO

Mina Los Bernal

En el municipio de Frontino, en el corregimiento El Cerro, sector de San Diego, hay alrededor de 50 bocaminas que pertenecen a la Asociación San Diego. En la zona se cuenta con un compresor comunitario. El suministro de aire comprimido se alquila por horas a las explotaciones que lo requieran.

La explotación se realiza siguiendo la dirección de la veta. El rumbo de la estructura es este-oeste, buzando entre 60° y 70°. Tiene un espesor que varía de 0,15 a 0,90 m.

Fotografía 5.5. A) Bocamina Los Bernal, Asociación San Diego. B) Ventilador artesanal helicoidal Búfalo. C) Tambor del frente de trabajo. Espesor máximo: 1 m. Ancho: 10 m. Altura: 10 m. Se sigue la veta en la parte superior de la guía. D) Escaleras para acceso al frente de trabajo en el tambor

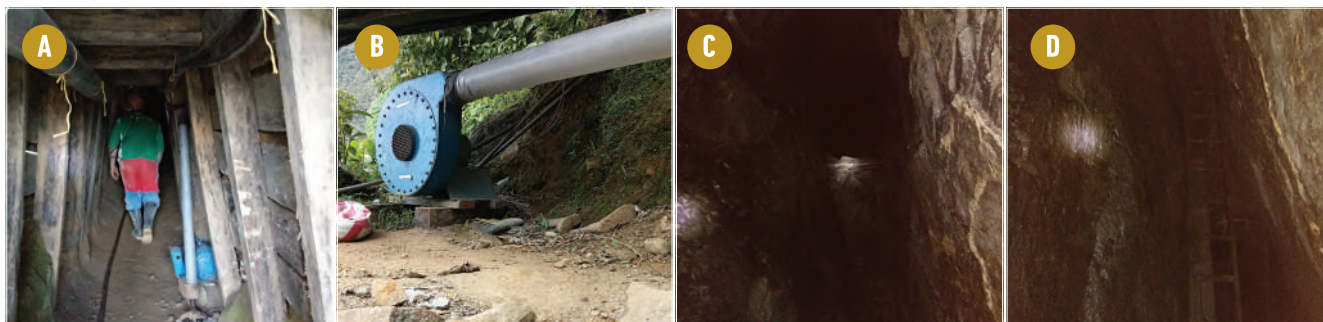


Figura 5.21. Características de la mina Los Bernal, sector de San Diego

LOCALIZACIÓN	Corregimiento El Cerro, sector de San Diego
SISTEMA DE EXPLOTACIÓN	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	Esta explotación artesanal tiene el acceso principal por una cruzada de 10 m y continúa por una guía de trabajo con longitud aproximada de 160 m en dirección este-oeste.
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación selectiva de vetas delgadas de 0,15 a 0,90 m. La explotación se realiza en dos frentes de trabajo correspondientes a dos tambores en la parte superior de la guía, de 10 m de ancho por 10 m de alto, separados entre sí por una cuña de 5 metros. Dimensiones: 10 m de largo; ancho: 1,20 m; alto: aproximadamente 10 m.
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación artificial. Se cuenta con un ventilador helicoidal Búfalo con motor de 5 hp. Mangas de 6 pulgadas.
SOSTENIMIENTO	En la parte superficial desde la bocamina, el material se encuentra suelo y material arcilloso. En los primeros 20 m se han instalado puertas de madera con forro. Posteriormente se encuentra una roca sana resistente que permite el desarrollo de la explotación con sostenimiento natural.
ARRANQUE	Arranque discontinuo. Se realiza con herramientas manuales y artesanales.
CARGUE Y TRANSPORTE	Para el transporte de material se utiliza la caída de material por gravedad desde los tambores de explotación y luego se recoge en baldes para sacarlo hacia la superficie en carreta. Cargue manual y con carretillas.
Nº DE PERSONAS VINCULADAS	En el frente de explotación laboran generalmente cinco (5) mineros.
BENEFICIO	Molino de arrastre

5.2.2.4. MUNICIPIO DE FRONTINO SECTOR DE LA PALMA

Mina La Palma, parte alta El Cerro, Frontino

En el municipio de Frontino, corregimiento El Cerro, sector de La Palma, en la parte alta de San Diego, hay explotaciones artesanales que se encuentran en proceso de formalización en el área del título RPP 3921. Los mineros conformaron la Asociación Afromipalma, que vincula alrededor de veinte explotaciones artesanales.

Fotografía 5.6. A) Bocamina de La Palma. B) El Cerro, sector de La Palma. C) Transporte de material por garrucha y con cajones desde la explotación hasta los molinos de arrastre. D) Frente de explotación: se extrae toda la roca mineralizada conformando cámaras irregulares y artesanales. Sostenimiento natural



En el sector de La Palma se encuentra la mina del mismo nombre, que corresponde a una explotación subterránea que se ha desarrollado conformando cavidades tipo cámaras en el interior de la zona mineralizada. Se han dejado algunos machones mineralizados para el sostenimiento de la labor minera.

Figura 5.22. Características de la mina La Palma

LOCALIZACIÓN	Mina La Palma
SISTEMA DE EXPLOTACIÓN	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	Vía de acceso por sendero. Se accede por una pequeña labor en la que se ha excavado el techo para conformar cámaras de explotación irregulares.
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Cámaras irregulares y cavidades. Se explota toda la roca debido a que son venillas delgadas y la roca de caja se encuentra mineralizada.
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación natural.
SOSTENIMIENTO	En la mayor parte de las secciones donde la roca es competente, el sostenimiento es natural. Se dejan bloques sin explotar para soportar las explotaciones.
ARRANQUE	Arranque discontinuo. Herramientas manuales y artesanales: almádana, martillos, varillas, barras, puntas.
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual con baldes y garrucha. Cajón y garrucha para transporte del mineral hasta el molino. La mayor parte del material rocoso mineralizado y diseminado es extraído y se beneficia.
No DE PERSONAS VINCULADAS	Cinco personas
BENEFICIO	Molino de arrastre en la parte baja de la quebrada

5.2.2.5. MUNICIPIO DE FRONTINO, SECTOR DE LA CLARA

Mina La Clarita

Es una pequeña explotación artesanal localizada en la vereda La Clara del municipio de Frontino. La mina La Clarita es una labor antigua que se realiza por un emprendimiento familiar. La pequeña explotación es una actividad artesanal con una sola bocamina y una cruzada de 45 m, y luego una guía de 40 m para el ingreso a las labores de explotación muy básicas y artesanales. Para ingresar al frente de explotación se continúa por un terreno inclinado de 45°, donde se encuentran dos niveles de trabajo, a 10 y 20 m. Los trabajos se realizan mediante tambores siguiendo la mineralización con dirección 120°-150° y buzamiento de 45° hasta casi vertical.

Fotografía 5.7. Mina La Clarita A) Escalera de acceso de personal al nivel inferior de la explotación. B) Cruzada de ingreso a la explotación



Fotografía 5.8. A) Veta mineralizada en el frente de explotación en guía. B) malacate artesanal para transporte de carga

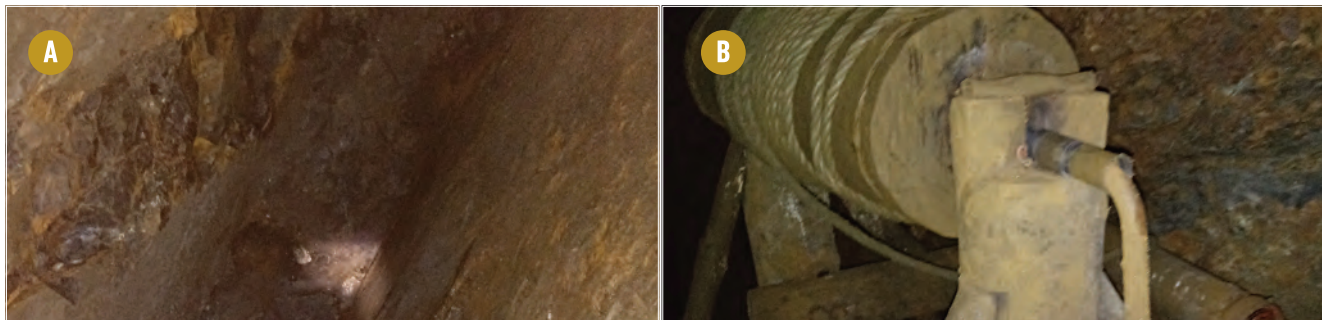


Figura 5.23. Características mina La Clarita

LOCALIZACIÓN	Mina La Clarita.
SISTEMA DE EXPLOTACIÓN	Subterráneo.
LABORES DE DESARROLLO	Vía de acceso por sendero. Cruzada y terraplén inclinado de 45°.
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Guía y tambores de 1 m de ancho, 5 m de largo y 5 m de profundidad.
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación natural.
SOSTENIMIENTO	Roca muy diaclasada, sostenimiento natural. Se observan zona de debilidad.
ARRANQUE	Arranque discontinuo. Herramientas manuales y artesanales: almadana, martillos, varillas, barras, puntas.
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual con baldes y garrucha.
No DE PERSONAS VINCULADAS	Dos personas.
BENEFICIO	Molino de bolas y concentración en canalón.

5.2.2.6. MUNICIPIO ABRIAQUÍ, SECTOR DE LA ANTIGUA

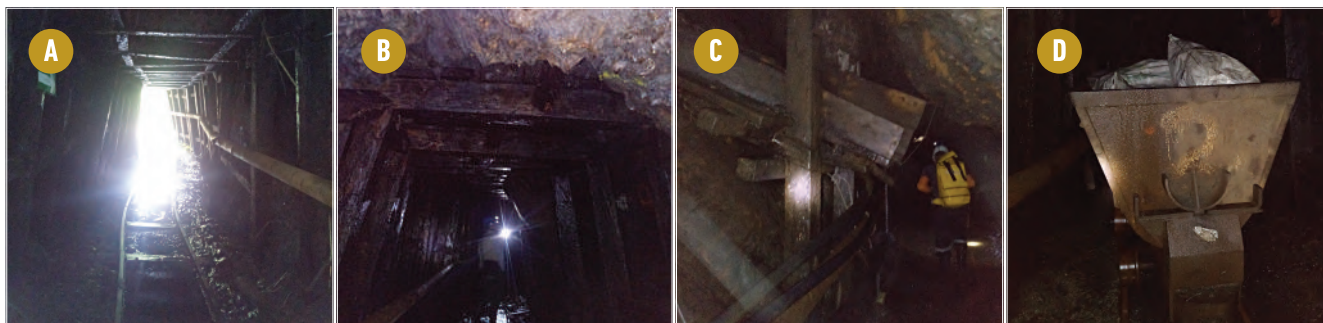
Mina El Porvenir

La mina El Porvenir se localiza en el municipio de Abriaquí, en la vereda La Antigua, en el área del título minero RRP 823, cuyo titular es RYC Gold Minería de Colombia. Cuenta con un operador minero para la explotación y el beneficio del mineral. La explotación es subterránea y se desarrolla por medio de una cruzada de 230 metros en dirección sureste, y una guía de trabajo en dirección este-oeste con longitud de 380 metros, que sigue la estructura principal con buzamientos de 40° a 60°. Esta explotación se referencia como trabajos antiguos realizados por los ingleses que iniciaron la minería en el municipio. Sus características se presentan en la figura 5.24.

Figura 5.24. Características de la mina El Porvenir

LOCALIZACIÓN	Mina El Porvenir.
SISTEMA DE EXPLOTACIÓN	Subterráneo.
LABORES DE DESARROLLO	Vía de acceso por carreteable. Se accede por una cruzada de 230 metros en dirección sureste y una guía de trabajo en dirección este-oeste, con longitud de 380 metros.
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Se realiza la explotación en el frente con guía de trabajo y tambores sobre el nivel de la guía, y bajo esta, siguiendo el buzamiento de la mineralización. Cada tambor de trabajo cuenta con un nombre, como es el caso del tambor Paula, que se encontraba como frente activo. Los tambores generalmente tienen 10 m de profundidad, 10 m de largo y 1,5 m de ancho.
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación natural y artificial.
SOSTENIMIENTO	En la mina se presentan labores con secciones de transporte y de trabajo amplias, con alturas de 2,20 a 2,5 m y un ancho de galería de 2,20 a 2,50 m. La roca de caja es resistente y ha permitido contar con un sostenimiento natural. Solamente en los puntos de fractura se han instalado puertas de madera.
ARRANQUE	Arranque discontinuo. Herramientas manuales y mecánicas: martillos neumáticos y martillos eléctricos.
CARGUE Y TRANSPORTE	En los tambores que se desarrollan sobre la guía de trabajo, el cargue de material se hace por gravedad y manualmente hasta las teclas de descargue de material en los coches que transportan el material hasta la bocamina. En los tambores de explotación por debajo del nivel de la guía se cuenta con malacates para la extracción del mineral y cargue de los coches o vagones. Se cuenta con bombas de succión para la extracción de agua de los frentes de trabajo.
No DE PERSONAS VINCULADAS	Treinta y siete personas distribuidas entre cargueros, personal de reparación de sostenimiento, encargados de perforadoras y de la voladura, auxiliares y supervisor de la mina.
BENEFICIO	Trituración primaria, molino de bolas, concentración gravimétrica y cianuración.

Fotografía 5.9. Mina El Porvenir A) Bocamina El Porvenir. B) Sostenimiento con puertas de madera y sostenimiento natural. C) Coches para transporte del mineral. D) teclas para cargue de material en los coches



5.3. ANÁLISIS MINERO

El análisis minero se basa en las condiciones actuales observadas de las ocho minas que se visitaron en el municipio de Frontino. Con base en esta caracterización se presentan consideraciones técnicas que podrían servir en los procesos de planificación minera que se podrían desarrollar en las explotaciones de esta región, sobre temas como método de explotación, dilución y sostenimiento.

Es importante que toda explotación minera cuente con un planeamiento minero, que se realiza a partir de los estudios de exploración geológica, en los que se determinan aspectos como tipo de minerales, recursos, reservas, geometría del depósito, características como la cantidad y calidad del mineral económicamente explotable. Para esto, es indispensable tener en cuenta los lineamientos de la Comisión Colombiana de Recursos y Reservas Mineras (Crisco). Superada la fase geológica se realizan estudios de método de explotación, sostenimiento, equipos y maquinaria que se utilizará, determinación de temas como la producción proyectada, el tenor de corte, análisis económico, localización de instalaciones y obras de minería, depósito de materiales, sistema de beneficio y transformación, plan de recuperación geomorfológica y ambiental y plan de cierre. Toda esta información se condensa en el documento denominado Programa de Trabajos y Obras, que se convierte en la herramienta de trabajo para planificar las labores de explotación técnica, como se referencia en el artículo 84 del Código de Minas (Ley 685 de 2001).

En la planificación minera de explotaciones de oro es importante definir qué tenor de mineral será extraído (denominado *tenor de corte*), que es la cantidad de mineral por tonelada que debería extraerse para que el proyecto minero sea rentable; es decir, hay que establecer con qué tenor de producción se generan ganancias respecto a la inversión hecha en la mina. El tenor puede variar a medida que avanzan las labores y el precio del mineral.

Otro aspecto que debe tenerse en cuenta es la dilución de mineral, que corresponde a la mezcla de la veta mineralizada con el material estéril que acompaña la veta o roca de respaldo. La dilución puede disminuir el tenor del mineral, lo cual puede ocasionar afectaciones económicas. Si se cuenta con un sistema de beneficio de alta recuperación de mineral se determina el tenor que se puede manejar.

Lo expuesto va dirigido al mejoramiento de la planificación y producción de la actividad minera de manera organizada, técnica y rentable.

5.3.1. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El método de explotación es la técnica de extracción de mineral, bien se haga bajo tierra o a cielo abierto. Este deberá ofrecer condiciones para obtener una buena producción y rentabilidad, de modo que haya retorno de la inversión de los propietarios de la mina.

Las características geológicas de cada mineralización y roca de caja son las principales condiciones que determinan la elección del método de explotación, debido a que se debe estudiar de manera detallada la mineralización y geometría del yacimiento, el tipo de depósito, el rumbo, buzamiento y espesor de la veta, así como la resistencia de la roca de caja y de la veta.

Para la selección del método de explotación existen diferentes metodologías, tanto cuantitativas como cualitativas, entre las que se encuentran las siguientes:

- Sistema de Boshkov y Wright (1973). Consiste en una selección cualitativa cuando la explotación es subterránea. La selección se realiza a partir de la potencia de las vetas, su inclinación y la resistencia del macizo rocoso.
- Sistema de Hartman (1987). Consiste en una selección cualitativa que se realiza en un diagrama de flujo que considera la geometría del yacimiento y la geomecánica del macizo rocoso. Incluye métodos de explotación a cielo abierto.

- Sistema de Morrison (1976). Consiste en una selección cualitativa que se realiza con base en la potencia de la veta, el soporte-sostenimiento y la energía de tensión de deformación.
- Sistema de Laubscher (1981). Se basa en la resistencia del macizo rocoso, el grado de fracturación del macizo rocoso y las discontinuidades.
- Sistema de Nicolas (1981). Consiste en una selección basada en la geometría del depósito, la forma, potencia, buzamiento, distribución y resistencia de la roca a la compresión uniaxial, y la frecuencia de fracturas.

Entre los métodos cualitativos se encuentra el sistema de Boschkov y Wrigth (1973), que se basa en la potencia e inclinación del cuerpo mineralizado y la resistencia del macizo rocoso, como se observa en la siguiente tabla.

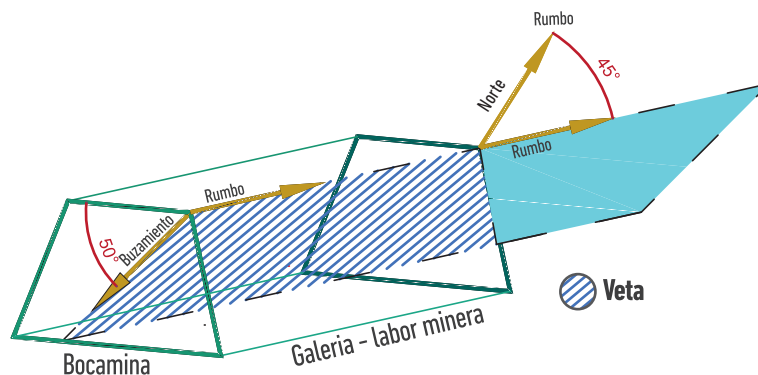
Figura 5.25. Métodos de explotación según tipo de mineralización, buzamiento, resistencia de la mena y roca encajante (sistema de Boshkov y Wright)

TIPO DE MINERALIZACIÓN	BUZAMIENTO	RESISTENCIA DE LA MENA MINERALIZADA	RESISTENCIA DE LA ROCA DE CAJA	MÉTODO DE MINERÍA COMÚNMENTE APLICADO
Capas delgadas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
	Débil o fuerte		Débil	Tajo largo
				Tajo largo
Capas gruesas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
	Débil o fuerte	Débil	Cavidades en subniveles	
Capas muy gruesas	NA	NA	NA	Lo mismo que para masivos
Venas muy delgadas	Inclinado	Débil o fuerte	Débil o fuerte	Extracción selectiva (resuing)
Venas delgadas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
	Inclinado	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas
		Débil	Fuerte	Corte y relleno
	Inclinado	Débil	Débil	Espacios con sostenimiento en cuadros
Venas gruesas	Horizontal	NA	NA	Lo mismo que para masivos
Venas gruesas	Inclinado Inclinado	Fuerte	Fuerte	Tajos descendentes
				Hundimiento (Underground glory hole)
				Shrinkage stopes (excavaciones ascendentes)
				Subniveles
				Corte y relleno
				Combinación de métodos
		Fuerte	Débil	Corte y relleno
Masivos	NA	Fuerte	Fuerte	Hundimiento controlado Subniveles Corte y relleno Combinación de métodos
	NA	Débil	Fuerte o débil	Subniveles Bloques -camaras Cámaras con sostenimiento en cuadros Combinación de métodos

Fuente: SME (2011)

En este capítulo se realiza un análisis cualitativo y teórico para seleccionar el método de explotación, debido a que el objetivo del proyecto no es realizar análisis específicos, sino más bien precisar consideraciones para que los mineros visualicen otros métodos de explotación técnicos que pueden mejorar la productividad y el rendimiento de la explotación. Para este caso se utiliza el Sistema de Boshkov y Wright (1973), que analiza la potencia de las vetas, inclinación de la veta y la resistencia del macizo rocoso.

Figura 5.26. Esquema de la proyección inferida de un punto de una veta en rumbo y buzamiento



En la figura 5.26 se esquematiza la proyección de un punto de una veta en rumbo y buzamiento, con los datos tomados en campo por el equipo de geólogos. Con estos datos se pretende esquematizar los métodos de explotación que se pueden aplicar de acuerdo con las características de las mineralizaciones de la zona, con el objetivo de buscar la tecnificación, racionalidad de la explotación y la productividad de las pequeñas explotaciones mineras.

En el capítulo sobre aspectos geológicos se identificó que las minas objeto de este análisis presentan mineralizaciones de oro de tipo vetiforme con vetas subparalelas y venillas dispuestas en forma vertical o inclinada. Las vetas presentan una dirección general este-oeste, y cortan tanto la secuencia volcano-sedimentaria y en rocas de composición gabroide, donde predominan gabros y monzogabros. Las mineralizaciones de oro están relacionadas con pirrotina, tetraedrita, galena y pirita, y minoritariamente con esfalerita y calcopirita (véase el capítulo “Aspectos geológicos” de este estudio).

Los espesores de las vetas oscilan entre 0,15 y 1 metro, presentan formas venas tabulares, venillas y mineralización diseminada (véase Metalogénesis y geología estructural, este estudio).

Figura 5.27. Rumbo y buzamiento de un punto de veta en las pequeñas explotaciones mineras visitadas

MINA	RUMBO	BUZAMIENTO	ANCHO	ROCA DE CAJA	MINERALIZACIÓN
Gurupero Alto Los Pulgarín	Este-oeste DIP 175°	70-80° al sur	0,25 m textura bandeada	Intrusiva granítica	Veta tabular, textura bandeada, ocasionalmente brechada. Cuarzo-sulfuros de pirrotina, calcopirita, esfalerita
Gurupero Bajo Los Brand	Este-oeste DIP 180°	60° al sur	0,2 m	Intrusiva granítica y lodolitas recristalizadas	Veta relleno de cuarzo-sulfuros, textura bandeada y drusiforme, venas paralelas y en rejilla
Mina La Bernal	Este-oeste DIP 175°	60°	0,15-0,9 m	Cuerpo intrusivo de color gris verdoso, grano entre fino y medio	Vetas con relleno de cuarzo-sulfuro más o menos carbonatos y arcillas; en ocasiones, desarrollo de brechas, vetilleo paralelo de cuarzo en la roca encajante
Mina El Porvenir	Este-oeste DIP 165°	40°-45°-60° al sur	0,80m	Secuencia sedimentaria de areniscas y lodolitas.	Vetas de cuarzo carbonato-sulfuros, pirrotina, pirita, galena
Mina El Apique	Este-oeste DIP 175° N85°E	65° al norte	0,40m	Rocas sedimentarias, lodolitas silicificadas y rocas ígneas de composición monzonítica	Veta de cuarzo-carbonato-sulfuros pirrotina, pirita, calcopirita con magnetita.
La Palma	Sureste DIP 194°	60°	Mineralización que se extiende por 30 m de ancho	Cuerpo intrusivo de composición básica, de grano entre medio y grueso	Cuerpo intrusivo con mineralización diseminada de pirrotina, calcopirita, magnetita, pirita con vetillas
Mina La Cartera	N45°W	85° al norte	1 m	Rocas intrusivas de composición granítica muy meteorizadas.	Veta de cuarzo carbonato sulfuro, pirrotina, pirita, calcopirita. En ocasiones, textura de brecha
Mina La Clarita	120°-150°	45°-85°	0,70m	Cornubiana de lodolitas fuertemente diaclasadas	Veta de cuarzo carbonato sulfuros pirrotina, calcopirita, arsenopirita

Las minas analizadas presentan buzamientos entre los 40° y 85° de inclinación al este y espesores variables entre 0,15 metros hasta 1 metro correspondiente a venas delgadas, y mineralización diseminada en un cuerpo rocoso en la mina La Palma. En las minas que se realizó el análisis minero se identifican los métodos de explotación que se podrían implementar para mejorar la productividad (figura 5.28).

Figura 5.28. Métodos de explotación que se podrían implementar en las minas artesanales con venas delgadas

TIPO DE MINERALIZACIÓN	BUZAMIENTO	RESISTENCIA DE LA MENA MINERALIZADA	RESISTENCIA DE LA ROCA DE CAJA	MÉTODO DE MINERÍA COMÚNMENTE APLICADO
Venas muy delgadas	Inclinado	Débil o fuerte	Débil o fuerte	Extracción selectiva (resuing)
Venas delgadas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
	Inclinado	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas
				Corte y relleno
		Débil	Fuerte	Cámaras con sostenimiento cuadrado
Inclinado	Débil	Débil	Cámaras con sostenimiento en cuadros	
Masivas	NA	Fuerte	Fuerte	Hundimiento controlado Subniveles Corte y relleno Combinación de métodos

*basado en el Sistema de Boshkov y Wright. Métodos de explotación según el tipo de mineralización, buzamiento y resistencia de la mena y roca encajante. SME. mining Engineerin Handbook 2011.

Es de aclarar que para definir el comportamiento de la mineralización en una mina es necesario realizar estudios geológicos detallados. En este caso se realiza la proyección inferida de la veta para identificar los métodos proyectados que se pueden implementar en los procesos de tecnificación de la minería artesanal, conforme a datos puntuales tomados en campo. Esta información es solo una proyección; no corresponde a estudios determinantes

Figura 5.29. Método de explotación proyectado para vetas inferidas como delgadas de las minas visitadas

MINA	ANCHO DE VETA	BUZAMIENTO	TIPO DE VETA	ROCA DE CAJA	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUGERIDO
Gurupero Alto Los Pulgarín	0,25 m textura bandeada	70-80° al sur	Vena delgada	Intrusiva granítica	Extracción selectiva, Corte y relleno, En pequeña escala: Ensanche de tambores Tambores paralelos
Gurupero Bajo Los Brand	0,2 m	60° al sur	Vena delgada	Intrusiva granítica y lodolitas recristalizadas	
Mina La Bernal	0,15-0,9m	60°	Vena delgada	Cuerpo intrusivo de color gris verdoso; grano de fino a medio	
Mina El Porvenir	0,80m	40°-45°-60° al sur	Vena delgada	Secuencia sedimentaria de areniscas y lodolitas	
Mina El Apique	0,40m	65° al norte	Vena delgada	Rocas sedimentarias, lodolitas silicificadas y rocas ígneas de composición monzonítica	
Mina La Cartera	1 m	85° al norte	Vena delgada	Rocas intrusivas de composición granítica, muy meteorizadas	
Mina La Clarita	0,70m	45-85°	Vena delgada	Cornubiana de lodolitas fuertemente diaclasadas	
La Palma	Mineralización de 30 m de ancho	60°	Vena delgada	Cuerpo intrusivo de composición básica de grano medio a grueso	Cámaras y pilares, Corte y relleno Subniveles

Fuente: Aplicado de Sistema de Boshkov y Wright

Figura 5.30. Resistencia por carga puntual

MINA	TIPO DE VETA	ROCA DE CAJA	RESISTENCIA DE LA ROCA MINERALIZADA*	DENSIDAD g/cm ³ ROCA MINERALIZADA	RESISTENCIA DE LA ROCA DE CAJA*	DENSIDAD g/cm ³ ROCA MINERALIZADA	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUGERIDO
Mina El Porvenir	Vena delgada	Secuencia sedimentaria de areniscas y lodolitas.	σ ci alta, 95,216 MPa, resistencia a compresión simple media (ISRM 78)	2,749 g/cm ³	σ ci alta, 119,477 MPa, resistencia a compresión simple media (ISRM 78)	4,160 g/cm ³	Cámaras, y corte y relleno. En pequeña escala ensanche de tambores, tambores paralelos, corte y relleno.
Mina La Cartera	Vena delgada	Rocas intrusivas de composición granítica muy meteorizadas.	σ ci media, 58,71 MPa, resistencia a compresión simple media (ISRM 78)	2,763 g/cm ³	σ ci alta, 64,871 MPa, resistencia a compresión simple media (ISRM 78)	2,799 g/cm ³	Cámaras con sostenimiento y corte y relleno. En pequeña escala ensanche de tambores, tambores paralelos, corte y relleno.

*Nota: Índice de resistencia a la compresión uniaxial a partir del Is50 (Franklin y Bosch 1972) σ ci: A partir de Índice de resistencia a la carga puntual corregida perpendicular a los planos de debilidad Is50. (Laboratorio de geotécnica SGC-Bogotá). Densidad: Laboratorio Metalurgia-Química SGC-Cali.

En los frentes de explotación se tomaron muestras de roca y se realizaron análisis de resistencia por carga puntual para determinar la resistencia de las rocas de caja y de respaldo de las minas muestreadas, y se obtuvo la estimación de la resistencia por compresión uniaxial, como se observa en la figura 5.30.

Actualmente las pequeñas explotaciones y minas artesanales analizadas de Frontino siguen la mineralización a través de guías y tambores desarrollados sobre el nivel de la guía de trabajo o bajo el nivel de la guía, a los que denominan clavadas. En la explotación, los mineros artesanales primero explotan la veta y posteriormente, por separado, proceden a explotar la roca de respaldo. La explotación generalmente se realiza con el ancho de la veta, y en algunos casos se explotan algunas rocas encajantes que se observan y que presentan mineralización. Entonces se realiza una explotación selectiva en trabajos por niveles con tambores e inclinados, sin desarrollar un método de explotación planificado específico, debido a que la explotación artesanal se hace en pequeña escala y se realiza de manera muy selectiva.

5.3.1.1. DILUCIÓN

El factor de dilución es la relación que se da entre la mezcla del material estéril de la roca de respaldo y el mineral de la veta durante el proceso de extracción. El factor de dilución se obtiene del ancho promedio del corte de explotación y del ancho de veta (Ortiz, 1991).

La dilución del mineral genera costos debido a que se incrementa el transporte de material estéril y se reduce el tenor del mineral. El incremento de la dilución se presenta por condiciones naturales del mineral, de la roca encajante, de la forma de extracción o de la malla de voladura.

Hay dos tipos de dilución:

Interna. Corresponde a minerales de baja o nula ley (estéril) que no se pueden separar del bloque mineralizado debido a que están incluidos en este. Esta dilución es difícil de controlar.

Externa. Corresponde a los minerales estériles en contacto con el mineral que se extrae en el bloque de explotación. Esta dilución tiene manejo.

Ejemplo de aplicación:

Cálculo de dilución en frente de explotación de la mina La Cartera Popales, municipio de Abriaquí.

Para el cálculo de la dilución en el bloque de trabajo se siguió la metodología presentada por el geólogo Hernán Ortiz Delgado en el libro Geología minera del oro de veta, 1991.

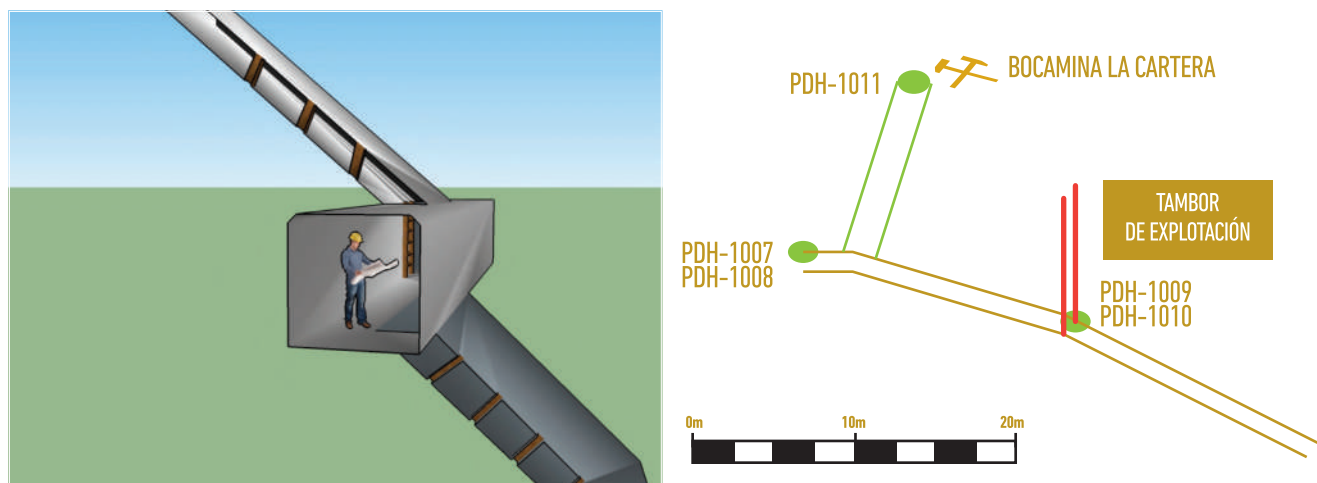
Se realiza un análisis de la dilución externa en un frente de explotación de la mina La Cartera, donde se toma para el ejemplo un bloque conforme el avance diario de explotación. Cada vez que el frente de trabajo avanza o se realiza una voladura se debería realizar el registro de la dilución y un muestreo de la veta para determinar la calidad y cantidad de mineral que se está obteniendo en la mina. Esto también determinará el tenor de corte de la mina, es decir si el bloque que se está explotando es rentable o no, y las consideraciones que deberán tomar los mineros, propietarios de la mina, los geólogos, ingenieros de minas, economistas e inversionistas sobre la rentabilidad de la explotación.

Estos análisis se deberían realizar a medida que avanza la explotación, es decir, cada vez que se realizan labores de perforación y voladuras en el frente donde se extrae el mineral que va a la planta de beneficio.

Analisis de dilución de la mina La Cartera

En la mina La Cartera se realiza la explotación en tambores de explotación que van avanzando a lo largo del frente del tambor, que cuenta con las siguientes dimensiones: 10 m de largo, 10 m de profundidad y 1,2 m de ancho.

Figura 5.31. A) Esquema de explotación de la mina La Cartera (Popales). B) Vista de planta de labores mineras de la mina artesanal La Cartera



El bloque que se analiza tiene las siguientes dimensiones:

Corte o ancho de bloque: 1,20 m

Largo de bloque: 1,0 m de avance por voladura en el frente de explotación.

Ancho de veta: 1,0 m

Características de caja y veta:

Roca de caja: corresponde a una roca intrusiva de composición granítica muy meteorizada.

Veta: Veta de cuarzo carbonato sulfuro, pirrotina, pirita, calcopirita en ocasiones textura de brecha

A. Dimensiones del frente de explotación:

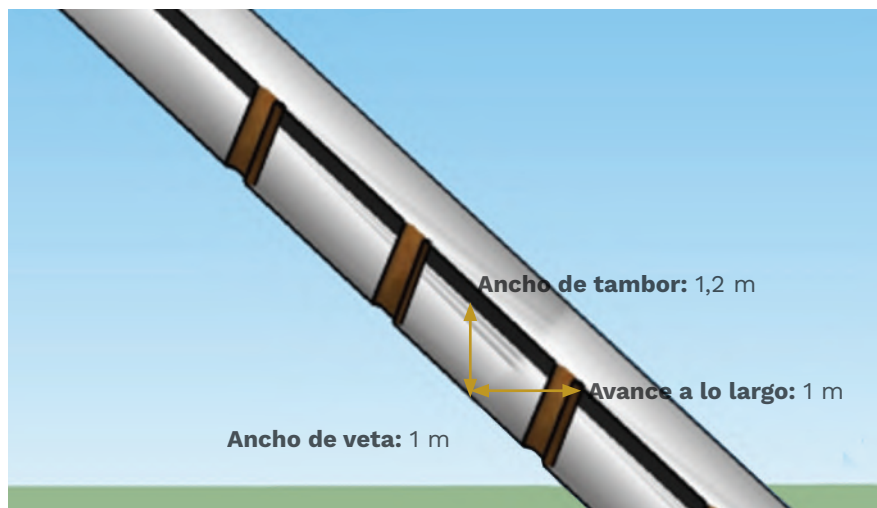
Altura: 10 m

Ancho de corte: 1,2 m

Ancho de la veta en el frente de trabajo: 1 m

Buzamiento 85° de veta

Figura 5.32. Mina La Cartera, frente de explotación en tambor. Ancho de corte y ancho de veta



Ancho del corte = Ancho promedio de la sección de trabajo

La dilución es la mezcla del material estéril de la roca encajante con el mineral de la veta, que se produce en el proceso de explotación. La dilución disminuye el tenor de la veta.

La dilución promedio en metros.

La dilución se puede medir pesando kilos, o toneladas, por m³ un metro cubico de material compuesto por mineral explotado suelto y con dilución. Este peso se confronta con las toneladas de mineral explotable puesto en la tolva del molino.



En este ejemplo, el ancho de corte es de 1,2 m, y el ancho de veta es de 1 m. Entonces, la dilución es de 0,20 m.

Se le llama factor de dilución al porcentaje de material estéril de la roca encajante que se revuelve con la veta. Depende del ancho de la veta y del ancho del corte de explotación.

Existen diversas fórmulas para calcular el factor de dilución, entre ellas las siguientes:

Dilución = 0,20m

Factor de dilucion del tonelaje (FD) = (ancho de corte x100%)/(ancho de veta promedio)

FD en tonelaje = (1,2 m x 100%)/1 m

FD tonelaje = 120%

FD tonelaje = 1,2

Otra fórmula es:

Dilución = (toneladas estéril)/(toneladas de oro+toneladas de estéril) x 100%

Dilución = (0,2 m)/(1m+0,2m) x 100%

Dilución = 16,66%

El análisis anterior permite concluir que:

El análisis anterior permite concluir que en la mina La Cartera, por un metro de avance en el frente de explotación de un tambor de 1,2 m de ancho, avance de 1 m y ancho de veta de 1 m, se presenta una dilución de 0,20 m; es decir, 16,66% de dilución. En una muestra se obtuvo un tenor de 17,023 gr/t; con dilución de 16,66% se tiene un tenor de cabeza de 14,6 gr/t.

A medida que se avance en los frentes de explotación y bloques de trabajo se recomienda realizar muestreos de tenor en veta y de caja y calcular la dilución para identificar el comportamiento de la mineralización y también analizar si la explotación, tras contrastar los costos de producción con los ingresos obtenidos, está generando ganancias.

Cuanto mayor sea la dilución, se incrementa la cantidad de material que se lleva a la planta de beneficio, pero se disminuye el tenor del mineral y baja la cantidad del mineral recuperado en la planta de beneficio, aumentan los costos y se reducen las ganancias que deja la mina.

Cuando el frente de explotación es igual al ancho de la veta, no se presenta dilución.

Una vez se identifiquen el mineral y el material estéril que genera la dilución del mineral, se establecerán acciones para separar estos dos productos, de manera que se reduzca la dilución. En la pequeña minería generalmente se realiza una explotación selectiva en los frentes de explotación debido a que los procesos no son continuos y la producción es baja.

La dilución externa se puede controlar con buenas prácticas mineras, como las siguientes:

- Conocimiento de la geología y geometría del depósito mineralizado y de las rocas encajantes. Geología estructural del macizo.
- Planeamiento del diseño de la explotación

El tenor de cabeza de mineral de la planta puede bajar de 1 a 2 gr, dependiendo del arranque y transporte de la mina a la planta. La recuperación del oro depende del proceso que se lleve a cabo en la planta de beneficio

- Selección de un método de explotación que sea acorde con la mineralización
- Topografía de labores y elaboración de planos de avance, muestreo y diseño.
- Diseño de malla de voladura que se ajuste a las variaciones del corte de explotación y geometría de veta.
- Capacitación del personal operativo que realiza las voladuras y el cargue del mineral en temas referentes a reducción de la dilución.

5.3.1.2. SOSTENIMIENTO

El sostenimiento de las labores mineras subterráneas es fundamental para la seguridad del personal minero y de las labores de explotación.

Para definir el sostenimiento es necesario conocer la resistencia y geología estructural del macizo rocoso donde se desarrolla el proyecto minero, debido a que estos definen la calidad, resistencia y mecánica de las rocas, y determinan las necesidades de sostenimiento en cada una de las labores de preparación, desarrollo y explotación de la mina.

Las minas visitadas en el municipio de Frontino presentaban en sus respaldos rocas estables y resistentes, por lo que generalmente el sostenimiento se realizaba de manera natural. En algunos puntos, como los más superficiales de las explotaciones, la roca meteorizada obligaba a instalar sostenimiento artificial, tipo puerta alemana.

El tipo de rocas de respaldo de las minas visitadas se expone en la figura 5.33.

Figura 5.33. Sostenimiento utilizado en las minas visitadas

MINA	ROCA DE CAJA	ESTIMACIÓN EN TERRENO DE LA RESISTENCIA*	RESISTENCIA DE LA ROCA MINERALIZADA* Índice de resistencia a la compresión uniaxial a partir del Is50 (Franklin y Bosch, 1972), σ_{ci} MPa	SOSTENIMIENTO UTILIZADO ACTUALMENTE
Gurupero Alto Los Pulgarín	Intrusivo granítico	Resistente		Palancas de madera y sostenimiento natural
Gurupero Bajo Los Brand	Intrusivo granítico y lodolitas recristalizadas	Resistente		Palancas de madera y sostenimiento natural
Mina La Bernal	Cuerpo intrusivo de color gris verdoso grano de fino a medio	Moderadamente resistente		Puertas de madera y sostenimiento natural
Mina El Porvenir	Secuencia sedimentaria de areniscas y lodolitas	Resistente	σ_{ci} : Alta. 119,477 MPa resistencia a compresión simple media (ISRM 78)	Puertas de madera y sostenimiento natural
Mina El Apique	Rocas sedimentarias lodolitas- silicificadas y rocas ígneas de composición monzonítica	Moderadamente resistente		Concreto reforzado con varillas, puertas de madera y sostenimiento natural
Mina La Cartera	Rocas intrusivas de composición granítica muy meteorizadas	Resistente	σ_{ci} : Alta. 64,871 MPa resistencia a compresión simple media (ISRM 78)	Sostenimiento natural
Mina La Clarita	Cornubiana de lodolitas fuertemente diaclasadas	Moderadamente resistente		Puertas y palancas de madera y sostenimiento natural
La Palma	Cuerpo intrusivo de composición básica de grano medio a grueso	Muy resistente		Sostenimiento natural

*Nota: Índice de resistencia a la compresión uniaxial a partir del Is50 (Franklin y Bosch 1972) σ_{ci} : A partir de Índice de resistencia a la carga puntual corregida perpendicular a los planos de debilidad Is50. (Laboratorio de geotécnica SGC-Bogotá)

En las minas visitadas, el sostenimiento identificado corresponde principalmente a sostenimiento natural, debido a que se encuentran las labores en rocas duras y poco fracturadas; sin embargo, es importante que se realicen los estudios estructurales y de mecánica de rocas para garantizar la estabilidad de las explotaciones a medida que se vaya avanzando en ellas.

Fotografía 5.11. Sostenimiento utilizado en las minas artesanales del distrito minero de Frontino. A) medias puertas. B) puertas de madera. C) sostenimiento natural. D) cuñas irregulares. E) palancas. F) concreto reforzado en la mina El Apique



Un ejemplo de características del Sostenimiento

- Características de Sostenimiento de la Mina Artesanal La Cartera (Popales)

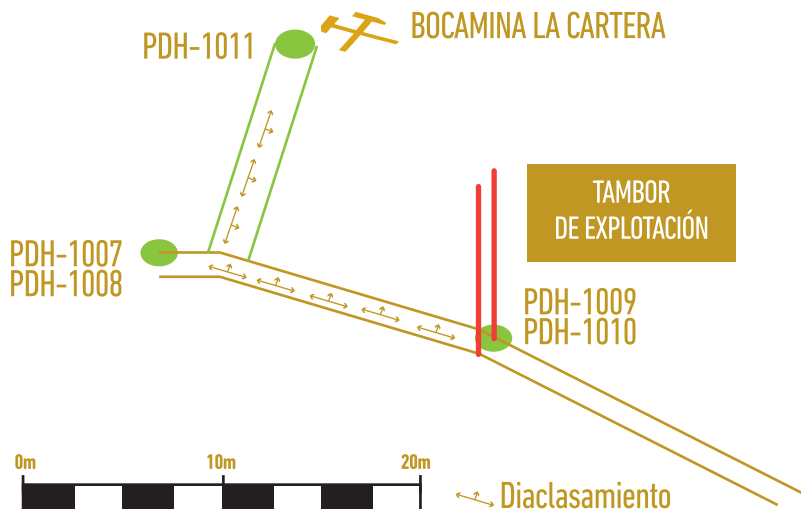
En la labor minera artesanal La Cartera, durante el recorrido de campo se identificó que el sostenimiento principalmente es de tipo natural, con forma de bóveda. La sección de trabajo en la guía principal se encontraba generalmente por encima de los 3 m², y en esa medida cumplía con el reglamento de higiene y seguridad en labores mineras subterráneas; no obstante, en otros puntos requiere adecuación. En los tambores de trabajo, las dimensiones se presentaron entre 1 y 1,2 m, espacio algo estrecho para la movilización del personal, por lo que deben procurarse anchos de 1,5 m.

Las rocas de caja de la labor minera principal en guía tienen composición granítica con alteración propilítica. Las características de esta roca son las siguientes:

- La densidad de 2.799 g/cm³
- Rocas como los gabros y granodioritas generalmente son muy resistentes, presentan un índice de carga puntual entre 4 y 10 MPa y resistencia uniaxial de 100 a 250 MPa. Esta roca está clasificada de muy resistente a dura, según la escala de estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial de Hoek y Brown.
- En el ensayo de resistencia por carga puntual y compresión uniaxial se obtuvieron los siguientes resultados en una muestra tomada en la guía de trabajo: σ_{ci} alta (64,871 MPa); resistencia a compresión simple media (ISRM 78); la roca presenta alta meteorización y fracturación, por lo que la resistencia se encuentra por debajo del rango.

Figura 5.34. Identificación preliminar de zonas de fracturamiento de roca en la guía de acceso. Mina Artesanal La Cartera

En la guía principal, el sostenimiento se realiza de manera natural; sin embargo, se identificaron puntos de fractura de la roca que se localizan en las zonas de fallamiento de la roca granodiorítica, y también de metamorfismo, que de manera general se encuentran representados en la figura 5.34, donde se demarcan los tres puntos de mayor afectación.



Se identificaron puntos de diaclasamiento de roca, de los que es necesario realizar un estudio estructural para determinar los controles y el sostenimiento sobre la cruzada de ingreso y guía de trabajo en los primeros 20 m de acceso.

Fotografía 5.12. Mina artesanal La Cartera. Diaclasamientos identificados en la cruzada y guía de acceso



Estos son los diaclasamientos identificados:

- Diaclasamiento N 35°E 45° sureste, sobre la guía principal
- Diaclasamiento sur-este, buzamiento 45° sur

En las minas en general, como en el caso de la mina La Cartera, diariamente es necesario realizar revisiones del sostenimiento y de los sitios que presenten fracturación, así como de las labores en general, para establecer las medidas preventivas y correctivas que se deben implementar en los planes de sostenimiento, que se basan en el comportamiento estructural y la geomecánica de las rocas.

Para el minero es importante tener en cuenta los siguientes aspectos referentes al sostenimiento:

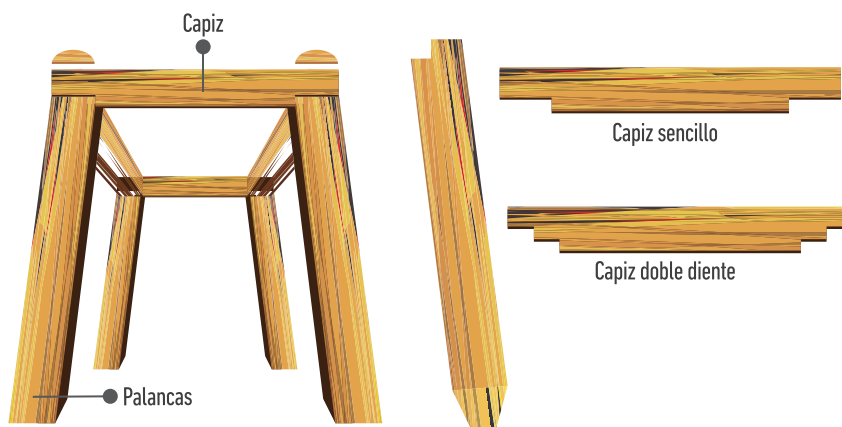
- El sostenimiento de las obras subterráneas es necesario para controlar la estabilidad de las excavaciones y para aumentar la seguridad del personal que trabaja o circula por ellas.
- El buen sostenimiento es básico para garantizar el tránsito de personal y equipos, y para el desarrollo, preparación y operación de la explotación.
- Un buen sostenimiento permite el desarrollo y operación segura de la explotación.
- Cuando el sostenimiento es natural se deben realizar inspecciones diarias del comportamiento de la roca para identificar zonas de debilidad o fractura, en cuyo caso es necesario instalar reforzamiento con sostenimiento artificial.
- Contar con un buen sostenimiento minero es básico para la seguridad del personal y de la operación minera.
- Según las condiciones del terreno y la fracturación de la roca, se determina qué tipo de sostenimiento se utilizará para garantizar que se conserven las labores mineras. Por ello es necesario realizar estudios geotécnicos y de geología estructural para determinar las características físicas y de resistencia a la compresión, flexión y tensión de la roca.
- Dependiendo de las condiciones geotécnicas del terreno, se pueden emplear diversos medios de refuerzo de roca, como sostenimiento natural o artificial con puertas de madera, arcos de acero o pernos de anclaje.
- Las puertas de madera sirven para soportar las presiones del techo y paredes de la mina.
- Un taco de madera rolliza sirve para soportar presiones en los techos de las minas.
- Después de las voladuras queda material suelto en el techo o paredes, cuya remoción se realiza con posterioridad o se acumula, lo que aumenta la posibilidad de desplomes, accidentes y obstrucción de los frentes de explotación. Por eso es necesario realizar diariamente el proceso de “desabombar” el techo de material suelto.

A continuación se enumeran las características técnicas del sostenimiento:

- Ser resistente a las cargas y presiones.
- Ser estable. La fortificación debe conservar la forma que se le proyecta, aun bajo la acción de las cargas.
- Ser duradera: su vida útil debe ser acorde con las labores de la explotación.
- Ocupar el menor espacio posible, para permitir que se conserve la sección mínima de 3 m².
- Las galerías serán construidas con áreas que permitan la libre circulación de personal, máquinas y herramientas. En condiciones normales, las excavaciones mineras tendrán 3 m² y una altura libre de 1,80 m (Decreto 1886 de 2015, Reglamento de seguridad en labores mineras subterráneas) (véase la figura 5.35, “Sostenimiento de puerta alemana”).
- Se recomienda mantener limpios los frentes de avance y asegurados los frentes de las labores subterráneas.
- Supervisar y mantener en buenas condiciones las puertas de madera del sostenimiento de la mina.
- Generalmente el sostenimiento en las minas se realiza con puertas alemanas, conformadas por tres maderos resistentes que conforman un trapecio. Las partes de la puerta son capiz y palancas. El capiz se instala en la parte superior de la puerta, soportada por dos palancas. El capiz puede ser sencillo o de doble diente o patilla. También se utilizan tiples y cuñas para ajustar las puertas y forros de paredes.

Los tiples son troncos que se instalan perpendicularmente entre las puertas para evitar que se inclinen. El ajuste del capiz en las palancas se logra con cortes en boca de pescado.

Figura 5.35. Sostenimiento de puerta alemana. Sección mínima 3 m². Altura mínima 1.80 m



Las cuñas son troncos pequeños que se utilizan para ajustar las puertas con la roca. El forro es la madera utilizada entre la puerta y la roca para evitar caída de roca.

5.3.1.3. VENTILACIÓN

Durante el desarrollo de las operaciones de arranque, voladuras, carga y transporte, la ventilación de la mina es necesaria para garantizar una buena atmósfera minera para el personal.

Es importante recordar que en toda labor minera es necesario contar con una entrada y una salida independientes para lograr el circuito de

ventilación y como vía alterna de evacuación de personal. Las labores de entrada y salida independientes preferentemente estarán ubicadas a una distancia de 50 metros una de otra.

La mayor parte de las minas subterráneas visitadas contaba con ventiladores soplantes tipo Búfalo, cuya operación debe monitorearse, debido a que las mangas o conductos del aire generalmente no son los adecuados (p. ej., tela de costal o tubos de PVC). Si las mangueras están deterioradas, habrá pérdidas de caudal de aire, que puede resultar insuficiente para garantizar la buena atmósfera en el interior de la mina. Por ello es importante contar con un termoanemómetro para medir la temperatura dentro de la mina y el caudal de aire que se encuentra circulando, para identificar si hay que implementar acciones correctivas.

Es importante considerar el caudal de aire mínimo por trabajadores. El volumen mínimo de aire que circule en las labores subterráneas debe calcularse teniendo en cuenta el turno en que hay más personal, la elevación de las labores sobre el nivel del mar, gases o vapores nocivos y gases explosivos. Estos son los volúmenes mínimos de caudal:

- En excavaciones mineras de hasta 1.500 metros sobre el nivel del mar, 3 m³/min por cada trabajador.
- En excavaciones mineras situadas por encima de los 1.500 metros sobre el nivel del mar, 6 m³/min por cada trabajador.

Figura 5.36. Altura en m. s. n. m de las minas visitadas

LABOR SUBTERRÁNEA	ALTURA (msnm)
La Bernal	1968
El Apique	1875
El Porvenir	1914
Guruopero Bajo	1927
la Cartera	2008
La Clarita	2078
La Palma	2368

Las labores mineras del distrito minero de Frontino se encuentran sobre los 1.500 m.s.n.m., por lo que los requerimientos de aire para las labores por cada trabajador son de 6 m³/min.

Se debe monitorear la medición de gases que se puedan presentar en las minas, para lo cual se debe contar con un multidetector de seis gases y con un tablero de registro de las mediciones diarias, donde se anotarán fecha y hora, frente de trabajo y las concentraciones de los gases medidos.

Es necesario llevar, en un libro, un registro de las mediciones realizadas. En caso de presentarse altas concentraciones de gases tóxicos, asfixiantes o explosivos, hay que evacuar el personal y ventilar las labores mineras o practicar correctivos a la ventilación hasta que se logre una atmósfera normal.

La temperatura y humedad influyen en la jornada laboral del personal. Estos factores se pueden controlar con la ventilación.

La temperatura efectiva es la combinación de la temperatura del ambiente, la humedad relativa y el movimiento del aire en la mina, que genera la sensación de frío o calor en el personal que se encuentra en el interior de la mina.

La temperatura efectiva en el frente de trabajo se calcula de la siguiente manera:

$te = 0,7 th + 0,3 ts - V$, donde:

te = temperatura efectiva

th = temperatura húmeda en grados centígrados

Figura 5.37. Temperatura efectiva “te” (°C) vs tiempo de permanencia (horas)

TEMPERATURA EFECTIVA. TE (°C)	TIEMPO DE PERMANENCIA (HORAS)
28°C	Sin limitaciones
29°C	Seis (6) horas
30°C	Cuatro (4) horas
32°C	Cero (0) horas En aquellas partes de la mina donde se tenga una temperatura (te) superior a 31°C, solamente podrán entrar cuadrillas de salvamento de la mina o minero



Fotografía 5.38. Termómetro anemómetro. Fuente: <https://mlstaticquic-a.akamaihd.net>

El termoanemómetro permite realizar mediciones rápidas y exactas de la velocidad del aire, así como determinar el caudal de aire en pies cúbicos por minuto (CFM) y la temperatura del ambiente, tanto húmeda como seca.

Fotografía 5.39. Multidetector de gases. Fuente: <http://www.equilabser.com>

Un multidetector de gases es un equipo que detecta la presencia de los gases contaminantes en la atmósfera minera cuando superan los valores límites permisibles para la exposición y seguridad del personal y de las labores. Si hay alta emanación de gases, el equipo emite una señal óptica y acústica de alarma para que se tomen las medidas correctivas correspondientes.



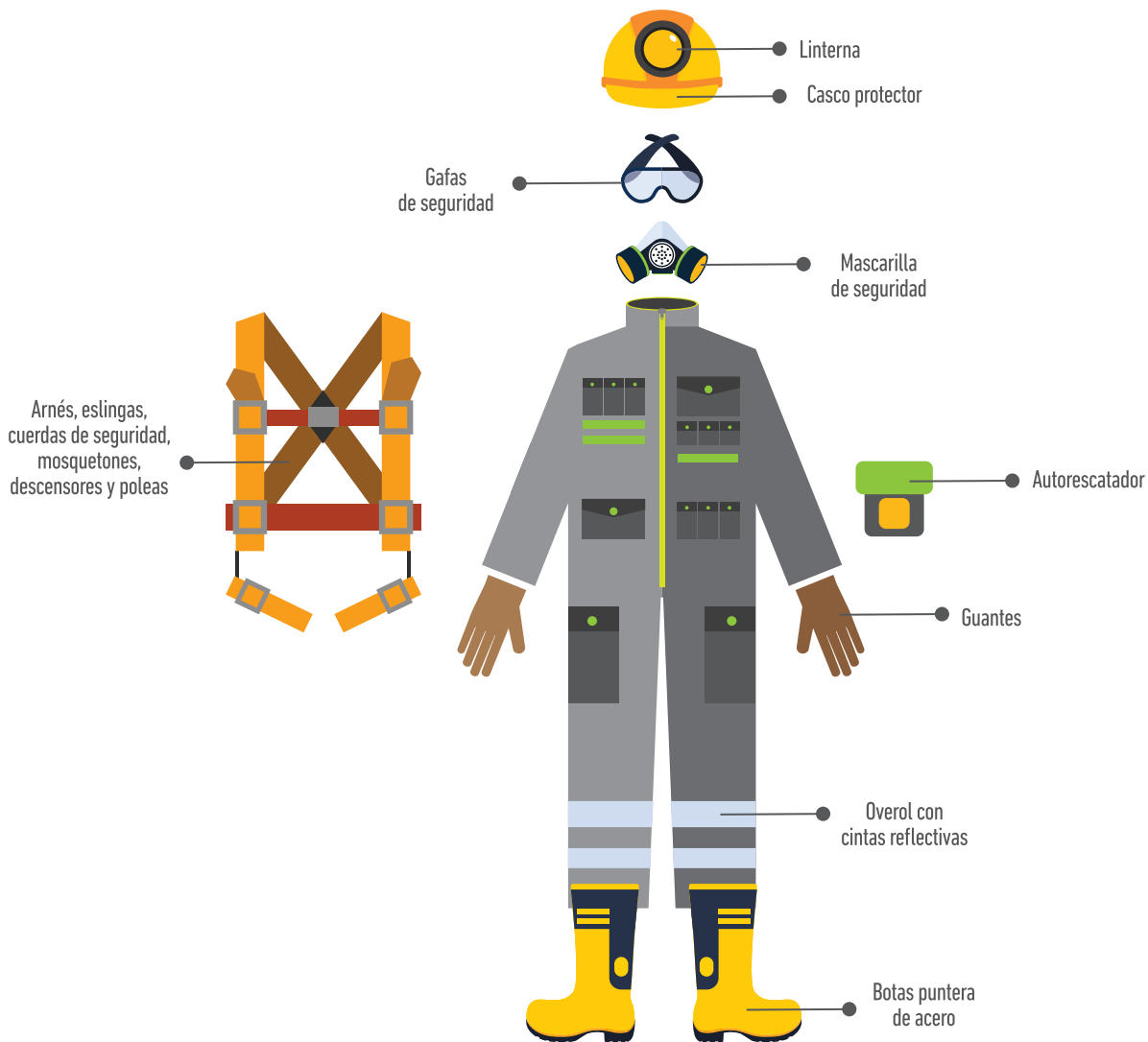
ts = temperatura seca en grados centígrados
V = velocidad de la corriente de aire m/s

Los tiempos de permanencia del personal en los frentes de trabajo, según la temperatura efectiva, se muestran en la figura 5.37: Temperatura efectiva te (°C) vs Tiempo de permanencia (horas).

5.3.4. ASPECTOS MINERO-AMBIENTALES

En las explotaciones mineras artesanales visitadas en el municipio de Frontino se observó que el material estéril extraído de la mina generalmente es depositado en los alrededores de la explotación. Debe disponerse de manera adecuada de esos materiales, en un sitio destinado a albergarlos. Debe disponerse de ellos organizadamente, en niveles, y posteriormente revegetalizar las áreas intervenidas. También es posible utilizarlos como relleno en el interior de las explotaciones, o pueden servir como sostenimiento en las labores ya abandonadas.

Figura 5.40. Elementos de protección personal



Fuente: modificado de freepik.com

5.4. CONCLUSIONES EN LOS ASPECTOS MINEROS

- Las mineralizaciones identificadas en el estudio presentaron, en general, características de venas angostas (< 3 m) y respaldos competentes, por lo que se puede pensar en métodos de explotación como corte con relleno, cámaras con pilares y subniveles. Las metodologías deberán evaluarse según las condiciones particulares de cada mina y se seleccionará finalmente la que ofrezca mejores garantías para la explotación. El método empleado por los mineros artesanales de la zona se caracteriza por desarrollarse con tambores sobre y bajo el nivel de la guía de trabajo, donde se encuentra la mineralización. Este método puede aplicarse organizando de manera adecuada los accesos y escalones para el desplazamiento del personal por el interior de los tambores. También se debe ampliar la sección de trabajo para mejorar las condiciones de desempeño de los mineros en lo referente a la ergonomía. Otro aspecto que debe tenerse en cuenta es que el sostenimiento de las labores, a pesar de contarse con rocas resistentes, debe tener puntos de reducción de las presiones de techo y de piso, por lo que es necesario dejar machones de seguridad intermedios entre los tambores de trabajo, tanto en los laterales como en los extremos de los tambores. Teniendo en cuenta que los tambores que se realizan en la región tienen entre 1 y 1,20 m de ancho por 10 de largo y 10 m de profundidad, se aconseja dejar machones de mínimo 2 m, y también instalar palancas para reducir las presiones en algunos puntos de los trabajos de explotación.
- En el distrito minero de Frontino se desarrollan pequeñas explotaciones basadas en la extracción de mineral en tambores ascendentes y descendentes de la guía de trabajo. En vista de que las vetas se caracterizan por ser angostas y con buzamientos fuertes, se puede considerar tecnificar la explotación con el método de ensanche de tambores y tambores paralelos. Los tambores se construyen con la dirección del buzamiento, lo cual facilita el descargue de material. Se deben dejar machones de seguridad para el sostenimiento de las paredes, y el ensanche debe considerarse según el ancho de la veta, pero también teniendo en cuenta las condiciones ergonómicas en beneficio de los trabajadores; por lo tanto, se debe pensar en 1,5 m de ensanche.
- Cuando los respaldos son débiles, se parte de los tambores descendentemente y en frentes cortos. También se debe considerar el sostenimiento con cuadros, canastas y palancas. En los tambores ascendentes que se construyen en rocas resistentes también es importante dejar machones de seguridad e instalar entibación de refuerzo.
- En las minas de El Porvenir y La Cartera se identificaron rocas con resistencia a la compresión simple media y alta, con buzamientos inclinados y casi verticales, por lo que en mediana minería podría pensarse en métodos como cámaras y pilares, corte y relleno, y en pequeña minería en métodos como ensanche de tambores y tambores paralelos.

Cuando los respaldos son débiles, se parte de los tambores descendentemente y en frentes cortos. También se debe considerar el sostenimiento con cuadros, canastas y palancas. En los tambores ascendentes que se construyen en rocas resistentes también es importante dejar machones de seguridad e instalar entibación de refuerzo.



6.

ASPECTOS METALÚRGICOS

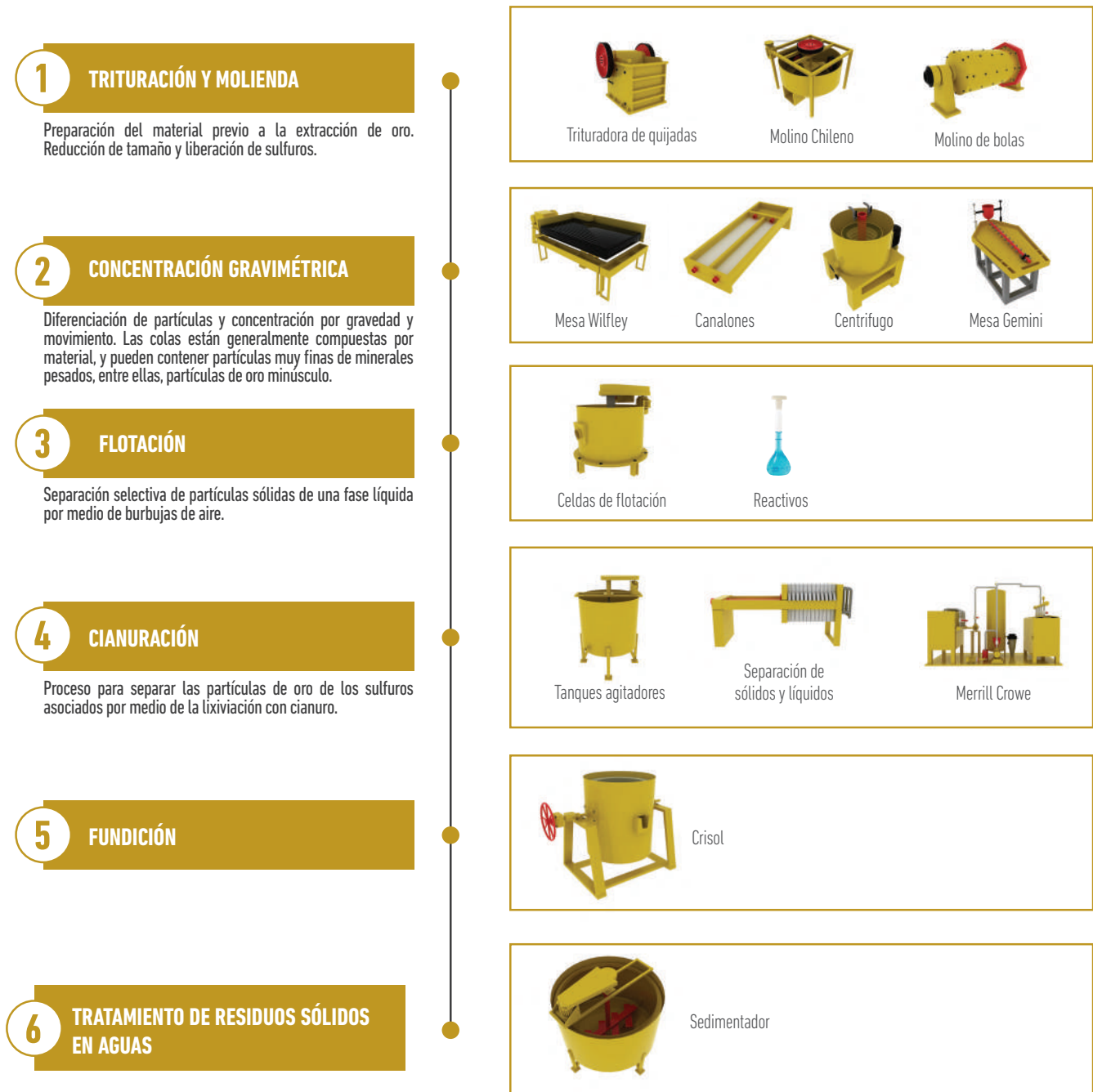
En este capítulo se muestran los diferentes aspectos metalúrgicos que se deben tener en cuenta, partiendo del conocimiento de las fases que comprende el proceso de beneficio y los principales equipos que realizan las operaciones unitarias.

El molino de arrastré es contruido artesanalmente con rocas y su acción consiste en una piedra que es arrastrada sobre un lecho circular para triturar el material, este tipo de molino es tradicionalmente utilizado en la zona minera de Frontino (Antioquia). Fotografía tomada por Viviana Pérez, Servicio Geológico Colombiano

6.1. FUNDAMENTOS TÉCNICOS DEL PROCESO DE BENEFICIO METALÚRGICO

6.1.1. BENEFICIO DE MINERALES EN PLANTA

Figura 6.1. Etapas de beneficio metalúrgico en planta



Fuente: Carvajal Herrera (2008); Ministerio de Minas y Energía (2015)

6.1.2. PROCESO DE CONMINUCIÓN (TRITURACIÓN Y MOLIENDA)

La conminución o reducción de tamaño de un mineral representa la primera etapa del beneficio, después de la extracción del mineral de la mina. La conminución es una etapa importante en el beneficio de minerales y contribuye a disminuir en un gran porcentaje los costos operativos y de capital de cualquier planta de procesamiento mineral. Dicho porcentaje oscila entre 30% y 50% del consumo total de energía de una planta, y puede llegar a un 70%, en el caso de minerales muy competentes (Napier, Morrel, Morrison y Kojovic, 1996). Entre los objetivos de la conminución se cuentan estos:

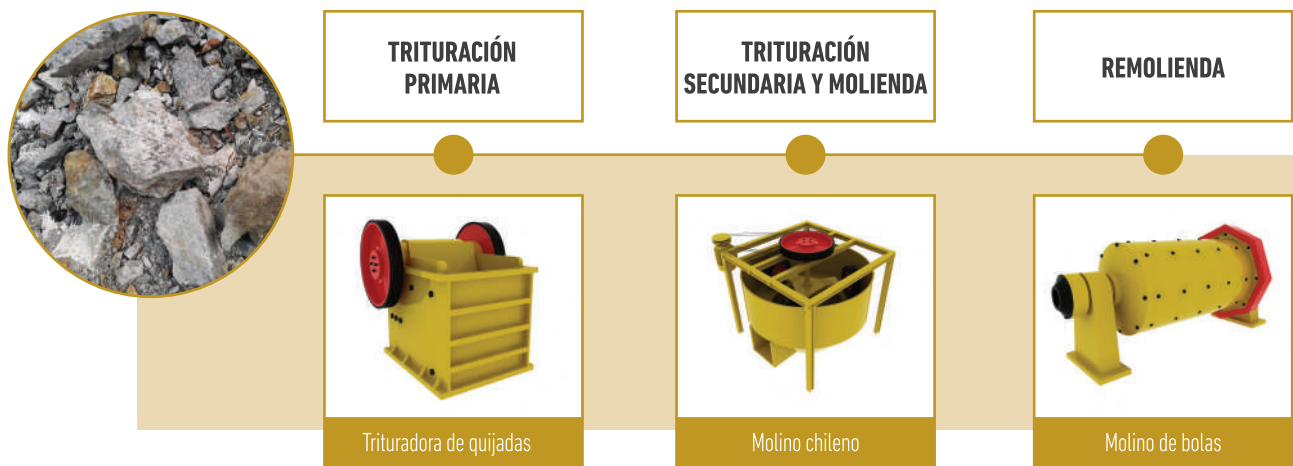
- Producir partículas de tamaño y forma adecuados para su utilización directa
- Liberar los minerales valiosos de los minerales de ganga, de modo que los primeros puedan ser concentrados
- Aumentar el área superficial disponible para reacción química

La reducción de tamaño del mineral extraído de la mina hasta lograr su adaptación a las operaciones de molienda y concentración es realizada en seco y por etapas, sobre todo debido al gran volumen de dichos fragmentos. La reducción en una sola etapa se traduce en mayores gastos energéticos y costos de operación, debido al mayor desgaste de los equipos.

Se puede definir la trituración como el conjunto de operaciones cuyo objeto es reducir grandes fragmentos de mineral a fragmentos menores, para facilitar las operaciones subsiguientes de transporte, molienda, concentración, etc.

El fin principal es entregar a la molienda un producto con tamaños de partículas entre 5 y 20 mm (Wills y Finch, 2016). El proceso de trituración generalmente se divide en trituración primaria (gruesa) y trituración secundaria (media y fina).

Figura 6.2. Diagrama de proceso de conminución (trituración y molienda)



6.1.2.1. TRITURACIÓN PRIMARIA (GRUESA)

Para la trituración gruesa se emplean las trituradoras de quijadas y giratorias (cónicas). Los tamaños de alimentación pueden variar, según el tamaño de la planta de beneficio. Así, en plantas que procesan más de 1.000 t/h pueden entregarse fragmentos con dimensiones de hasta 1.500 mm. La fragmentación de los minerales en la trituración primaria se da por la aplicación, fundamentalmente, de las fuerzas de compresión, clivaje y abrasión, aplicadas hasta obtener fragmentos cuya dimensión puede variar entre 300 y 100 mm, que son enviados a las siguientes etapas de trituración.

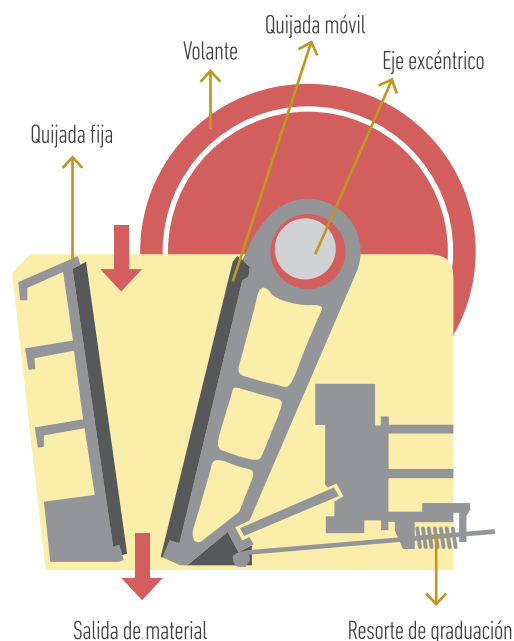
Trituradora de quijadas

En la trituradora de quijadas, el mineral se fragmenta mediante compresión, en combinación con el clivaje, entre las superficies de las quijadas fija y móvil. La quijada móvil se aproxima (durante la marcha de trabajo) o se aleja (durante la marcha en vacío) de la quijada fija, al rotar el árbol excéntrico. Durante la marcha de trabajo

se efectúa la trituración, y durante la marcha en vacío, la descarga por debajo del material triturado por la acción de la gravedad (Metso, 2009).

Existen tres tipos de trituradoras de quijadas, que se clasifican de acuerdo al movimiento de la quijada móvil. En la trituradora de tipo Blake, la quijada móvil es pivotada en la parte superior y puede variar la abertura de salida; la trituradora tipo Dodge es pivotada en la parte inferior y puede variar la abertura de entrada; la trituradora de tipo universal es pivotada en el medio de la quijada móvil y pueden variar tanto las aberturas de entrada como de salida (Wills y Finch, 2016).

Figura 6.3. Diagrama de operación de una trituradora de quijadas



VARIABLES DE ENTRADA
· Ángulo de pelliczo
· Diámetro mineral inicial
· Diámetro mineral final
· Índice de Bond (kWh/t)
· Coeficiente de variación de peso
· Densidad mineral
· Eficiencia
· Múltiplo de variación de longitud de boca.

VARIABLES DE OPERACIÓN
· Ancho de abertura de la boca
· Longitud de la boca
· Altura de la pared delantera
· Capacidad (t/h)
· Velocidad (rpm)
· Velocidad crítica (rpm)
· Velocidad óptima (rpm)
· Potencia requerida (HP)

Fotografía 6.1. Modelo de trituradora de quijadas



6.1.2.2. TRITURACIÓN SECUNDARIA (FINA)

Después de la trituración gruesa, el material se somete a una trituración en las máquinas de trituración media y fina, en las cuales el proceso se realiza con el tamaño de salida de la trituración primaria hasta tamaños menores de 10 mm. En la trituración media y fina se utilizan principalmente trituradoras cónicas y de impacto.

Trituradora de impacto

La trituradora de impacto (martillos) es una máquina que aprovecha la energía de un impacto o golpe para fragmentar el mineral. En general, estas máquinas proporcionan tasas mayores de reducción, si se comparan con las que proveen las trituradoras de mandíbulas, así como un buen factor de forma. Sin embargo, en materiales arcillosos su rendimiento disminuye.

La entrada de la alimentación de la trituradora se sitúa en la parte superior, en un lateral con 45° respecto a la vertical; la salida del producto se encuentra en la parte inferior, y tiene una malla que clasifica el mineral que se encuentra en el tamaño adecuado. Las placas de choque, de acero al manganeso, se desgastan de forma desigual, por lo que se diseñan de forma simétrica para invertir las y aprovecharlas mejor. Suelen ser dentadas para facilitar la fractura del mineral.

Fotografía 6.2. Modelo de trituradora de martillos

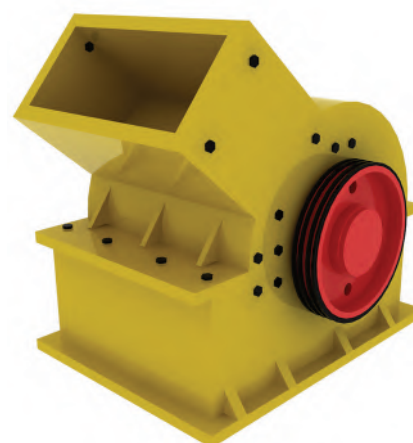
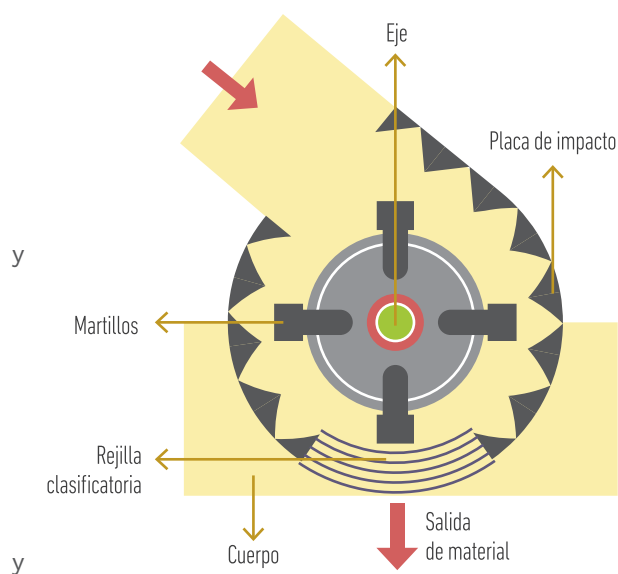


Figura 6.4. Diagrama de funcionamiento de la trituradora de martillos, tamaños, potencia nominal y capacidades aproximadas

MODELO	TAMAÑO DE ALIMENTACIÓN (mm)	TAMAÑO DE DESCARGA (mm)	CAPACIDAD (t/h)	POTENCIA DEL MOTOR (kW)	PESO (kg)
400 x 300	< 100	< 10	5-10	11	800
600 x 400	< 120	< 15	10-25	18.5	1500
800 x 600	< 120	< 15	20-35	55	3100
1000 x 800	< 200	< 13	20-40	115	7900
1000 x 1000	< 200	< 15	30-80	132	8650
1300 x 1200	< 250	< 19	80-200	240	13600

Fuente: Denver, (1954)



Molino chileno

El molino chileno es la versión moderna del antiguo molino de arrastre (Simonin, 1867). Es una herramienta versátil, pues cumple la función de triturador secundario y molienda. Por ser de fácil limpieza, no retiene material dentro, como sucede con el molino de bolas; además, cumple funciones de concentrador de partículas gruesas pesadas, como el oro.

El molino consiste esencialmente en discos pesados de acero que giran alrededor de un eje vertical y sobre un anillo con una superficie cóncava. Debido al peso de los discos, estos muelen el material cargado al mismo tiempo que crean corrientes que transportan el producto molido hacia las mallas de descarga. Este diseño (cóncavo y convexo) pretende mantener el mineral siempre dentro del área de molienda, evitando así la dispersión o derrame. Esta operación contempla bajos costos de operación mantenimiento, debido a la larga vida útil de sus componentes y la simplicidad de su funcionamiento (Velásquez, Veiga y Hall, 2010).

El molino chileno es una máquina versátil que permite triturar, moler y concentrar el oro grueso. Para las asociaciones es muy útil, debido a que cada minero puede trabajar su material sin que exista mezcla con materiales de diferentes minas

Fotografía 6.3. Modelo de un molino chileno

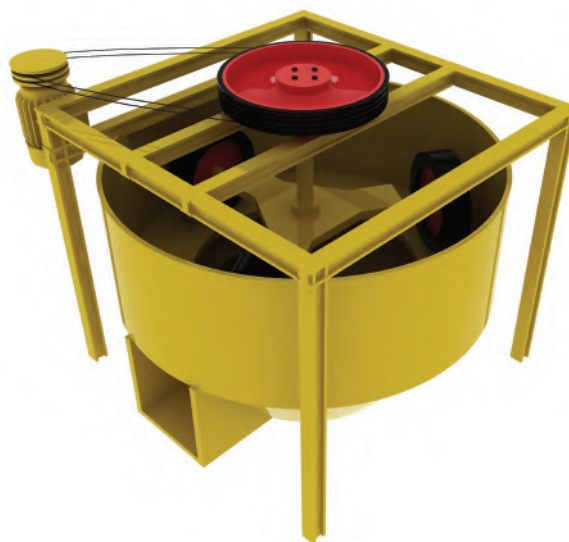
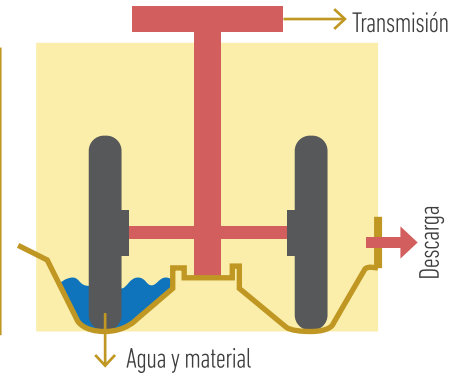


Figura 6.5. Diagrama de funcionamiento de un molino chileno

MODELO	CAPACIDAD (t/h)	DIÁMETRO DEL MOLINO (m)	POTENCIA DEL MOTOR (HP)	PESO APROX. DE DISCOS DE MOLIENDA (kg)
1	12-30	1,5	6	500
2	30-60	1,8	12	1000
3	70-120	2,5	18	1750



6.1.2.3. MOLIENDA

Es la operación final del proceso de conminución y consiste en reducir de tamaño partículas procedentes de la trituración media o fina (con fragmentos menores de 20 mm), hasta un tamaño que se encuentra en el rango de 28 a 200 mallas Tyler en la molienda gruesa, y menores de 325 mallas en la molienda fina. La molienda gruesa se conoce en la práctica como convencional.

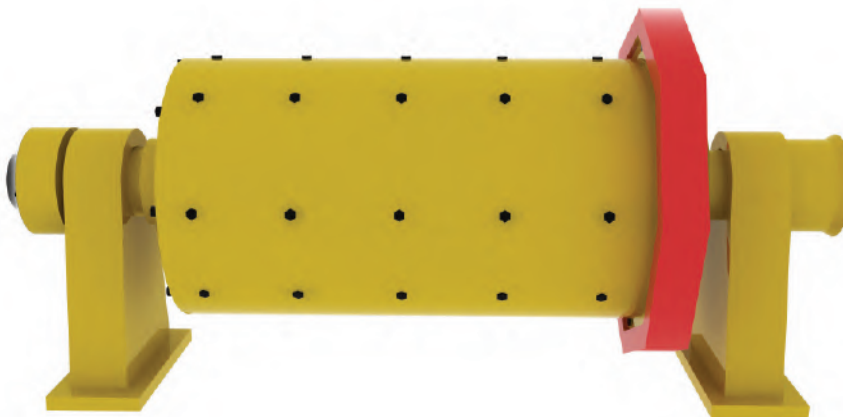
En una planta de beneficio de minerales, la molienda es la operación que representa el mayor consumo energético y de elementos consumibles, como revestimientos y medios molidores por tonelada de mineral procesado. Por ese motivo el diseño de los equipos y la definición de los parámetros de operación de la molienda son fundamentales para optimizar los costos y la recuperación de minerales valiosos.

Objetivos de la operación

Con base en la etapa del proceso de beneficio de un mineral, la molienda puede tener dos objetivos (Austin y Concha, 1994): primero, liberar el mineral valioso del mineral de ganga a un tamaño lo más grueso posible; este es el caso de la concentración gravimétrica, en la cual se debe evitar la sobreproducción de finos (lamas). Segundo, obtener el tamaño de partícula apropiado para el proceso de concentración por flotación o para los procesos hidrometalúrgicos en los que se requiere que el mineral valioso esté expuesto en la superficie de las partículas, para que así puedan actuar sobre él los reactivos utilizados en los procesos antes mencionados.

Se requiere un molino de bolas remecedor para reducir el tamaño de los rechazos de los procesos gravimétricos, con el objetivo de obtener una mejor recuperación en los procesos posteriores, como la flotación y cianuración

Fotografía 6.4. Modelo de un molino de bolas



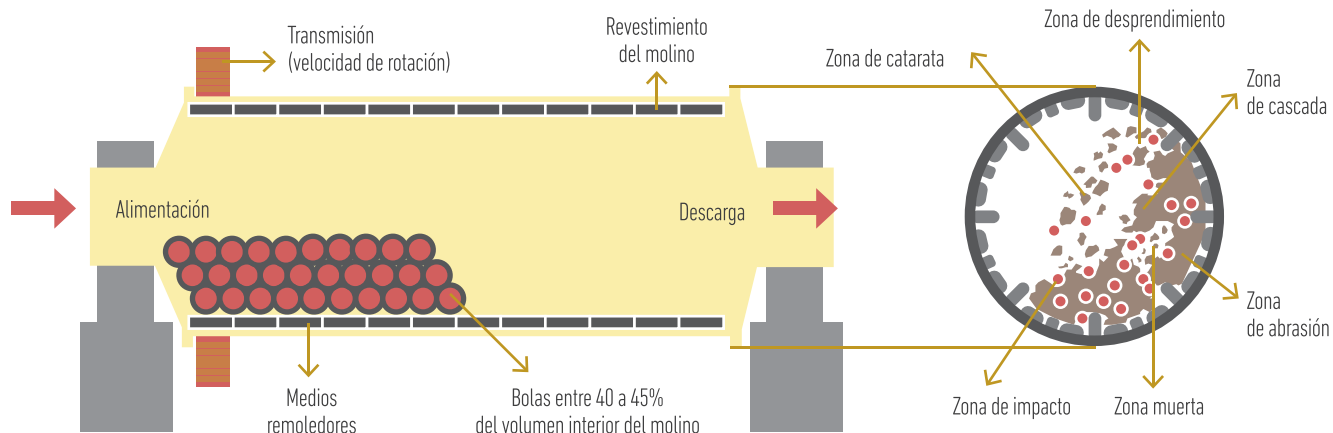
Molino de bolas

Los molinos rotatorios se componen de un tambor cargado con una fracción de entre 25 y 45% de su volumen con medios molidores (bolas de acero, barras y cilindros de acero o guijarros, etc.). Durante la rotación del tambor, los medios molidores son arrastrados conjuntamente por la superficie de las paredes bajo la acción de la fuerza centrífuga y la fuerza de rotación a una altura determinada, y luego se deslizan o caen libremente y muelen el material por impacto y abrasión.

Las bolas (medios molidores) están completamente sueltas, móviles, y son de mayor peso y tamaño que las partículas de mineral que se molerá.

Los medios molidores son arrastrados y levantados por la rotación del tambor, en un ángulo tal que la fuerza de gravedad (el propio peso de las bolas) supera a las fuerzas de cohesión y centrífuga de rotación del tambor. Estas, entonces, caen en movimiento de cascada y catarata fracturando así las partículas por impactos y fricciones continuos y repetidos. Esto se logra cuando el molino gira entre un 50 y un 75% de su velocidad crítica (Wills y Finch, 2016).

Figura 6.6. Diagrama de funcionamiento de un molino de bolas, tamaños estándar de molinos de bolas, potencia nominal, capacidades aproximadas y variables de operación



DIÁMETRO X LONGITUD (m)	ROTACIÓN APROXIMADA (rpm)	VOLUMEN DE CARGA DE BOLAS (t)	CAPACIDAD (t/h)	POTENCIA DEL MOTOR (kW)	PESO DEL MOLINO (t)
0,9 x 1,8	37	1,5	0,65 - 2	18,5	4,6
0,9 x 3	36	2,7	1,1 - 3,5	22	5,6
1,2 x 2,4	36	3	1,5 - 4,8	30	12
1,2 x 3	36	3,5	1,6 - 5	37	12,8
1,2 x 4,5	32	5	1,6 - 5,8	55	13,8
1,5 x 3	30	7,5	2 - 5	75	15,6
1,5 x 4,5	27	11	3 - 6	110	21
1,5 x 5,7	28	12	2,5 - 6	130	24,7
1,83 x 3	25	11	4 - 10	130	28
1,83 x 4,5	25	15	4,5 - 12	155	32
2,1 x 3	24	15	6,5 - 36	155	34
2,1 x 4,5	24	24	8 - 43	245	42

Fuente: 911 Metallurgist (2018)

La velocidad crítica es la velocidad en la cual la fuerza centrífuga, por efecto de giro del molino hace que los cuerpos molidores se mantengan adheridos a la pared del molino y no caigan antes de dar un giro completo

VARIABLES DEL EQUIPO	VARIABLES DEL MINERAL	VARIABLES DE OPERACIÓN
<ul style="list-style-type: none"> · Diámetro x longitud · Fracción de llenado · Porcentaje de la velocidad crítica · Tamaño máximo de cuerpos molidores · Porcentaje de sólidos · Capacidad nominal 	<ul style="list-style-type: none"> · Densidad del mineral · Diámetro máximo de la alimentación · Distribución granulométrica de la alimentación · Índice de Bond molienda 	<ul style="list-style-type: none"> · Flujo de alimentación · Densidad de pulpa · Consumo energético · D80 del producto · Distribución granulométrica del producto

Ecuación de velocidad crítica fuente (Austin y Concha, 1994):

siendo V_c la velocidad crítica del molino en rpm, D_m el diámetro del molino en m y D_b el diámetro mayor de los cuerpos molidores en m.

$$V_c = \frac{42.3}{\sqrt{D_m - D_b}}$$

6.1.3. CLASIFICACIÓN GRANULOMÉTRICA

Clasificación por cribado

El proceso de separación de sólidos a granel en clases según el tamaño, mediante el cernido a través de uno o varios tamices, se denomina *clasificación granulométrica*. La clasificación granulométrica en la criba se efectúa con un movimiento relativo del material y la superficie de trabajo (tamiz). Como resultado, se obtienen dos productos: partículas que pasan a través del tamiz (corriente B, llamada de *bajo tamaño*) y partículas que quedan en la parte superior del tamiz (corriente K, llamada de *rechazo*).

La función de la criba es dividir la corriente de alimentación en fracciones por tamaño, independientes de su composición química o mineralógica. Las operaciones de cribado a seco generalmente están asociadas a los equipos de trituración, siendo estas las responsables del control del tamaño del producto final y del porcentaje de recirculación de los circuitos de trituración (Austin y Concha, 1994).

Variables que afectan la operación

La eficiencia del cribado o la probabilidad de que una partícula determinada de la alimentación vaya al rechazo R o al bajo tamaño B depende de la posibilidad que tenga de pasar a través de la abertura del tamiz.

Las partículas sobre la superficie de trabajo se obstaculizan unas a otras, y por ello puede ocurrir que algunas no lleguen a descender hasta la superficie. La posibilidad de que una partícula pase a través de una abertura, una vez llegue a la superficie, depende de tres factores:

1. De las dimensiones de las partículas y del orificio del tamiz
2. De la forma de alimentación y de la posición de llegada a la superficie
3. De la inclinación de la superficie

6.1.4. CLASIFICACIÓN HIDRÁULICA

La operación de clasificación se caracteriza por el uso de agua adicional a la de la pulpa de alimentación, introducida de manera que la dirección de su flujo se oponga a la dirección de las partículas que se están realimentando.

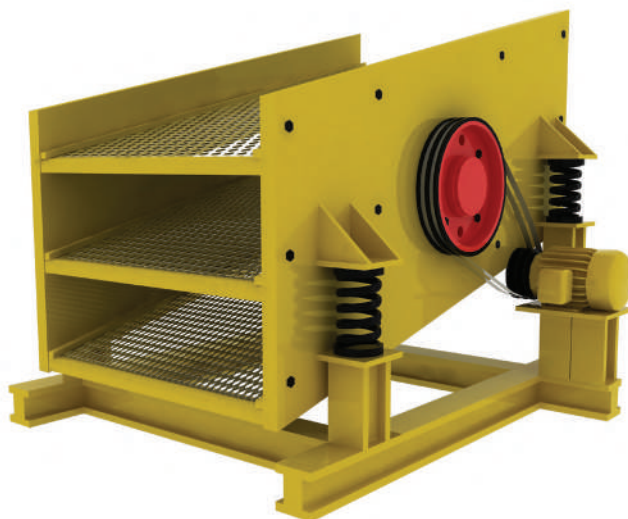
En la minería de oro se suelen emplear genéricamente dos tipos de clasificadores hidráulicos: los de corriente horizontal accionados mecánicamente, y los hidrociclones.

Hidrociclón

El hidrociclón es un equipo que se emplea, entre otras cosas, para clasificar partículas de tamaños entre 300 y 5 micrones (Wills y Finch, 2016).

La palabra *hidrociclón* está compuesta por el prefijo *hidro-*, que se refiere a la operación por vía húmeda (generalmente agua), y *ciclón*, que alude a la formación interna de un vórtice hidráulico (cuando se opera con agua) o neumático (cuando se opera con aire).

Fotografía 6.5. Modelo de un criba



Las cribas son útiles principalmente durante las etapas de trituración. En tamaños inferiores a 1/16", pierden su eficiencia debido al taponamiento

Fotografía 6.6. Modelo de un hidrociclón

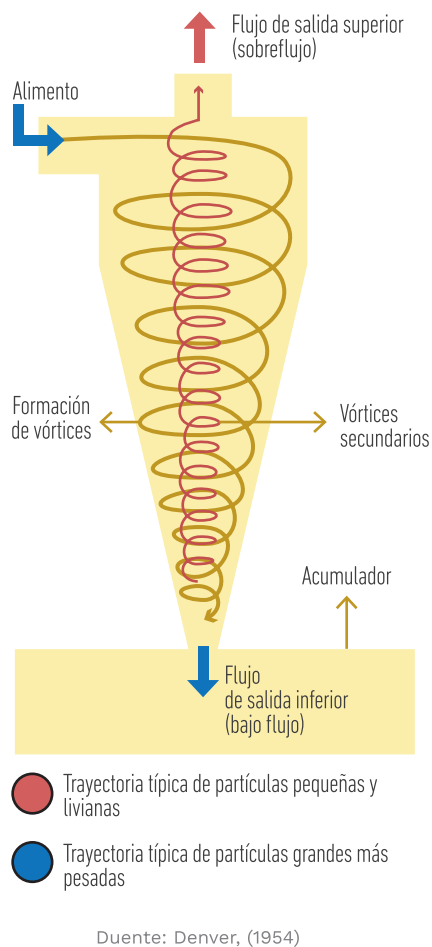


Aunque el hidrociclón es un equipo bastante simple en su forma, su funcionamiento es muy complejo. Partamos del hecho de que la pulpa entra con una alta velocidad tangencial, que crea un vórtice. Las partículas, debido a este movimiento circular, se ven sometidas a dos fuerzas: una es la fuerza centrífuga, que lanza las partículas hacia las paredes del hidrociclón, y que es producto del movimiento curvilíneo; la otra fuerza es la centrípeta, dirigida, como su nombre lo indica, al centro del equipo. Esta fuerza es el resultado de un movimiento radial originado por un semivacío que se produce en el centro del hidrociclón.

La diferencia de presión entre el vórtice y su centro origina una fuerza que trata de llenar el vacío. Ahora, si al vórtice formado por la pulpa se le introduce un tubo en la parte superior (buscador de vórtice), por este comienza a ascender dicha pulpa y a evacuar el hidrociclón. Por lo tanto, queda un equipo con una entrada tangencial y dos salidas: una superior, que se denomina *rebalse*, y otra inferior, que se denomina *descarga*.

Entonces, como el buscador del vórtice está ubicado en el centro del hidrociclón, por él va a evacuarse el material fino que sale por el rebalse, mientras que por la descarga saldrán las partículas más gruesas de la distribución granulométrica que ingresó al equipo y que generalmente son retornadas al equipo de molienda.

Figura 6.7. Diagrama de funcionamiento de un hidrociclón, tamaños de hidrociclones, presiones y capacidades aproximadas



VARIABLES DE OPERACIÓN	VARIABLES DE ENTRADA
<ul style="list-style-type: none"> · Peso de la pulpa · Densidad de la pulpa · Caudal de pulpa · Diámetro cilíndrico · Diámetro rebosadero · Diámetro de alimentación · Diámetro de descarga 	<ul style="list-style-type: none"> · Masa de sólidos en descarga · Diámetro mineral rebosadero · Densidad del sólido · Densidad de fluido · Porcentaje de sólidos · Masa de sólidos por hora · Caída de presión · Porcentaje de rebose (Overflow)

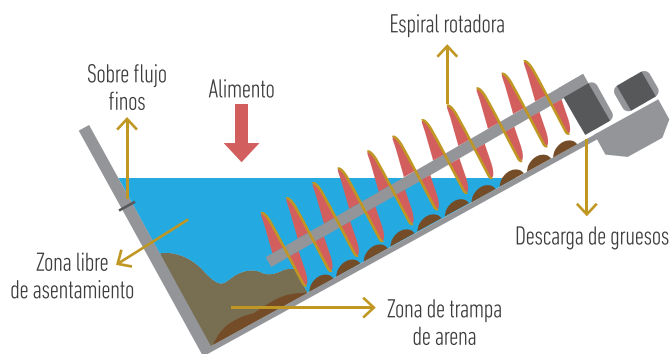
PULGADAS	DIÁMETRO (mm)	ALTURA (mm)	PESO (Kg)	VOLUMEN (m³)	CAUDAL (m³/h)	PRESIÓN MÁX: (Kg/cm²)
2"	8"	792	20	0.063	11-17	8
3"	8"	910	26	0.133	18-34	8
4"	16"	1630	105	1.100	52-82	8
6"	20"	2195	230	1.350	98-160	8

Clasificador de espiral

En este tipo de clasificadores hidráulicos, las partículas de mineral con baja velocidad de sedimentación son arrastradas por el fluido y descargadas por rebalse; las partículas de mineral con velocidad de sedimentación alta se depositan en el fondo del equipo y son transportadas a la parte superior por una espiral (Wills y Finch, 2016).

Generalmente, los clasificadores en espiral son utilizados para cerrar los circuitos de molienda. Estos tienen la capacidad de absorber con relativa facilidad perturbaciones en el circuito, como variación del flujo o de la

Figura 6.8. Diagrama de funcionamiento de un clasificador de espiral



distribución de tamaño de partícula de la alimentación. Las principales variables que influyen en la eficiencia de la clasificación y el tamaño de corte son el nivel de pulpa en la zona de sedimentación, la velocidad de la espiral, el porcentaje de sólidos de la pulpa, el flujo y la distribución de tamaño de partícula de la alimentación.

6.1.5. CONCENTRACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS POR GRAVIMETRÍA

$$\text{TENOR} = \frac{\text{CANTIDAD DE MINERAL ÚTIL}}{\text{CANTIDAD DE MINERALES EXTRAÍDOS}}$$

El objetivo principal de la concentración es enriquecer el mineral valioso eliminando los minerales de ganga y minimizando, en lo posible, las pérdidas de mineral.

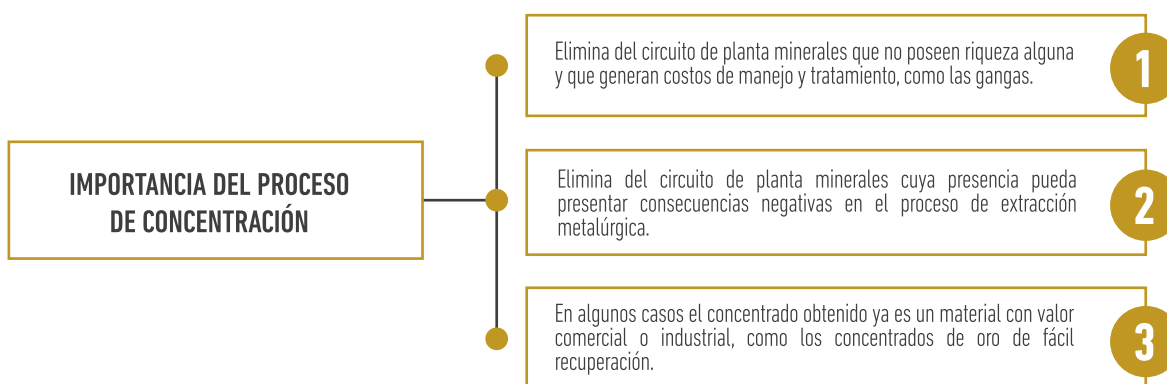
El concepto de *tenor* es importante en el desarrollo de los objetivos que se pretenden alcanzar en la concentración de minerales. Podemos definir el tenor de

un mineral como la relación que existe entre la cantidad másica o volumétrica de mineral de interés o valioso (oro) respecto a la cantidad másica o volumétrica en la mena. Por tanto, el tenor se puede expresar en gramos de mineral útil por tonelada de mineral total (g/t, g/m³).

Ahora, el objetivo de la concentración es elevar el tenor de una especie mineralógica de un metal u otro material en el concentrador, partiendo del tenor de alimentación.

En el caso ideal, el tenor del material útil, en las colas, debe ser nulo o cercano a cero. Como en todos los procesos no hay escenarios perfectos, este debe minimizarse en la medida de lo posible.

Figura 6.9. Importancia del proceso de concentración



Para una separación gravimétrica efectiva debe existir una diferencia entre los valores de la densidad del mineral y la ganga. Calculando el criterio de concentración se tendrá una idea de la viabilidad de la operación

6.1.5.1. CONCENTRACIÓN GRAVITACIONAL O GRAVIMÉTRICA

La concentración gravimétrica puede definirse como la separación de dos o más especies de minerales con diferente peso específico (diferente densidad), causada por el movimiento relativo, bien sea en un medio acuoso o de aire, debido a la respuesta de los sólidos a las fuerzas gravitacionales, centrífugas, de arrastre y empuje (Cetem, 2010).

Para que exista una buena separación debe tenerse en cuenta que no hay que alimentar las máquinas de concentración con distribuciones granulométricas muy amplias, es decir, en las que haya desde partículas muy finas a partículas muy gruesas.

Figura 6.10. Tabla de definición del Criterio de Concentración

VALOR DE CC	SEPARACIÓN	TAMAÑO (mm)
> 2,5	Fácil	Hasta 0,075
1,75 – 2,50	Posible	Hasta 0,150
1,50 – 1,75	Difícil	Hasta 1,7
1,25 – 1,50	Muy difícil	
< 1,25	No posible	

$$CC = \frac{D_h - D_f}{D_l - D_f}$$

D_h : Densidad del mineral pesado
 D_f : Densidad del medio fluido
 D_l : Densidad del mineral liviano
 CC: Criterio de concentración

Canalones

Los canalones son medios concentradores sencillos que constan de canales rectangulares ligeramente inclinados de fondo plano, cubiertos por bayetas (láminas de tejidos que retienen las partículas pesadas), o canales transversales denominados *rifles*.

Por estos canales pasa una corriente con un flujo de pulpa (25%-30% de sólidos) descendente. Las partículas de minerales más gruesas son atrapadas en el fondo de la bayeta o entre los rifles, y las partículas más finas siguen su curso descendente sin ser recolectadas por el canalón. Posteriormente el material retenido es recolectado en tanques para su tratamiento.

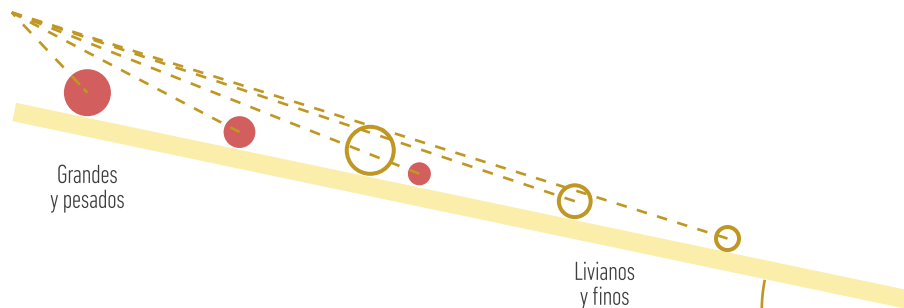
Para este tipo de minería, los canalones son generalmente construidos con concreto, aunque también se encuentran fabricados de madera, aceros convencionales o aceros inoxidable.

Las partículas en el fondo de la película de agua se ven afectadas por los siguientes factores (Cetem, 2010):

- Pendiente del canalón
- Espesor de la película de agua (caudal)
- Los coeficientes de fricción entre las partículas y la superficie
- La gravedad específica de las partículas
- La forma de las partículas
- La rugosidad de la cubierta

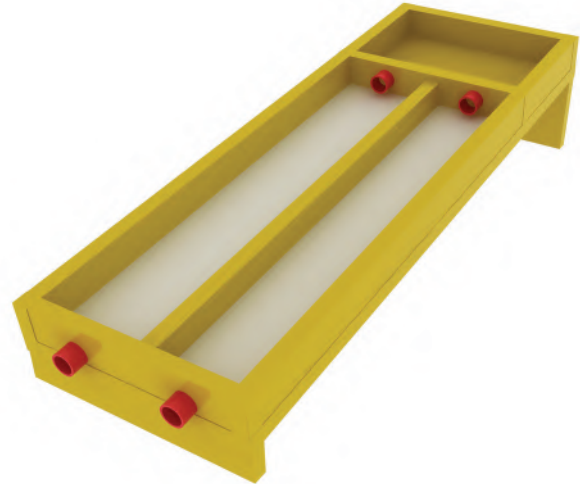
Variables de diseño de los canalones

Figura 6.11. Diagrama de principio funcionamiento de los canalones



Ancho. Es una de las dos variables más importantes. Existen dos problemas en la escogencia del ancho ideal. Para comenzar, es deseable tener un ancho angosto para disponer de películas de fluido profundas y permitir la evacuación de partículas grandes, pero este tamaño genera la pérdida de oro fino. El segundo problema es que un ancho mayor genera películas poco profundas, lo cual mejora la recuperación del oro, pero la capacidad de arrastre es baja.

Fotografía 6.7. Modelo de canalón



Esto indica que es necesario realizar una clasificación previa al proceso y que los anchos más comunes y efectivos son de 40” a 42”.

Longitud. La longitud del canalón depende de la cantidad de finos presentes en la alimentación. La mayoría de partículas gruesas se recupera en los primeros metros, mientras que los finos requieren de mayor longitud.

Inclinación. Las pendientes de los canalones se expresan en porcentajes. Las pendientes más usadas están entre 4 y 5%.

Mesas de concentración (mesa Wilfley)

Este concentrador consiste en una mesa ligeramente inclinada con canales o rifles transversales. Se alimenta con una pulpa cuyo peso está constituido en un 25% por sólidos. La pulpa se introduce en la caja de alimentación y se distribuye por medio del agua de lavado que entra a lo largo de la superficie por el lado de la alimentación. La mesa vibra longitudinalmente por medio del mecanismo, lo que produce un desplazamiento lento hacia la izquierda y un retorno rápido hacia la derecha. Esto hace que las partículas minerales se arrastren lentamente a lo largo de la cubierta paralela en dirección del movimiento más lento.

Las partículas se mueven diagonalmente a través de la cubierta desde el extremo de alimentación. Las más pequeñas y pesadas viajan con mayor velocidad hacia el punto de recolección, en el extremo distante, mientras que las partículas más ligeras y grandes son conducidas al lugar de recolección de colas. Se usan colectores con separadores ajustables para recibir el producto concentrado, medios (mezcla de concentrado y ganga) y colas (ganga liberada).

Fotografía 6.8. Modelo de mesa Wilfley

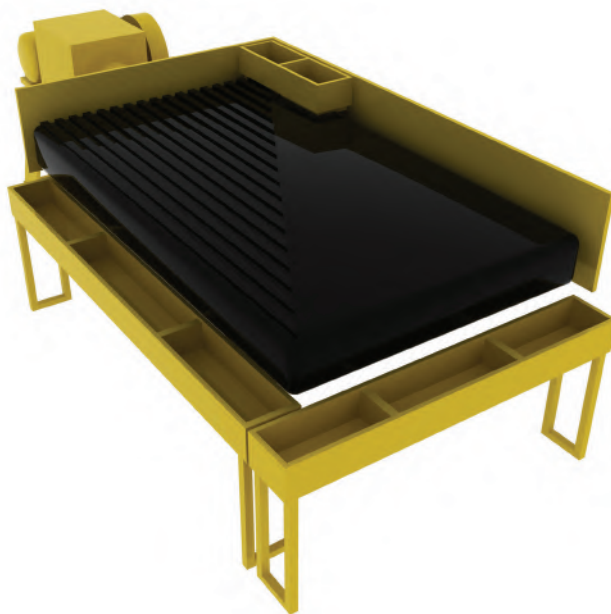
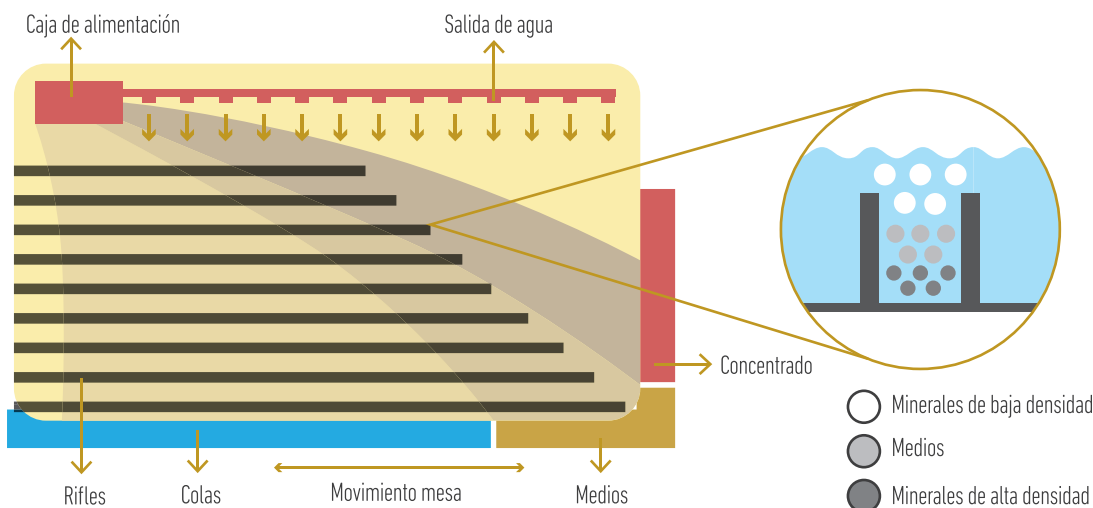


Figura 6.12. Diagrama de funcionamiento de una mesa de concentración gravimétrica



VARIABLES DE DISEÑO

- Geometría de la mesa
- Material de la superficie
- Rifles (forma y distribución)
- Aceleración de sacudidas
- Velocidad del motor

VARIABLES DE OPERACIÓN

- Inclinación en la mesa
- Densidad de la pulpa alimentada
- Caudal de agua de lavado
- Ubicación del punto de alimentación

TAMAÑO EN MICRONES

TAMAÑO EN MICRONES	CAPACIDAD (t/h)
750-250	1.5-3
400-150	1-2
200-75	0.5-1
100-40	0.2-0.5

Concentradores centrífugos (tipo Knelson o Falcon)

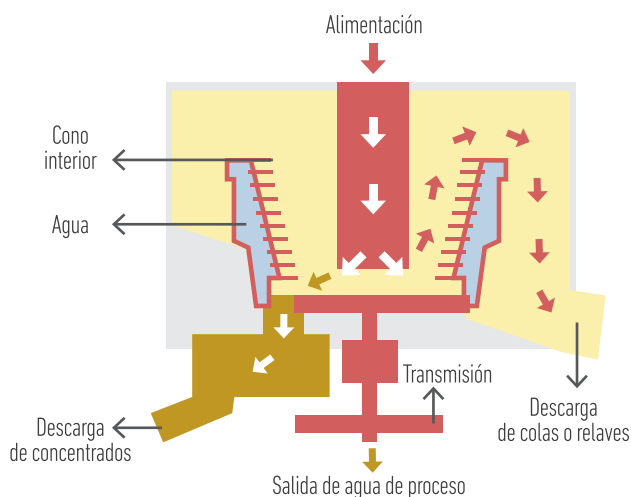
Los concentradores centrífugos son un tipo de concentrador gravimétrico que hace uso de la fuerza centrífuga. Tienen la ventaja de recuperar partículas finas. La capacidad de dichos equipos para cambiar el campo gravitatorio aparente es una alternativa valiosa en la recuperación de minerales finos como el oro (Wills y Finch, 2016).

Los concentradores centrífugos más utilizados en la industria mineral son los de tipo Knelson y tipo Falcon. Estos equipos tienen la ventaja de ser compactos. Su funcionamiento consiste en la formación de un lecho fluidizado de interior activo, útil para capturar minerales pesados (Knelson y Jones, 1994). Una fuerza centrífuga de hasta sesenta veces la de la gravedad actúa sobre las partículas y atrapa las más densas en una serie de anillos (rifles) ubicados en el compartimiento interior del equipo, mientras que las partículas de baja densidad son descargadas al producto de cola. Las capacidades de las unidades van desde la escala de laboratorio (0,03 t/h) hasta la escala industrial (150 t/h) para partículas que varían en tamaño desde 10 μm hasta un máximo de 6 mm. Generalmente se usa para alimentos en los que el componente denso que interesa recuperar es una fracción muy pequeña del material total: menos de 0,05% en peso.

Fotografía 6.9. Modelo de un concentrador centrífugo



Figura 6.13. Diagrama de funcionamiento de un concentrador centrífugo



Estas son las principales variables operacionales de los concentradores centrífugos:

- Tasa de alimentación de sólidos
- Porcentaje de sólidos de la alimentación
- Frecuencia de rotación
- Caudal de agua
- Caudal de aire
- Tiempo de formación del lecho fluidizado
- Tamaño de partícula de la alimentación

6.1.6. CONCENTRACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS POR FLOTACIÓN

La flotación se basa en la capacidad que tiene la superficie de un sólido de ser o no humectada por el agua.

Cuando dicho sólido se deja humectar, se dice que es hidrófilo (adsorbe agua en su superficie), mientras que, si no se deja mojar, es hidrófobo. Al introducir sólidos hidrófobos en agua, sus superficies no formarán enlaces con los grupos polares; por ende, en presencia de una burbuja que asciende, el mismo se adhiere y la acompaña a flotar en la superficie.

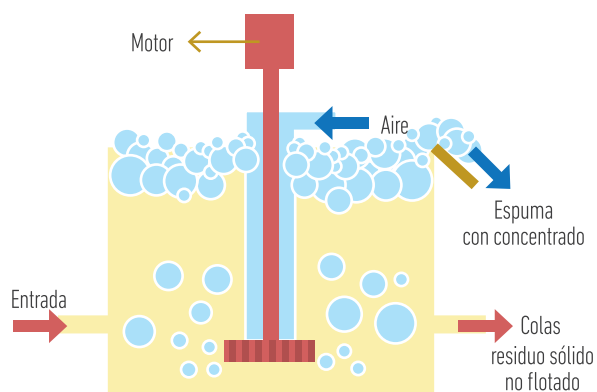
Para retirar este mineral es necesario agregar un reactivo químico (tensoactivo) que disminuye la tensión superficial del agua y permite el paso de las partículas. Este tensoactivo produce una fase de espuma que se puede retirar con una paleta, de forma manual o mecánicamente. Debido a que la gran mayoría de minerales son hidrófilos, es necesario agregar otro reactivo que se adsorba selectivamente sobre la superficie de las partículas de interés. Este reactivo se denomina agente colector y es de enorme importancia en la operación (Bulatovic, 2007).

Fotografía 6.10. Modelo de celda de flotación industrial



Figura 6.14. Diagrama de funcionamiento de una celda de flotación y variables de operación

REACTIVOS DE FLOTACIÓN	DESCRIPCIÓN	VARIABLES DE ENTRADA	VARIABLES DE OPERACIÓN
Agente espumante	Tensoactivo para generar espuma. Generalmente se usa aceite de pino (0.1 libra por tonelada, aprox.)	· Porcentaje de sólidos · Densidad del sólido · Densidad del fluido · Cantidad de sólido por hora · Cantidad de celdas	· Densidad de la pulpa · Caudal de pulpa por hora · Volumen de trabajo en celdas · Volumen de una sola celda · Longitud de lado de la celda
Agente colector	Para el caso del oro, colectores afines al azufre, generalmente xantatos (0.1 libra por tonelada, aprox.)		
Reguladores de pH	Se acostumbra tener un pH de 6 a 7.		



6.1.7. CIANURACIÓN

El proceso de lixiviación de oro con cianuro es el principal método desarrollado para extraer el metal, y es utilizado en prácticamente todas las grandes operaciones mineras del mundo.

Las razones que justifican su gran aceptación son tanto económicas como metalúrgicas. En general, con este método se recupera más metal que con el proceso de amalgamación. Además, es más seguro y simple de operar que procesos con cloro o bromo. La barra de oro final resultante de la operación es prácticamente pura.

El proceso de cianuración se basa en que las soluciones de cianuro de potasio o sodio tienen una disolución preferencial hacia las partículas de oro metálico que hacia otros materiales.

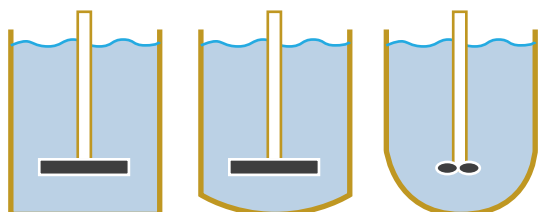
La cianuración es fuertemente afectada por el pH de la solución. Es esencial que la solución de cianuro se mantenga alcalina (altos pH) durante la lixiviación del oro, por las siguientes razones:

- Para prevenir la hidrólisis del ion cianuro
- Para prevenir la descomposición del cianuro por el CO₂ presente en el medio ambiente
- Para neutralizar compuestos ácidos de las menas, tales como sales ferrosas y sulfato de magnesio en las aguas de las plantas, antes de ser agregadas al circuito de cianuración
- Para descomponer el bicarbonato en las aguas de las plantas antes de usarse en la cianuración
- Para ayudar a la sedimentación de partículas, de tal manera que se pueda obtener una solución clara durante la separación de la mena cianurada

La siguiente ecuación engloba la reacción de la cianuración y el compuesto que se analiza.



Figura 6.15. Diagrama de tipos de diseño de tanque e impulsores



VARIABLES DE ENTRADA	VARIABLES DE OPERACIÓN
· Densidad del sólido (kg/m ³) · Densidad del fluido (kg/m ³) · Volumen de la solución (l) · Velocidad del impulsor (rpm). · Tipo de fondo del tanque: plano, plato, esférico · Tipo de impulsor: Hélice paso cuadrado, 3 palas Hélice paso de 2, 3 palas Turbina, 6 palas planas Turbina, 6 palas curvas Turbina, 2 palas planas	· Volumen del tanque (l) · Diámetro del tanque (m) · Longitud del tanque (m) · Altura de solución (m) · Diámetro del agitador (m) · Ancho del agitador (m) · Distancia fondo agitador (m) · Diámetro de los 4 baffles (m) · Potencia del impulsor (HP)

Figura 6.16. Diagrama del proceso de cianuración



Hay otros métodos para separar la solución rica de las arenas al finalizar la cianuración. El espesador es un sedimentador que entrega solución clarificada por rebose y una pulpa sedimentada con una concentración de sólidos por peso que puede ser mayor del 80%. Esta pulpa puede impulsarse a un filtro prensa, filtro de tambor, o llevarse a un tanque percolador para recuperar una solución rica y descomponer compuestos ambientalmente dañinos.

Fotografía 6.11. Modelo de filtro prensa y filtro de tambor

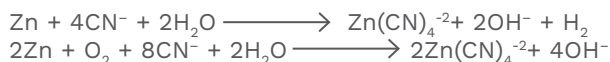


La cianuración industrial de un material aurífero produce una solución cuya concentración de oro está generalmente por encima de 2 miligramos de oro por litro (ppm), dependiendo del material lixiviado y del sistema utilizado.

Durante la precipitación de oro en zinc, la solución aurífera entra en contacto con el zinc y espontáneamente, dado que el zinc es mucho más electropositivo que el oro, ocurre un intercambio por medio del cual el zinc metálico se va solubilizando en la solución, mientras el oro se va precipitando desde ella. Una expresión química que representa el modelo de precipitación de oro en zinc es la siguiente:



El zinc puede corroerse por mecanismos que involucren la reducción del agua y oxígeno:



En la práctica se debe adicionar zinc entre cinco y diez veces más que los requerimientos estequiométricos. Asimismo, la presencia de oxígeno disuelto puede provocar la redisolución del oro ya precipitado, por lo que se debe garantizar una condición de vacío para evitarlo. Esto es posible utilizando el sistema Merrill Crowe:

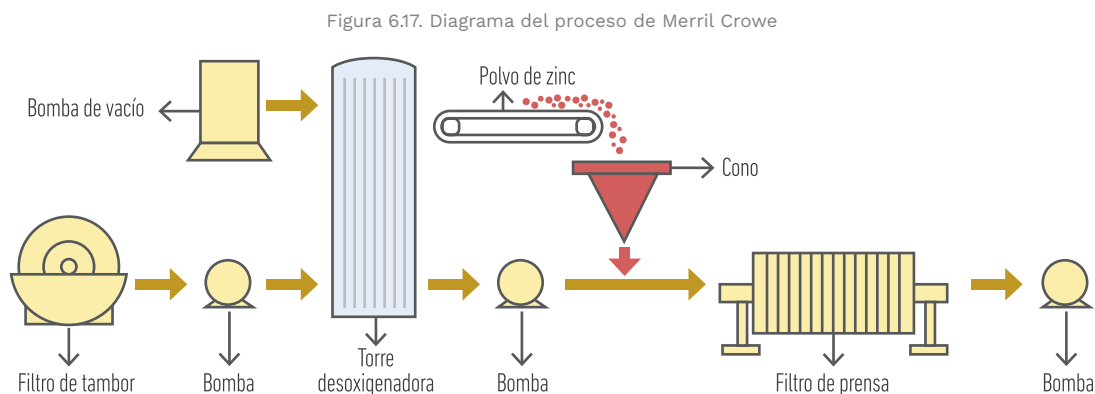


En las condiciones que se aplican típicamente en la industria, se ha encontrado que la transferencia de masa es un paso determinante en el proceso de precipitación. Por ello, es fundamental que el zinc presente una extensa y limpia superficie de reacción (se recomienda zinc en polvo).

La presencia de material particulado fino suspendido en la solución, especialmente arcillas y silicatos coloidales, reduce la eficiencia de la precipitación, posiblemente por cubrir la superficie del zinc, por lo que se debe garantizar un perfecto filtrado de la solución rica.

Es muy conocido el efecto benéfico de los iones de plomo en la precipitación a baja temperatura, debido a sus efectos electroquímicos. Concentraciones de Pb^{2+} de 0,01 g/L ejercen un buen efecto en soluciones de 1 a 10 g/t de oro; hay que tener cuidado de no estar por debajo de este valor. Excesos de 0,06 a 0,1 g/L de plomo divalente perjudican el proceso.

Otros iones metálicos divalentes, como Hg, Th, Bi, Cd y Cu, en concentraciones muy bajas, han mostrado efectos similares a los del plomo.



6.1.8. FUNDICIÓN

El objetivo de esta operación es procesar los cementos (precipitados de cianuración) de metales preciosos para obtener barras (lingotes) comerciales de oro de alta pureza mediante la determinación de una carga de fundentes apropiada, aplicando las normas de seguridad necesarias.

Los principales métodos de tratamiento de los precipitados para alcanzar metales preciosos son los siguientes:

- Fundición directa
- Fundición después de calcinación
- Tratamiento ácido seguido de fundición



Fundición directa

La fundición directa de precipitados de metales preciosos es una técnica rutinaria utilizada a gran escala. Esta operación pirometalúrgica tiene una desventaja: el zinc se volatiliza a alta temperatura (> 1100 °C) y suele arrastrar consigo algo de oro, lo cual produce pérdidas que pueden variar del 1% al 5%.

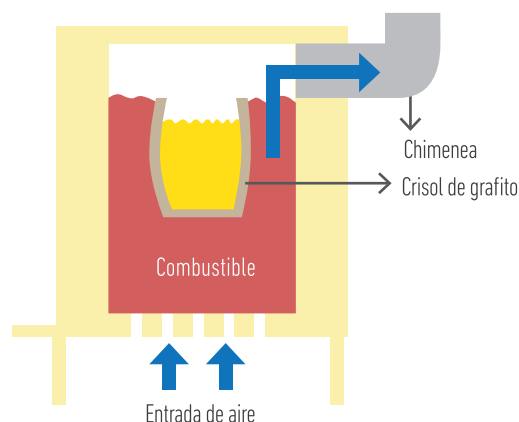
Las cargas de fundición varían dependiendo de las características de los precipitados. Estas se logran partiendo de ensayos de laboratorio preliminares realizados a una muestra del precipitado, y se establecen las cantidades de los reactivos que se van a utilizar. Entre los más comunes se encuentran los siguientes:

- Carbonato de sodio
- Bórax
- Sílice
- Nitrato de potasio

Las respectivas cargas se homogeneizan, se llevan a crisoles de grafito y se recubren con una capa de bórax. Posteriormente, los crisoles cargados se introducen en el horno para efectuar la fundición a una temperatura de 1.100 °C durante un tiempo que oscila entre una y dos horas. La carga se vacía en moldes previamente parafinados para finalmente, luego del enfriamiento, realizar la separación de la barra de oro de la escoria.

Figura 6.18. Diagrama de horno con crisol, riesgos y medidas de seguridad de operación

RIESGOS	MEDIDAS DE SEGURIDAD
Inhalación de polvos de calcinas y fundentes.	Uso de mascarillas para polvo.
Quemaduras con herramientas calientes, moldes y salpicaduras con escoria fundida.	En general se usan delantales y guantes de asbesto, bolas y caretas.
Astillas de escoria sólida y pedazos fluidos de escoria.	Caretas y guantes de asbesto
Quemaduras con ácido	Debe usarse guantes de caucho, ropa a prueba de ácido, caretas y respiradores.



6.1.9. TRATAMIENTO DE RESIDUOS SÓLIDOS EN AGUAS

Para que exista un proceso de beneficio de oro sostenible es importante llevar a cabo el tratamiento de las soluciones resultantes de la cianuración con los métodos presentados en el punto 6.1.7 y una recirculación de las aguas que salen como rechazo en las colas de los procesos de concentración.

Debido a que en las operaciones de concentración es muy poco o nulo el uso de reactivos químicos, es ideal poder separar los residuos líquidos de los sólidos, para llevar el agua recuperada de nuevo al circuito de beneficio y las colas sólidas a disposición en el patio de relaves. Para llevar a cabo dicha separación, el uso de tanques espesadores es el método óptimo y comúnmente empleado.

Tanques espesadores

Los espesadores son usados para ampliar la concentración de sólidos de un fluido con el fin de realizar una separación de sólido y líquido. El principio básico de operación de un espesador es el proceso de sedimentación, en el que las partículas suspendidas en un líquido van cayendo directamente hacia la parte inferior del tanque por efecto de la fuerza de gravedad, con lo cual se clarifica el líquido sobrenadante, que es descargado por rebose en la parte superior del tanque.

Fotografía 6.13. Modelo de tanque espesador

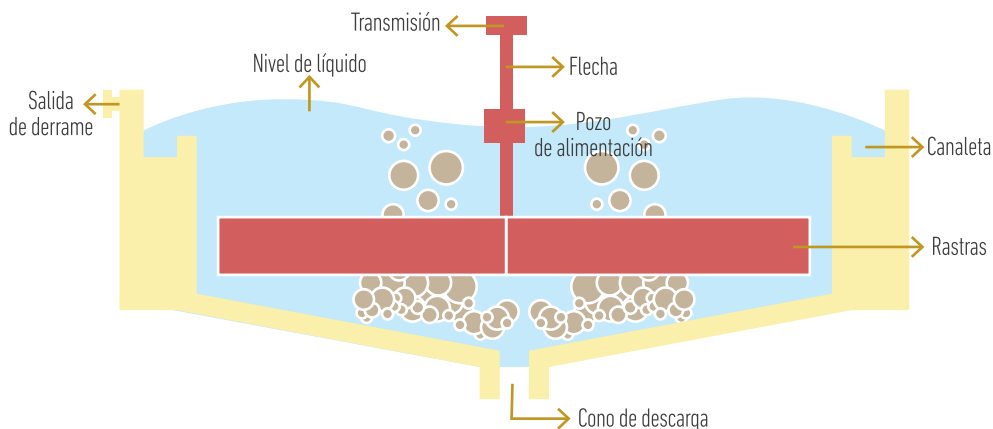


La velocidad de asentamiento es directamente proporcional al tamaño y densidad de las partículas, como también de la densidad y viscosidad del fluido. Cuando las partículas suspendidas son muy pequeñas, se da una suspensión estable. Entonces se utilizan coagulantes o floculantes para romper esta estabilidad de suspensión, a raíz de lo cual las partículas pequeñas se aglomeran y descienden.

Un espesador convencional está compuesto por tanques cilindro-cónicos que constan de un mecanismo que hace girar las hélices que facilitan la descarga del producto por la parte inferior. La alimentación del material (pulpa) llega a un pozo circular en el centro del espesador, que minimiza la agitación. Así se obtiene el líquido claro, que es descargado por rebose en la parte superior de dicho tanque.

El sistema de hélices consiste normalmente en dos brazos radiales unidos a un eje central que, por medio de un motor instalado en la parte superior del eje, mueve lentamente la solución con el fin de promover la colisión y adhesión de las partículas, que son arrastradas hacia el punto de descarga situado en la zona cónica.

Figura 6.19. Diagrama de tanque espesador



6.1.10. ALIMENTACIÓN PRIMARIA

Alimentador Tipo Grizzly

Este es un alimentador vibrante adecuado para usar en el proceso de trituración primaria, como parte de un paso de preclasificación (precibado). Esta maquinaria maximiza el rendimiento y disminuye los costos operacionales,

ya que asegura que la cantidad y el tamaño del material que inicia el proceso de trituración son los adecuados. Además, separa materiales que no son adecuados para el beneficio.

Fotografía 6.14. Modelo de alimentador tipo Grizzly



El alimentador vibratorio Grizzly está conformado por una bandeja en el extremo de la alimentación que recibe y donde se comienza a separar el material. El extremo de descarga está compuesto por una sección de varillas con aberturas que permiten que el material de menor tamaño pase antes de ser descargado en la trituradora. El alimentador está montado sobre resortes y vibra mediante un mecanismo situado debajo de la bandeja de alimentación, donde está protegido del material atascado que no llega a la tolva de alimentación. La fuerza de vibración está inclinada hacia el alimentador, apuntando hacia el extremo de descarga. La acción del vibrador fuerza el

material hacia el extremo de descarga, al tiempo que lo separa, a fin de que las partículas más finas se muevan hacia el fondo de la carga.

A medida que viaja hacia la sección de varillas, el material más fino se asienta en el fondo y pasa a través de las aberturas de las varillas. Debido al desvío de este material, la cantidad de material total que entra a la trituradora es menor, por lo que también disminuye el tamaño requerido de la máquina y su desgaste. El material desviado puede combinarse en el transportador inferior con el material que pasa a través de la trituradora. Este material prezarandeado protege el transportador inferior del impacto causado por el material que sale del chancador. El material prezarandeado se puede separar para obtener un producto, o bien puede ser descartado, si los finos presentes en el material son contaminantes.

6.2. PROCESO DE BENEFICIO DESARROLLADO ACTUALMENTE

6.2.1. SECTOR DE EL CERRO-FRONTINO

6.2.1.1. PLANTA DE BENEFICIO DE LA MINA EL APIQUE

El 7 de agosto de 2019, en horas de la mañana, el equipo del Servicio Geológico Colombiano, sede Cali, realizó una visita técnica a la planta de beneficio de la mina El Apique, en el municipio de Frontino, en la vereda de El Cerro. Según información del empleado y socio de El Apique, la mina se organizó como la empresa Promicoant S.A.S. hace cuatro años.

El mineral de la mina es transportado a la planta de beneficio utilizando tambores de plástico montados en un vagón movido sobre rieles (figura 6.15). La mina tiene un túnel principal de aproximadamente 1.187 m y algunas galerías con 200 m de profundidad. La

Fotografía 6.15. Frente de explotación de la mina El Apique



figura 6.15 también muestra la boca-mina de la mina El Apique.

En la planta de beneficio, el mineral proveniente del frente se clasifica dependiendo del tamaño. La trituradora primaria de mandíbulas se alimenta con mineral de un tamaño mayor de 50 mm, y la trituradora secundaria de martillos con mineral de un tamaño menor de 50 mm. El producto del circuito de trituración es acumulado en la pila de alimentación del molino de bolas primario.

El mineral triturado es alimentado a un molino de bolas primario, y el producto de la molienda es concentrado en una mesa tipo Wilfley de 3 x 1,6 m. Los productos de medios y

colas de mesa que son retenidos en el canalón de descarga son alimentados a un remolador de bolas, y el producto de la remolienda es concentrado en una segunda mesa de 3 x 1,4 m. Los medios de la segunda mesa que quedan retenidos en el canalón de descarga son remolidos en barriles y posteriormente concentrados en canales de madera.

Tanto los concentrados obtenidos en la primera y segunda mesa, como los medios de la segunda mesa, son concentrados en canales, que trabajan sin paño en su superficie. El mineral es concentrado directamente en la superficie de la madera, que tiene algunas rayas y hendiduras. El mineral procesado es posteriormente sedimentado en pozos al lado de la descarga de la planta de beneficio. Las colas y medios de concentración que aún tienen valores son acumulados en una pila de relaves que, según manifiesta uno de los socios de la mina, se pretenden beneficiar por el proceso de cianuración. Las colas del proceso de concentración son acumuladas en el patio de relaves que se encuentra en la parte posterior de la planta de beneficio. El diagrama de flujo del proceso de beneficio en la planta de la mina El Apique se muestra en la figura 6.20.

Figura 6.20. Diagrama de flujo de la planta de beneficio de la mina El Apique

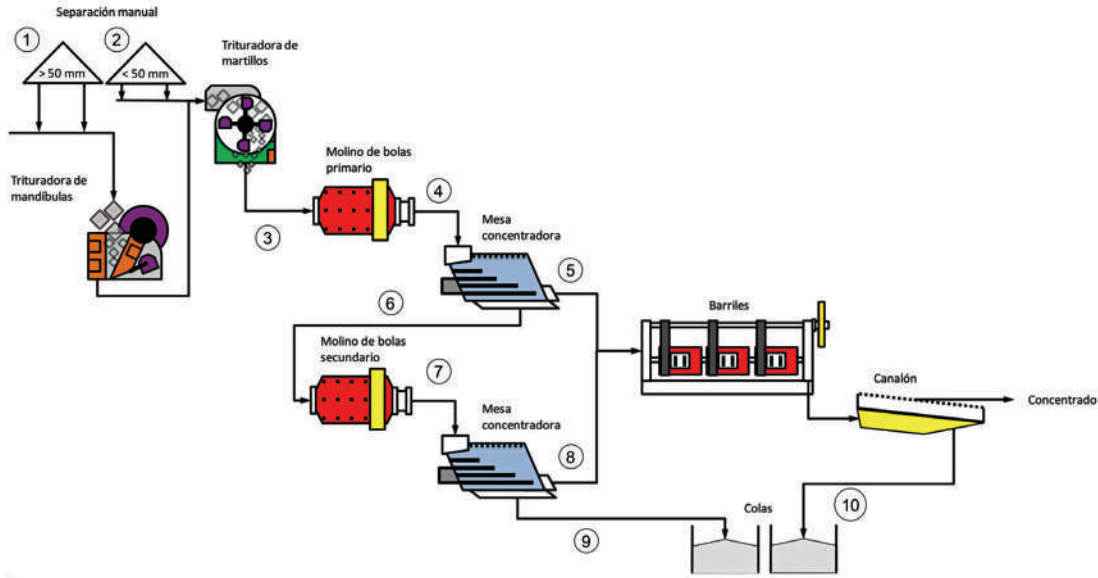


Figura 6.21. Relación de las muestras colectadas en la planta de beneficio de la mina El Apique

PUNTO DE COLECTA	DESCRIPCIÓN
2	Cabeza de trituración secundaria
1	Cabeza de trituración primaria
3	Cabeza de molino
4	Producto de molino
7	Producto de remolienda
8	Concentrado de mesa 2
5	Concentrado de mesa 1
6	Cabeza de remolador
9	Colas de mesa 2
-	Colas de remolienda en barriles primera remolienda
10	Colas de remolienda en barriles segunda remolienda
-	Pulpa de arrastre (tomada adentro)

La figura 6.21 muestra la relación de las muestras colectadas, así como los puntos de colecta en la planta.

La figura 6.22 muestra la relación de equipos que se encuentran en la planta de beneficio, y se especifican algunas características, como potencia de los motores, dimensiones, velocidades de rotación, caudal de pulpa de producto (capacidad) y porcentaje de sólidos del producto.

Fotografía 6.16. Trituradora de martillos y Molino de bolas con mesa primaria, mina El Apique



Figura 6.22. Descripción de los equipos en cada entable de la mina

EQUIPO	# DE EQUIPOS	CARACTERÍSTICAS
Trituradora de martillos	1	Diámetro del rotor: 0,5 m. Potencia nominal: 15 hp Capacidad: 20 t/día
Trituradora de mandíbulas	1	Diámetro del rotor: 0,5 m. Potencia nominal: 5 hp
Molino	1	Diámetro x longitud: 2 x 0,95 m. Potencia nominal: 12 hp
Canalón	3	Ancho x longitud: 0,3 x 2,0 m. Ángulo de inclinación: 5°
Remolador	1	Diámetro x longitud: 1,2 x 0,8 m. Potencia nominal: 12 hp
Barriles	8	Diámetro x longitud: 0,45 x 0,60 m. Potencia nominal: 10 hp
Mesa concentradora 1	1	Dimensiones: 3,0 x 1,6 m. Potencia nominal: 4 hp
Mesa concentradora 2	1	Dimensiones: 3,0 x 1,4 m. Potencia nominal: 2 hp

6.2.2. SECTOR DE LA ANTIGUA

6.2.2.1. PLANTA DE BENEFICIO EL PORVENIR

El 9 de agosto de 2019, en horas de la mañana, el equipo del Servicio Geológico Colombiano, sede Cali, realizó una visita técnica a la planta de beneficio El Porvenir, ubicada en el municipio de Abriaquí, en la vereda La Antigua.

La planta de beneficio El Porvenir tiene un circuito de trituración compuesto por una trituradora de mandíbulas y una pulverizadora de martillos en la molienda por molino de bolas, y como medios de concentración, dos canalones. Para la etapa de remolienda se utilizan cuatro barriles, y para el proceso de cianuración son utilizados dos tanques de cianuración por agitación y un tanque de precipitación con zinc saturado. La planta de beneficio procesa siete toneladas al día de material de mina. El mineral molido pasante en malla 60 es alimentado a los canalones, donde se obtiene un concentrado que es refinado en batea para la recuperación de oro grueso. Las colas de la batea y del canalón 1 retornan a remolienda en cuatro barriles y son concentradas nuevamente en el canalón 2. Esta operación (remolienda) se realiza dos veces. Posteriormente el mineral se remuele hasta un tamaño de partícula < 45 micrómetros y es llevado al proceso de cianuración. La solución rica obtenida en la lixiviación se pasa por un tanque de precipitación con zinc saturado para recuperar el oro.

En la figura 6.23 se expone el diagrama de flujo del proceso de beneficio en El Porvenir.

Figura 6.23. Diagrama de flujo de las plantas de beneficio El Porvenir

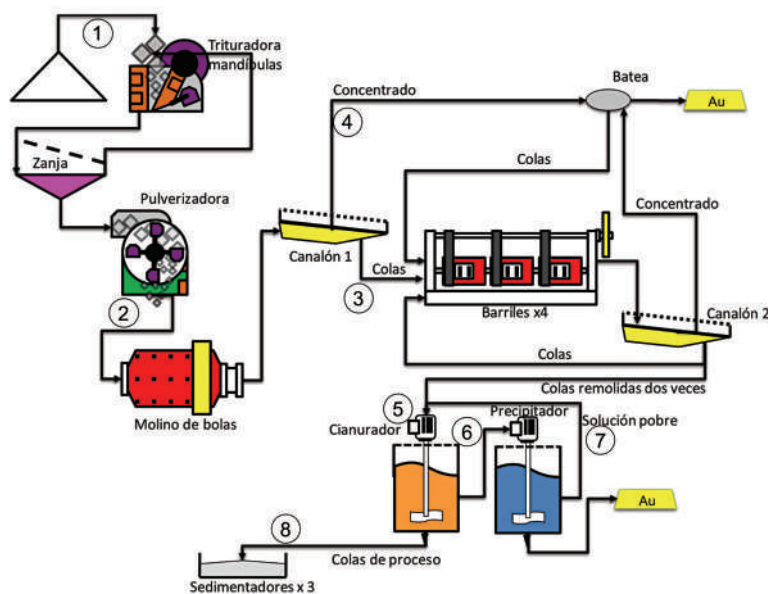


Figura 6.24. Relación de las muestras colectadas planta de beneficio El Porvenir

PUNTO DE COLECTA	DESCRIPCIÓN
1	Cabeza de proceso sin triturar porvenir
2	Cabeza de proceso triturada porvenir
3	Colas de canalón porvenir
4	Concentrado de canalón porvenir
5	Lodos a cianurar porvenir
6	Solución rica porvenir
7	Solución pobre porvenir
8	Colas de cianuración porvenir

La figura 6.24 expone la relación de las muestras colectadas, así como los puntos de colecta en la planta.

La figura 6.25 expone algunas características, dimensiones y capacidades de los equipos que se encuentran en las plantas de beneficio.

Figura 6.25. Descripción de los equipos del sistema artesanal de beneficio El Porvenir

EQUIPO	# DE EQUIPOS	CARACTERÍSTICAS
Trituradora de mandíbulas	1	Apertura: 0,35 m x 0,26 m . Motor: 15 hp
Zaranda	1	Dimensiones 1,2 m (largo) x 0,5 m (ancho) Apertura: 10 mm - motor: 3 hp
Pulverizadora	1	Motor: 15 hp
Molino de bolas	1	Dimensiones: 1,83 m (largo) x 1,5 m (diámetro) Capacidad: 18 t/día. Motor: 50hp Porcentaje de sólidos de la pulpa: 50 -60 %
Remoedor	1	Dimensiones: 1 m (largo) x 1 m (diámetro) Motor: 10 hp. No se encuentra en funcionamiento
Canalón	2	Dimensiones Canalón 1: 2,7 m (largo) x 0,7 m (ancho) Canalón 2: 3 m (largo) x 0,5 m (ancho)
Tolva	1	Dimensiones: 2,5 m (largo) x 1,55 m (ancho) x 2 m (alto)
Barriles	6	Dimensiones 0,8 m (largo) x 0,4 m (diámetro) Motor entable: 20 hp
Cianurador	2	Dimensiones: 2,26 m (largo) x 2,4 m (diámetro) Motor: 15 hp
Precipitador	1	Dimensiones: 1,9 m (largo) x 2 m (diámetro)

Fotografía 6.17. Molino de bolas, Tolva y molino, Precipitador, planta El Porvenir



6.3. TENORES DE ORO EN PLANTAS VISITADAS

Figura 6.26. Tabla con los tenores de oro encontrados en las muestras analizadas

MUESTRA	TENOR ORO (g/t)	TENOR PLATA (g/t)	MUESTRA	TENOR ORO (g/t)	TENOR PLATA (g/t)
Cabeza de proceso Raúl Brand	4,8	12,6	Concentrado de mesa 2	17,7	9,5
Colas proceso Raúl Brand	1,0	5,8	Concentrado de mesa 1	39,6	-
Cabeza de proceso los Restrepo	27,5	26,6	Cabeza de remoedor	1,3	9,9
colas de proceso Los Restrepo	11,0	28,8	Colas de mesa 2	2,6	9,2
Cabeza de proceso triturada El Porvenir	40,1	29,9	Colas de remolienda en barriles/2da remolienda	13,5	16,2
Colas de canalón El Porvenir	11,1	4,3	Cabeza arrastre 1 Hugo Pino	6,4	
Concentrado de canalón El Porvenir	652,7	924,4	Cabeza arrastre 2 Musinga	38,8	
Lodos por cianurar El Porvenir	6,3	-	Alimento de arrastre de arrastre 1	14,6	53,6
Solución rica El Porvenir	4,3		Concentrado de canalón de arrastre 4	24,6	41,6
Solución pobre El Porvenir	1,2		Arenas de arrastre de arrastre 5	13,2	27,1
Colas de cianuración El Porvenir	13,8	52,3	Producto de trituradora	20,3	65,9
Cabeza de proceso triturada La Palma	12,9	-	Producto de segunda molienda	38,0	6,6
Cabeza de proceso La Clarita	47,5	126,2	Concentrado de canalón	18,6	28,9
Colas de proceso La Clarita	16,6	22,4	Colas de barriles	53,0	39,0
Cabeza de molino	4,0	-	Arenas viejas para cianuración/viejas Hg	10,5	20,9

6.4. PRUEBAS METALÚRGICAS DE LABORATORIO

6.4.1. PROPIEDADES FÍSICAS DE LOS MINERALES DE ESTUDIO

6.4.1.1. PESO ESPECÍFICO, ÍNDICE DE HARDGROVE EN ÍNDICE DE TRABAJO DE BOND (WI)

La figura 6.27 muestra los resultados de la determinación de la densidad y del índice de Hardgrove, y su equivalencia a WI de Bond correspondientes a diferentes muestras de cabeza de proceso provenientes de las minas de la zona de Frontino.

Figura 6.27. Peso específico e índices de Hardgrove y Bond correspondientes a diferentes muestras del proceso de la zona de Frontino

MUESTRA	DENSIDAD (g/cm ³)	HARDGROVE	WI BOND (kWh/t)
Cabeza de molino El Apique	3,16	48,0	11,0
Cabeza de proceso triturada Porvenir	3,40	75,0	7,0
Producto de trituradora Media Cuesta	2,91	49,4	10,7

Los resultados muestran que existe una diferencia en los valores de densidad de las muestras de cabeza de proceso de la zona de Frontino. Las muestras de las minas El Porvenir y El Apique presentan una densidad mayor de 3,16 g/cm³, lo que refleja un alto contenido de sulfuros, como puede ser constatado en los análisis de FRX. Entretanto, la muestra de la mina Media Cuesta tiene una densidad de 2,91 g/cm³, lo que refleja un mayor contenido de minerales de ganga.

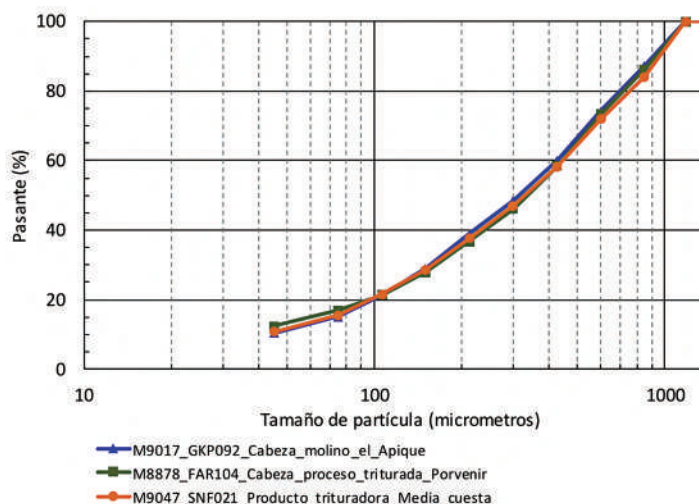
Respecto a los resultados de competencia de los minerales con base en el WI de Bond, es posible afirmar que las muestras presentan una competencia moderada a baja con WI promedio de 9,5 kWh/t, lo que significa un consumo energético medio o bajo en las etapas de molienda primaria y secundaria. Específicamente, la muestra de cabeza de proceso triturada de la mina El Porvenir tiene un alto contenido de minerales metálicos y sulfuros; la muestra con menor competencia tiene un valor de WI de 7,0 kWh/t.

6.4.1.2. DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑO DE PARTÍCULAS DE LAS MUESTRAS PREPARADAS

La figura 6.28 muestra las distribuciones de tamaños de partícula de las muestras de cabeza de proceso de varias de las minas visitadas en la zona de Frontino. Las muestras fueron preparadas hasta alcanzar una granulometría < 1,18 mm en el circuito de trituración del Laboratorio de Metalurgia del SGC, sede Cali, compuesto por una trituradora primaria de mandíbulas y dos trituradoras secundarias de discos.

La figura 6.29 resume las principales variables de la molienda en molino de bolas de laboratorio, de los minerales de cabeza de proceso de las minas El Apique y El Porvenir escogidas para las pruebas metalúrgicas. Los datos incluyen la densidad del mineral, el peso de la muestra inicial, el tamaño de corte definido por la mineralogía, el peso de muestra retenido por encima del tamaño de corte y el d80 de la alimentación.

Figura 6.28. Distribuciones de tamaños de partícula de las muestras de la zona de Frontino



La figura 6.30 compara las distribuciones de tamaño de partícula de la muestra inicial de la mina El Apique y las muestras acondicionadas (molidas y remolidas) usadas en los ensayos de concentración en mesa y concentración centrífuga.

La figura 6.31 compara las distribuciones de tamaño de partícula de la muestra inicial de la mina El Porvenir y las muestras acondicionadas (molidas y remolidas) para los ensayos de concentración en mesa y concentración centrífuga.

Figura 6.29. Principales variables de la molienda en molino de bolas de los minerales de la zona de Frontino

VARIABLE	UNIDAD	CABEZA EL APIQUE	CABEZA EL PORVENIR
Densidad	g/cm ³	3,16	3,40
Peso inicial	kg	3820	2,608
d ₈₀ muestra inicial	µm	711	729
Tamaño de corte (d ₈₀)	µm	425	600
Retenido encima del tamaño de corte	kg	0,795	0,595

Figura 6.30. Distribuciones de tamaño de partícula de la muestra inicial y los productos (alimentación de la mesa y de centrifugo) en la muestra de la mina EL Apique

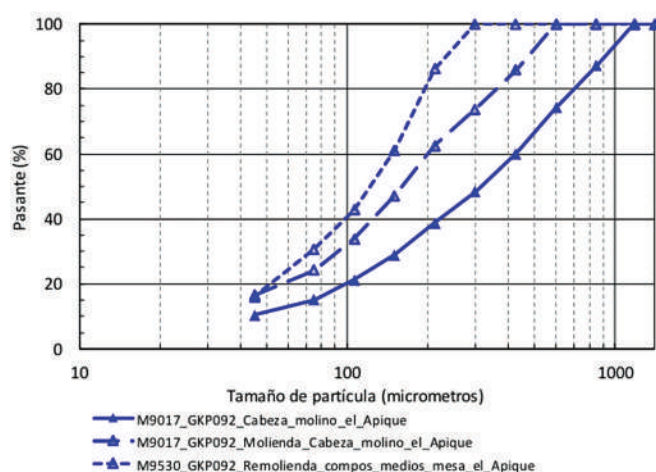
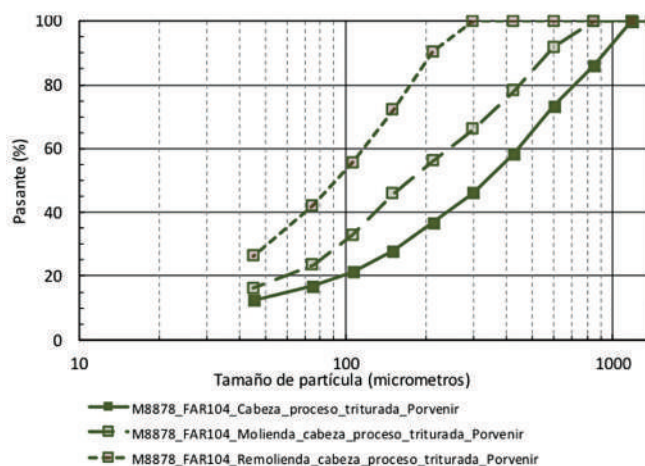


Figura 6.31. Distribuciones de tamaño de partícula de la muestra inicial y los productos (alimentación de la mesa y de centrifugo) para la muestra de la mina EL Porvenir



La figura 6.32 muestra un resumen de las principales variables de respuesta del proceso de acondicionamiento, como peso de muestra que fue molido, d₈₀ del producto, porcentaje de finos < 75 µm, potencia consumida y consumo específico de energía.

Figura 6.32. Variables de respuesta de la molienda en molino de bolas correspondientes a las muestras de la zona de Frontino

VARIABLE	UNIDAD	CABEZA EL APIQUE	COMPOST MEDIOS DE MESA EL APIQUE	CABEZA EL PORVENIR
Operación subsecuente	-	Concentración en mesa	Concentración centrífuga	Concentración en mesa Concentración centrífuga
Peso de muestra molida	kg	0,795	1,457	0,595 1,200
d ₈₀ producto	µm	364	197	449 177
Porcentaje < 75 µm	%	24,16	30,64	23,48 42,04
Potencia consumida	kWh	0,0625	0,0625	0,0833 0,0625
Consumo específico de energía	kWh/t	157,3	85,8	140,0 104,2

6.4.2. PLANTA DE BENEFICIO EL APIQUE

6.4.2.1. CONCENTRACIÓN EN MESA DEL MINERAL DE CABEZA

Cabeza: Cabeza de molino El Apique
Molienda hasta d₈₀ = 425 micrómetros
Tiempo de concentración: 13 minutos
Agua de fluidización: 3,22 L/m

Figura 6.33. Concentración en mesa Wilfley del mineral de cabeza de la mina El Apique

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza	2481,2	100,0	7,6		
Concentrado 1	315,1	12,7	46,00	76,7	6,05
Medios 1	1120,8	45,2	2,58	15,3	
Medios 2	595,0	24,0	1,78	5,6	
Colas	450,3	18,1	0,99	2,4	

6.4.2.2. REFINACIÓN EN BATEA

Cabeza: Concentrados del ensayo de mesa Wilfley en El Apique

Molienda hasta $d_{80} = 425$ micrómetros

Tiempo de concentración: 5 minutos

Figura 6.34. Refinación gravimétrica por batea de los concentrados de mesa Wilfley de la mina El Apique

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Concentrado 1	276,1	100,0	46,00		
Super Concentrado	4,3	1,6	621,20	21,0	13,5
Colas	271,8	98,4	36,90	79,0	

6.4.2.3. CONCENTRACIÓN POR CENTRIFUGACIÓN

Cabeza: Rechazos de mesa Wilfley en El Apique

Molienda hasta $d_{80} = 150$ micrómetros

Tiempo de concentración: 7,15 minutos

Caudal de agua de fluidización: 5,62 L/min

Agua utilizada: 80 L

Presión inicial de agua: 15 PSI

Presión sistema con aire: 40 PSI

Fuerza G aplicada: 60%

Densidad de pulpa: 30%

Figura 6.35. Concentración en centrífugo Knelson del compós de los medios de mesa acondicionados, mina El Apique

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Rechazos de mesa	3420,4		2,32		
Concentrado 1	106,4	3,1	57,89	77,7	24,95
Colas	3314,0	96,9	0,53	22,3	

6.4.2.4. CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

Cabeza: Cabeza de molino Apique

Molienda hasta $d_{80} = 75$ micrómetros

Tiempo de acondicionamiento: 8 minutos

Tiempo de espumación: 16 minutos

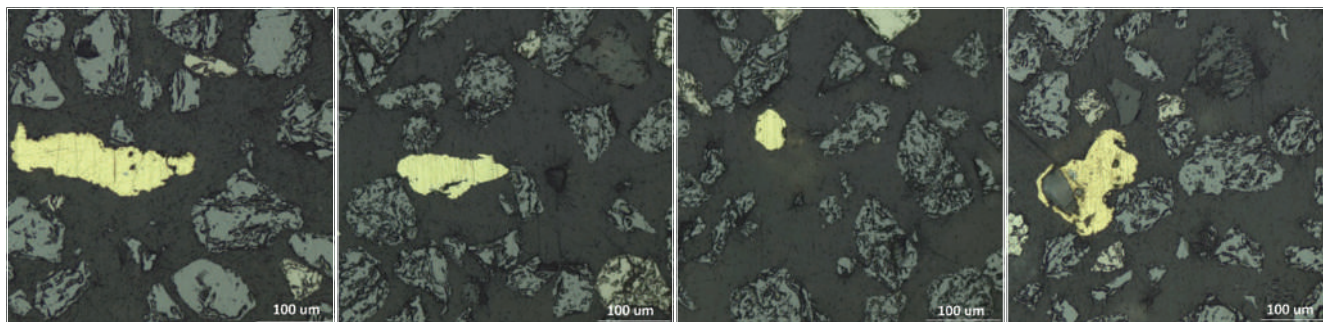
Ver figura 6.36.

Los resultados de la concentración por flotación de la muestra de cabeza de proceso de la mina El Apique denotan baja recuperación de oro en el concentrado. Debido a este resultado fue realizado un análisis mineralógico específico de las colas de flotación para determinar la causa de la baja recuperación de oro en el concentrado.

Figura 6.36. Concentración por flotación del mineral de la mina El Apique

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza molino	985,2	100,0	5,85		
Concentrado 1	62,1	6,3	19,57	21,1	3,45
Colas	923,1	93,7	4,93	78,9	

Fotografía 6.18. Oro en los rechazos de flotación de la planta El Apique



La figura 6.18 muestra las fotografías tomadas a las secciones delgadas pulidas de los rechazos de flotación. En ellas se puede observar que el oro presente es mayor de 100 micrómetros, un tamaño de grano muy grande para que pudiera flotar bajo en las condiciones de flotación convencionales. Por otro lado, el tercer grano presenta una capa superficial de óxido que tampoco lo deja flotar en las condiciones de flotación implementadas.

6.4.2.5. RECUPERACIONES Y TASAS DE ENRIQUECIMIENTO

Finalmente, la figura 6.37 muestra la recuperación y el tenor de oro, y la figura 6.38 muestra el porcentaje en peso del concentrado respecto a la alimentación y la tasa de enriquecimiento de oro correspondiente a las concentraciones gravimétricas y la concentración por flotación realizadas con las muestras de la mina El Apique.

Figura 6.37. Recuperación y tenor de oro en las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas con las muestras de la mina El Apique

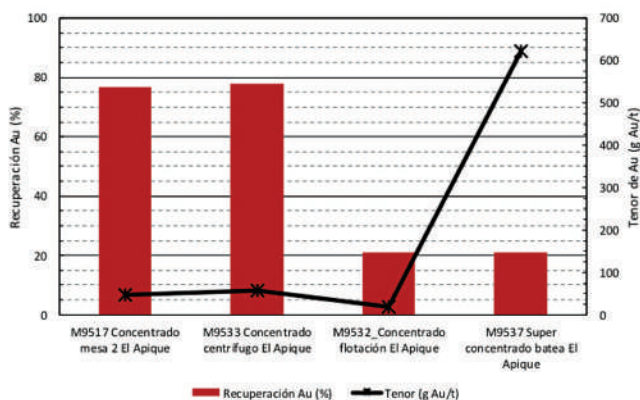
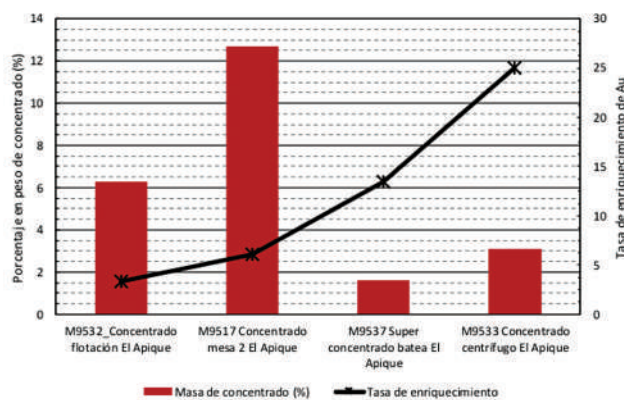


Figura 6.38. Porcentaje en peso de concentrado y tasa de enriquecimiento de oro correspondiente a las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas con las muestras de la mina El Apique



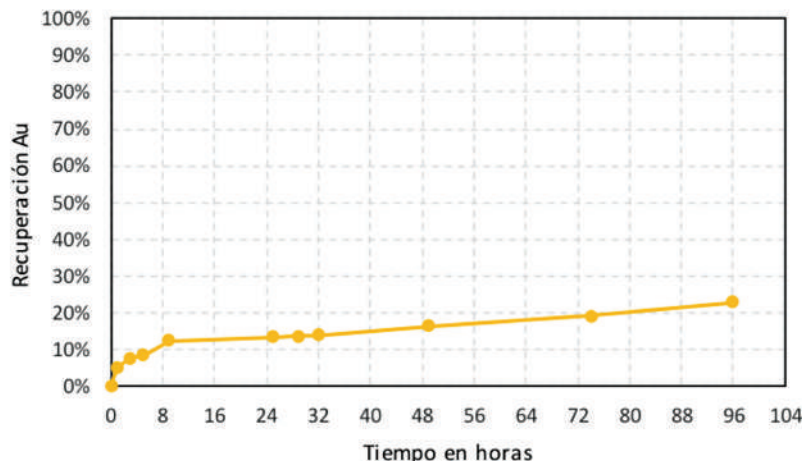
6.4.2.6. CIANURACIÓN

La figura 6.39 ilustra los consumos de cianuro de sodio y cal, así como el tiempo de cianuración y el acondicionamiento del material previo a la prueba. Se observa un alto consumo de cianuro (9,36 k/t), que se interpreta como un factor de no viabilidad económica ni ambiental del proceso de cianuración.

Figura 6.39. Indicadores de la cianuración de los rechazos de batea de El Apique

MUESTRA	CONSUMO DE CIANURO DE SODIO (kg/t)	CONSUMO DE HIDRÓXIDO DE CALCIO (kg/t)	TIEMPO DE CIANURACIÓN Y RECUPERACIÓN DE ORO (HORAS)	TAMAÑO DE PARTÍCULA PASANTE (µm)
Rechazos de batea	9,36	0,38	96	75

Figura 6.40. Cianuración de los rechazos de batea en la planta de El Apique



En la figura 6.40 se ilustra la cinética de reacción de la lixiviación por cianuración de los rechazos de batea. Se puede observar que su recuperación fue muy baja y solo alcanza a llegar a un 21% con 96 horas de cianuración. Además, los tiempos son demasiados largos para la lixiviación de oro, lo que hace inviable dicho proceso.

6.4.3. PLANTA DE BENEFICIO EL PORVENIR

6.4.3.1. CONCENTRACIÓN EN MESA DEL MINERAL DE CABEZA

Cabeza: Cabeza de molino El Porvenir
 Molienda hasta d_{80} =600 micrómetros
 Tiempo de concentración: 16 minutos
 Agua de fluidización: 6,46 L/m

Figura 6.41. Concentración 1 en mesa Wilfley para el mineral de cabeza de la mina El Porvenir

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza Porvenir	3327,3	100,0	33,09		
Concentrado	254,1	7,6	226,26	52,2	6,83
Medios 1	2296,7	69,0	20,17	42,1	
Medios 2	272,7	8,2	8,16	2,0	
Colas	503,8	15,1	8,04	3,7	

6.4.3.2. REFINACIÓN EN BATEA

Cabeza: Concentrados del ensayo de mesa Wilfley El Porvenir
 Molienda hasta d_{80} =600 micrómetros
 Tiempo de concentración: 5 minutos

Figura 6.42. Refinación gravimétrica por batea de los concentrados de mesa Wilfley de la mina El Porvenir

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Concentrado de mesa	186	100,0	226,26		
Súper Concentrado	2,4	1,3	4514,85	25,7	19,95
Colas	183,6	98,7	170,20	74,3	
Total	186		226,26		

6.4.3.3. CONCENTRACIÓN POR CENTRIFUGACIÓN

Cabeza: Cabeza de proceso El Porvenir
 Molienda hasta d_{80} =150 micrómetros
 Tiempo de concentración: 8,15 minutos
 Caudal de agua de fluidización: 5,62 L/min
 Agua utilizada: 80 L
 Presión inicial de agua: 15 PSI
 Presión del sistema con aire: 40 PSI
 Fuerza G aplicada: 40%
 Densidad de pulpa: 30%

Figura 6.43. Concentración en centrífugo Knelson correspondiente a la muestra de cabeza de proceso acondicionada de la mina El Porvenir

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza proceso Porvenir	2974,3	100,0	34,41		
Concentrado 1	96,3	3,2	688,04	64,7	19,99
Colas	2878,0	96,8	12,54	35,3	

6.4.3.4. CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

Cabeza: Cabeza de molino Apique
 Molienda hasta d_{80} =75 micrómetros
 Tiempo de acondicionamiento: 8 minutos
 Tiempo de espumación: 16 minutos

Figura 6.44. Concentración por flotación para los medios 1 de mesa Wilfley de la mina El Porvenir

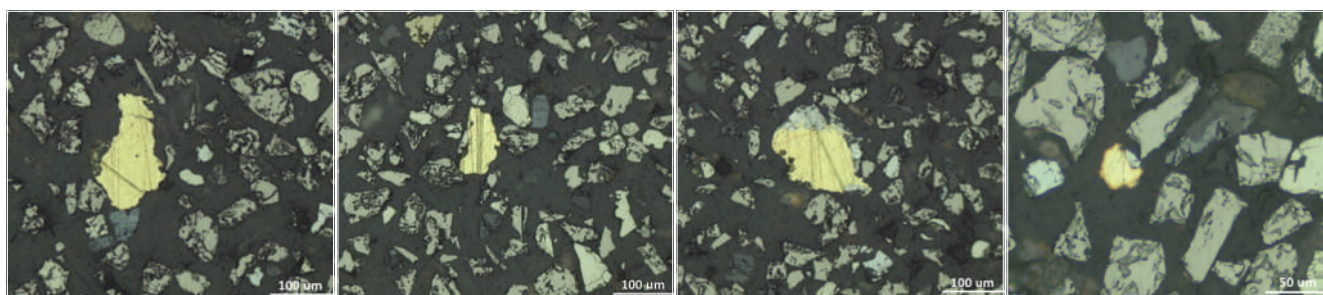
IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Medios 1	1048,2	100,0	22,24		
Concentrado	377,0	36,0	21,86	35,3	0,98
Colas	671,2	64,0	22,46	64,7	

Figura 6.45. Concentración por flotación para los medios 2 y colas de mesa Wilfley de la mina El Porvenir

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR AU (g/t)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Compst medios 2 y colas	488,0	100,0	7,60		
Concentrado	61,7	12,6	33,06	55,0	4,35
Colas	426,3	87,4	3,92	45,0	

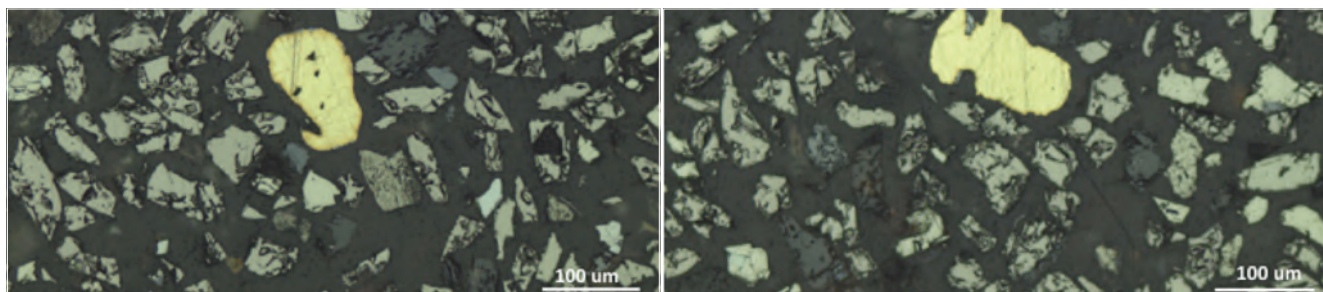
Los resultados de las concentraciones por flotación de las muestras de la mina El Porvenir presentan baja recuperación de oro en el concentrado de flotación. El resultado motivó un análisis mineralógico específico de las colas de flotación para determinar la causa de la baja recuperación de oro en el concentrado.

Fotografía 6.19. Oro en las colas de flotación de los medios de mesa de la planta El Porvenir



Las fotografías 6.18 y 6.19 ilustran las fotografías tomadas a las secciones delgadas pulidas de los rechazos de flotación, en las que se puede observar que el oro presente es mayor de 100 micrómetros, que es un tamaño de grano muy grande para flotar en las condiciones de flotación convencionales. Por otro lado, hay granos de oro que presentan una capa superficial de óxido, que tampoco lo deja flotar en las condiciones de flotación implementadas. Y por último, la forma irregular del oro (puntiaguda) no es favorable a la flotación del mismo.

Fotografía 6.20. Oro en las colas de flotación de las colas de mesa de la planta El Porvenir



6.4.3.5. RECUPERACIONES Y TASAS DE ENRIQUECIMIENTO

Finalmente, la figura 6.46 muestra la recuperación y el tenor de oro, y la figura 280 expone el porcentaje en peso del concentrado respecto a la alimentación y la tasa de enriquecimiento de oro en las concentraciones gravimétricas, así como la concentración por flotación, en las muestras de la mina El Porvenir.

Figura 6.46. Recuperación y tenor de oro en las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas en las muestras de la mina El Porvenir

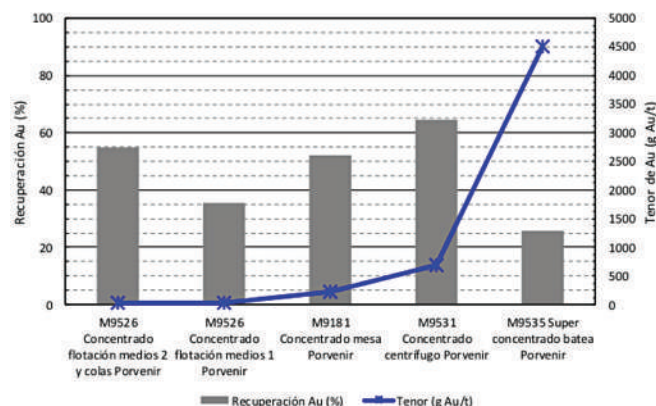
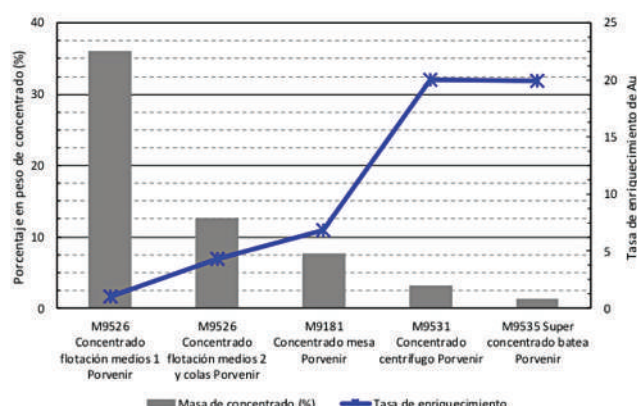


Figura 6.47. Porcentaje en peso de concentrado y tasa de enriquecimiento de oro en las concentraciones gravimétricas y la flotación realizadas en las muestras de la mina El Porvenir



6.4.3.6. CIANURACIÓN

Rechazos de refinación (Batea)

Los rechazos de la refinación en batea fueron remolidos a un pasante en malla 200 (75 micrómetros), para ser lixiviados por cianuración agitada convencional. Antes de iniciar este ensayo fueron medidas variables de operación como oxígeno disuelto y pH. El oxígeno disuelto tuvo una concentración muy baja de 0,12 mg/l; por ello se inyectó aire durante cuatro horas, con lo que alcanzó una concentración de 4,25 mg/l con aireación, y sin aireación, 1,3 mg/l, valor con el que se inició la cianuración. Además se realizaron dos etapas de lavado con agua de acueducto para eliminar las sales solubles presentes en la muestra; el consumo total de agua fue de 300 ml.

En la figura 6.48 se representa la cinética de reacción del oro con el cianuro. Se observa una recuperación del 90% a las 49 horas, un tiempo muy largo para la recuperación de oro mediante lixiviación convencional con cianuro.

Figura 6.48. Cianuración de los rechazos de batea en la planta El Porvenir

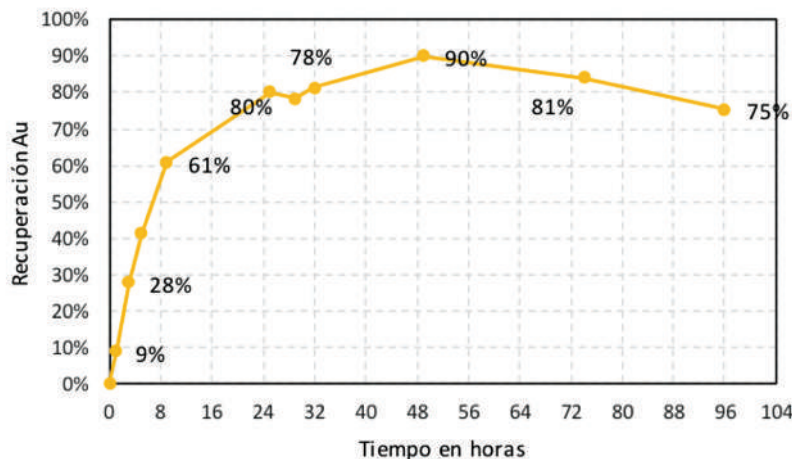


Figura 6.49. Indicadores de la cianuración de los rechazos de batea en la planta El Porvenir

MUESTRA	CONSUMO DE CIANURO DE SODIO (kg/t)	CONSUMO DE HIDRÓXIDO DE CALCIO (kg/t)	TIEMPO DE CIANURACIÓN Y RECUPERACIÓN DE ORO (HORAS)	TAMAÑO DE PARTÍCULA PASANTE (µm)
Rechazos de batea	15,44	12,25	49	75

que la muestra tiene un tamaño de partícula por debajo de malla 325 (45 micrómetros). Antes de iniciar este ensayo fueron medidas variables de operación como oxígeno disuelto y pH. El oxígeno disuelto alcanzó una concentración muy baja, de 0,12 mg/l, lo que motivó inyectar aire durante tres horas, para alcanzar una concentración de 4,75 mg/l con aireación, y sin aireación, 3,25 mg/l; con este último valor se inició la cianuración. Además, la muestra fue lavada en nueve etapas para eliminar las sales solubles presentes; se consumió un total de 2.500 ml de agua.

En la figura 6.50 está representada la cinética de reacción del oro con el cianuro, en la cual se observa una recuperación del 94% a las 32 horas, un tiempo muy largo para la recuperación de oro mediante lixiviación convencional con cianuro.

De la figura 6.51 ilustra los consumos de cianuro de sodio y cal, así como el tiempo de cianuración y el acondicionamiento del material previo a la prueba. Se observa un alto consumo de cianuro (13,91 k/t), que se interpreta como un factor de no viabilidad económica ni ambiental del proceso de cianuración convencional.

Figura 6.51. Indicadores para la cianuración de los rechazos de batea de la planta El Porvenir

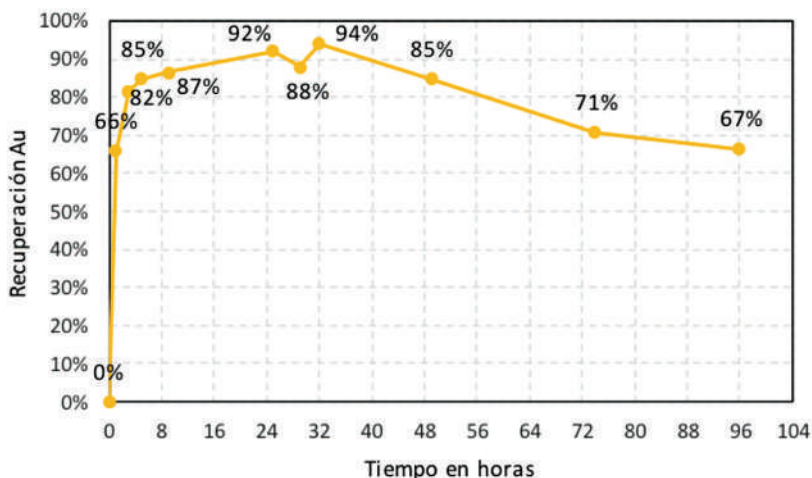
MUESTRA	CONSUMO DE CIANURO DE SODIO (kg/t)	CONSUMO DE HIDRÓXIDO DE CALCIO (kg/t)	TIEMPO DE CIANURACIÓN Y RECUPERACIÓN DE ORO (HORAS)	TAMAÑO DE PARTÍCULA PASANTE (µm)
Rechazos de batea	13,91	4,18	32	45

De la figura 6.49 ilustra los consumos de cianuro de sodio y cal, así como el tiempo de cianuración y el acondicionamiento del material previo a la prueba. Se observa un alto consumo de cianuro (15,44 k/t), que se interpreta como un factor de no viabilidad económica ni ambiental del proceso de cianuración.

Colas de proceso a cianurar en planta

Al igual que los rechazos de la refinación en batea, las colas de proceso tomadas en campo fueron lixiviadas por cianuración agitada convencional, sin ser remolidas, ya

Figura 6.50. Cianuración de las colas de proceso planta El Porvenir



6.5. CONSIDERACIONES MINERALÓGICAS DETERMINANTES EN LAS OPERACIONES Y PROCESOS METALÚRGICOS

- Los análisis mineralógicos de la muestra de cabeza de proceso de la mina El Apique indican que la distribución mineralógica de la mena está representada en su mayoría por silicatos como minerales de ganga, mientras que los minerales metálicos están mayoritariamente representados por pirrotina (12,2%) y magnetita (10,9%). La pirrotina constituye un problema en la química de la lixiviación de oro, ya que este proceso consume oxígeno y cianuro. La composición mineralógica de la mina El Porvenir es similar, ya que contiene ganga de silicatos en un 18,8%; entre los minerales metálicos sobresalen la pirrotina (38%), marcasita (13,4%); en este caso, el óxido presente es hematita (17,3%). Esta mina también podría presentar inconvenientes en la lixiviación.
- Las otras minas visitadas presentan similares composiciones mineralógicas, si bien cambian las concentraciones. La única planta que presenta una composición mineralógica diferente es la de la mina La Palma, constituida en un 95,4% por ganga de silicatos, con cantidades menores de carbonatos (2,5%) y cuarzo (1,7%), mientras que los minerales metálicos están representados por cantidades bajas, menores del 1%, de calcopirita, hematita y pirita.
- La liberación de minerales metálicos en la zona de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas es muy similar en cada una de las minas, ya que presentan una liberación inicial de partículas de minerales metálicos por encima del 80% con una molienda gruesa (> 1.000 micrómetros). Las minas que presentan un tamaño de partícula un poco más fino son el Apique, El Roble y La Clarita con un d80 de 425 micrómetros.
- La distribución general de oro en la mina El Apique hace que el 87% se concentre en un tamaño de partícula mayor de 300 micrómetros, lo que significa que es recuperable gravimétricamente. Por otro lado, en la mina El Porvenir el tamaño de grano del oro presenta un comportamiento bimodal: el 62% está por encima de los 100 micrómetros, y podría recuperarse por medios gravimétricos, pero el resto se encuentra en un tamaño de grano más fino, por debajo de los 90 micrómetros, y podría ser recuperado por otros medios, como la cianuración.
- Tanto en la mina El Apique como en El Porvenir, el oro se encuentra asociado esencialmente a pirrotina, galeña, calcopirita y tetraedrita. Dichos minerales podrían causar inconvenientes en la lixiviación.

La liberación de minerales metálicos en la zona de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas es muy similar en cada una de las minas, ya que presentan una liberación inicial de partículas de minerales metálicos por encima del 80% con una molienda gruesa (> 1.000 micrómetros). Las minas que presentan un tamaño de partícula un poco más fino son el Apique, El Roble y La Clarita con un d80 de 425 micrómetros

7.

ASPECTOS QUÍMICOS Y AMBIENTALES

El departamento de Antioquia cuenta con una gran riqueza de recursos minerales los cuáles han sido explotados históricamente por lo que la actividad de minería hace parte fundamental de la economía de algunos municipios, entre ellos de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas encontrándose entre los principales productores de oro para el departamento.

Esta es una actividad de gran impacto que involucra diferentes elementos entre los cuales el que presenta mayores implicaciones es el componente ambiental. Por este motivo el interés por la conservación de los recursos naturales es uno de los principales enfoques que maneja el marco químico y ambiental.

En los puntos de procesamiento se identifica en su mayoría prácticas artesanales como son los molinos de arrastre y el barequeo, siendo estas las principales técnicas empleadas para beneficiar el oro en los sectores estudiados, viéndose reflejado en la ausencia de tecnificación en algunas zonas, lo que puede ser un indicador del mínimo uso de sustancias químicas para la extracción del oro y un bajo impacto generado por la minería al medio ambiente, en especial a los afluentes en contacto con los puntos de actividad extractiva.

Partiendo de la información obtenida en campo el módulo químico y ambiental aporta conocimiento y brinda herramientas para el control y adecuado manejo de prácticas en el beneficio del oro encaminadas al desarrollo sostenible, desde el inicio del proceso y especialmente en la etapa final donde los residuos generados presentan un especial cuidado por la influencia que desencadenan en la estabilidad de los suelos y las fuentes hídricas cercanas que son afectadas por la actividad de beneficio desarrollada.

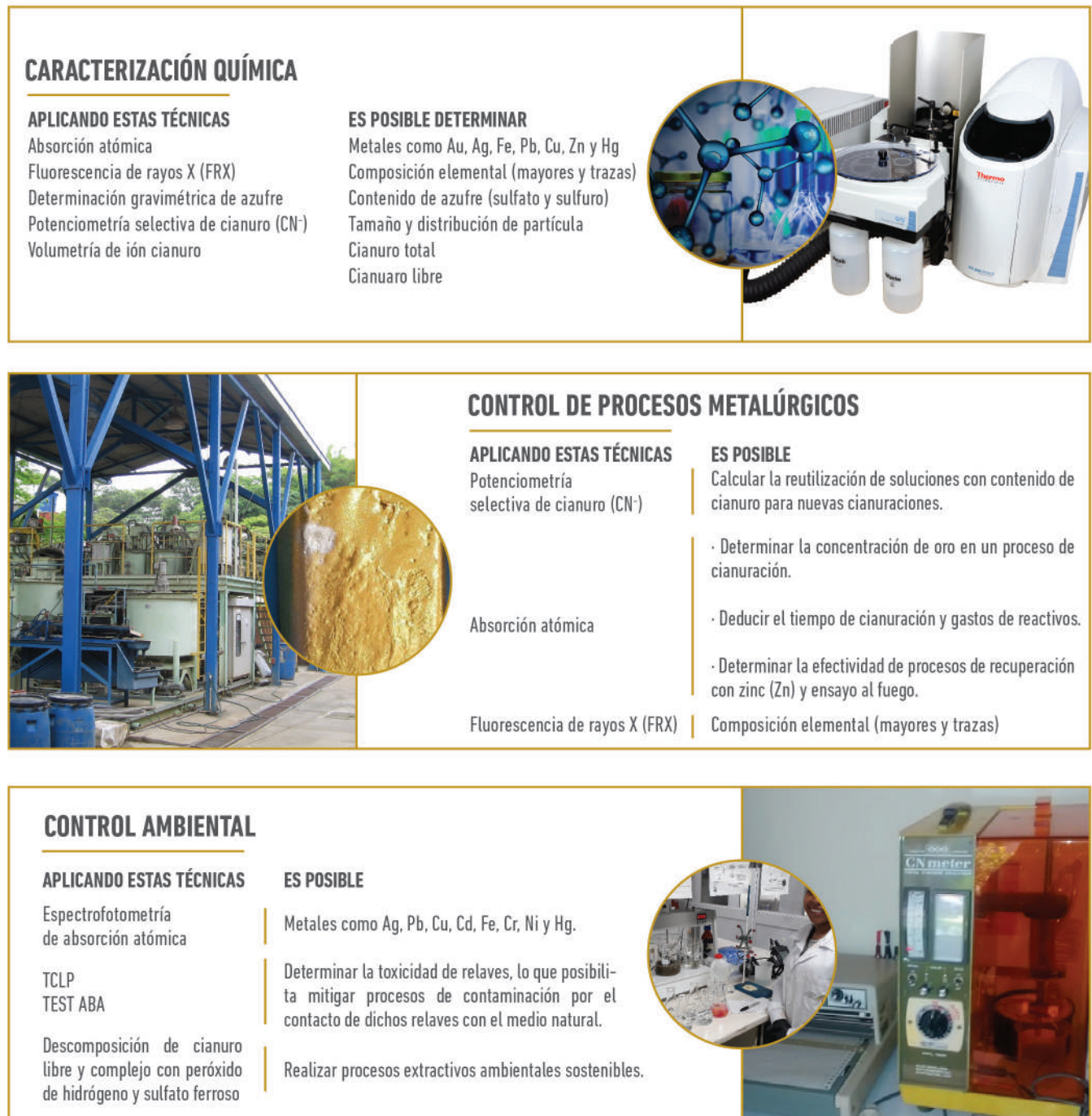
Contraste entre una zona de depósito de los relaves resultantes del proceso de beneficio y el verdor de la montaña en los cuales se encuentran los entablos. Fotografía tomada por Fabián Ramírez, Servicio Geológico Colombiano



7.1. CONTRIBUCIÓN QUÍMICA A LA CARACTERIZACIÓN Y EL CONTROL DE PROCESOS METALÚRGICOS Y AMBIENTALES

A partir de los análisis químicos de los materiales de mina, planta de beneficio y relaves es posible obtener la siguiente información:

Figura 7.1. Diagrama de contribución química y ambiental



El reconocimiento de la importancia de los recursos ambientales permite evaluar la dimensión del impacto que genera la actividad minera en su entorno y el manejo inadecuado de este. Esto deriva en la necesidad de realizar una estructura particular de estudios químicos y ambientales que, con los aportes de la perspectiva metalúrgica y geológica, permitan identificar si los efectos producidos por agentes contaminantes pueden ser atribuidos a las actividades mineras de beneficio o a la naturaleza de la formación geológica de los depósitos.

7.2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS: MÉTODOS Y APLICACIONES QUÍMICAS Y AMBIENTALES

Fotografía 7.1. Quebrada Santa Teresa en la zona minera de Frontino (Antioquia)



7.2.1. CONTAMINACIÓN POR MERCURIO

El mercurio identificado en la tabla periódica de los elementos químicos con el símbolo Hg derivado de la palabra griega hydragyros (agua plateada), es un metal pesado que en su estado elemental es de color plateado inodoro, y es líquido a presión y temperatura ambiente. Su densidad es 13,5 veces mayor a la del agua, tiene una temperatura de fusión de $-38,87^{\circ}\text{C}$ y ebulle a $356,58^{\circ}\text{C}$, una temperatura baja para tratarse de un metal, es ligeramente volátil a temperatura ambiente e insoluble en agua (Chang, 2011; Thermo, 2007).

Parte del mercurio en el ambiente se encuentra en forma inorgánica (Hg^+ , Hg^{2+}) y compuestos organomercurícos como el metilmercurio (HgCH_3) y el dimetilmercurio ($\text{Hg}(\text{CH}_3)_2$), las cuales son las formas orgánicas más tóxicas (Gaona, 2004).

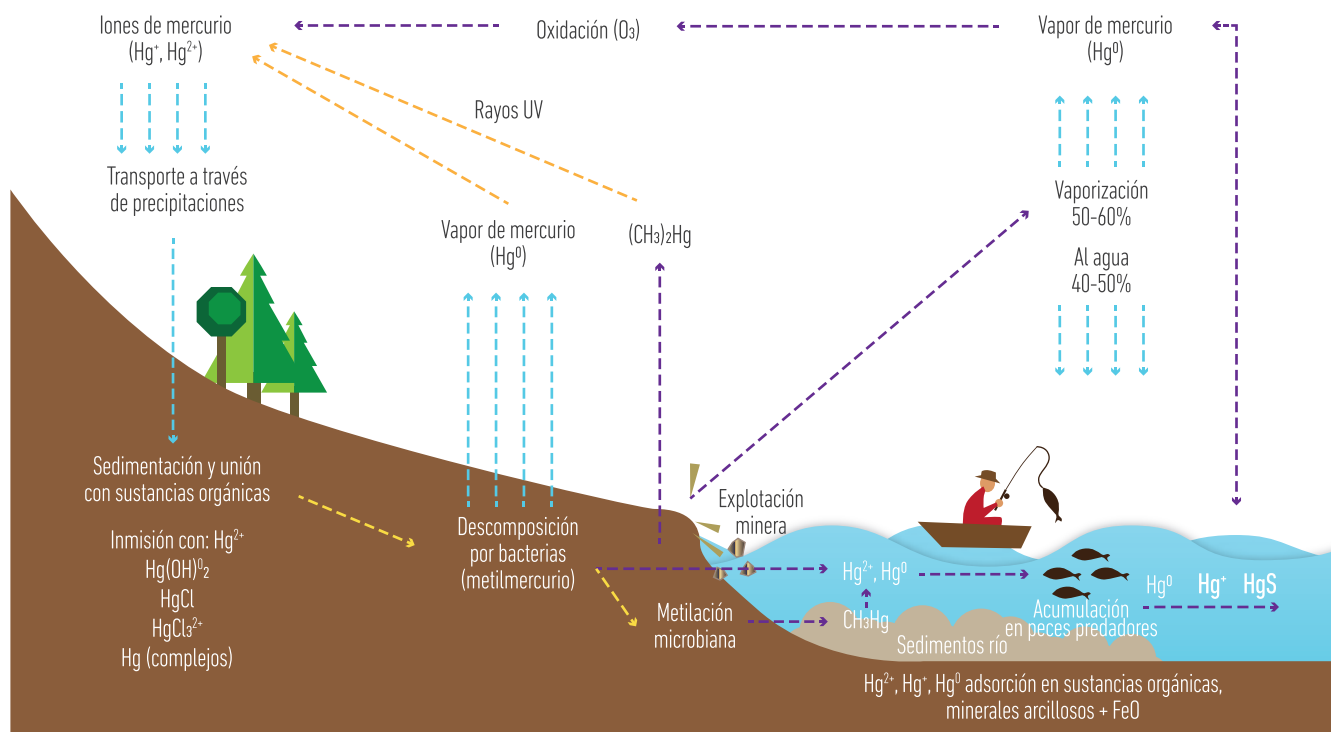
Dadas sus características fisicoquímicas, el mercurio puede transformarse y circular en el ambiente, lo que se conoce como el ciclo de mercurio representado en la (figura 7.2).

Inicialmente, el vapor de mercurio se convierte en formas hidrosolubles lo que hace que llegue a la corteza con el agua de lluvia. Aquí, este metal se reduce y regresa como vapor o se deposita en los sedimentos. En la segunda etapa del ciclo, cierto tipo de microorganismos dan lugar a una reacción de metilación en la cual se

logra la adición de uno o más grupos metilos transformando el mercurio elemental en metilmercurio, forma en la cual puede ingresar a la cadena trófica. El mercurio orgánico es captado por el plancton volviéndolo disponible para los organismos del sistema, de ahí la posibilidad de que este elemento se bioacumule, bioconcentre y biomagnifique (Programa Nacional de Riesgos Químicos, 2007).

La bioacumulación es la capacidad de los organismos de acumular selectivamente contaminantes en sus tejidos respecto de las concentraciones existentes en el medio en que habitan (Waldichuck, 1980). Es allí en donde surge el concepto de biomagnificación, la cual se produce por el incremento de la concentración química de un metal a medida que se escala en la cadena trófica, así, un compuesto es más tóxico en los niveles más altos debido a la acumulación progresiva del mismo (Bifani, 1999).

Figura 7.2. Diagrama de ciclo del mercurio (Hg)



La Ley 1658 de 2013 hace referencia a las denominadas alternativas limpias. En este punto Colciencias fomentará la realización de investigaciones de tecnologías limpias para la reducción y eliminación del mercurio en los diferentes procesos para obtener el metal precioso, el oro. Los ministerios de Minas y Energía, Comercio, Industria y Turismo, Educación y el Sena promoverán y desarrollarán en el marco de sus competencias, la realización de programas de formación, capacitación, fortalecimiento empresarial y asistencia técnica para la inserción de alternativas a las tecnologías actuales en el proceso de beneficio de oro y demás procesos industriales y productivos asociados que emplean mercurio.

7.2.2. CIANURO EN MINERÍA

Los compuestos de cianuro presentes en la minería del oro y en las soluciones y efluentes de cianuración comprenden el cianuro libre, sales de cianuro de metales alcalinos y alcalino-térreos, y complejos de cianuros metálicos formados con oro, mercurio, cadmio, zinc, plata, cobre, níquel, hierro y cobalto, elementos que componen los minerales procesados para obtener el oro. Los compuestos de cianuro que se forman en un proceso de cianuración se pueden observar en la figura 7.3.

7.2.2. DINAMICA DEL CIANURO EN UN RELAVE DE RESIDUO MINERO

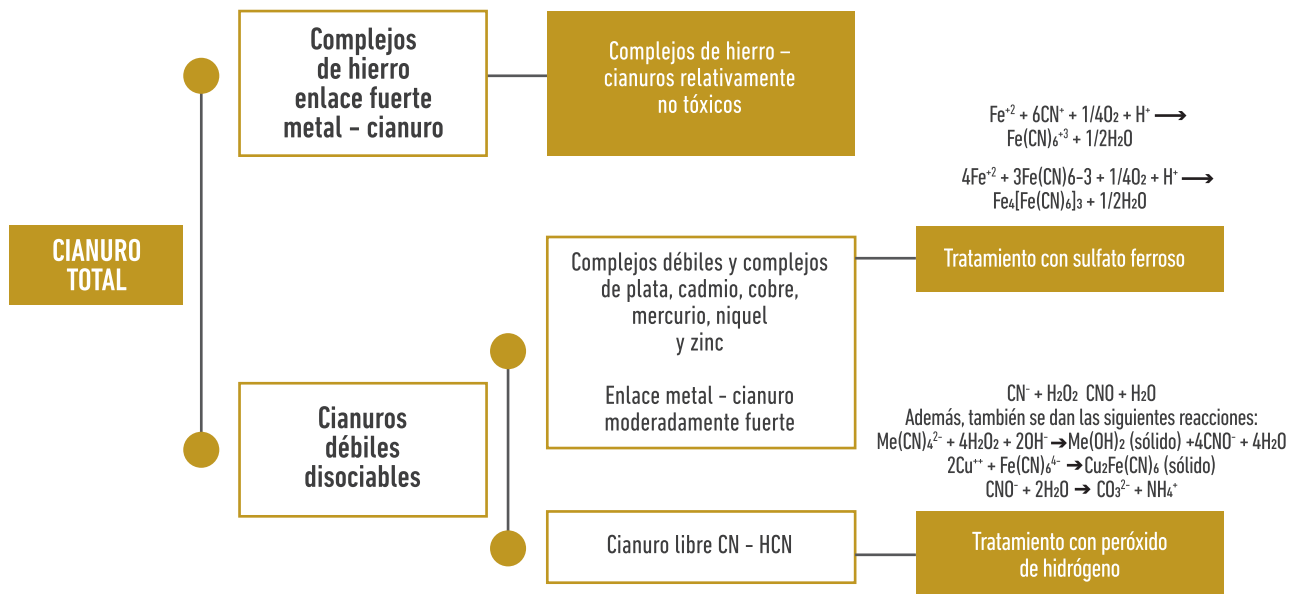
Debido a las muchas reacciones y transformaciones que experimenta naturalmente, el cianuro no persiste en el ambiente. Los procesos de descomposición y transformación del cianuro son muy efectivos para reducir las concentraciones de cianuro tanto en el agua del estanque de decantación como en los propios relaves.

En estudios se han realizado perforaciones para investigar los niveles de cianuro en profundidad en las áreas de almacenamiento de relaves. También se ha realizado un muestreo lateral en el almacenamiento de relaves para determinar cómo varían las concentraciones de cianuro desde el punto de depósito. Dependiendo de la profundidad y el tiempo de acumulado de los relaves, el cianuro dentro del agua de poro de los relaves puede sufrir muchas transformaciones.

La perforación muestra que la concentración de cianuro disminuye significativamente con la profundidad, debido a los procesos de descomposición y transformación. Entre los cuatro y seis metros superiores de un estanque de relaves activo, el cianuro libre se descompone rápidamente. Sin embargo, por debajo de esa profundidad, el cianuro WAD restante está presente principalmente como complejos de cianuro de cobre. Los procesos de transformación convierten el cianuro de cobre en la forma no tóxica de cianuro de hierro y CuCN insoluble. El cianuro de hierro es un complejo muy estable.

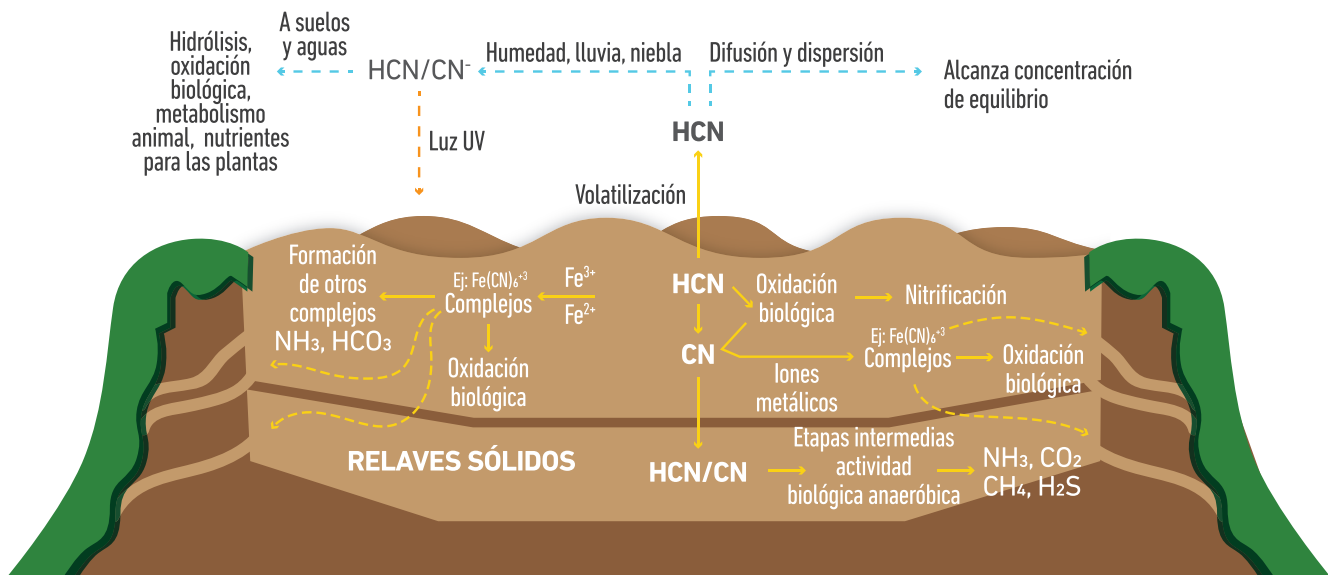
Debido a las muchas reacciones y transformaciones que experimenta naturalmente, el cianuro no persiste en el ambiente. Los procesos de descomposición y transformación del cianuro son muy efectivos para reducir las concentraciones de cianuro tanto en el agua del estanque de decantación como en los propios relaves.

Figura 7.3. Clasificación de los compuestos de cianuro en la minería de oro y el tratamiento de descomposición aplicado



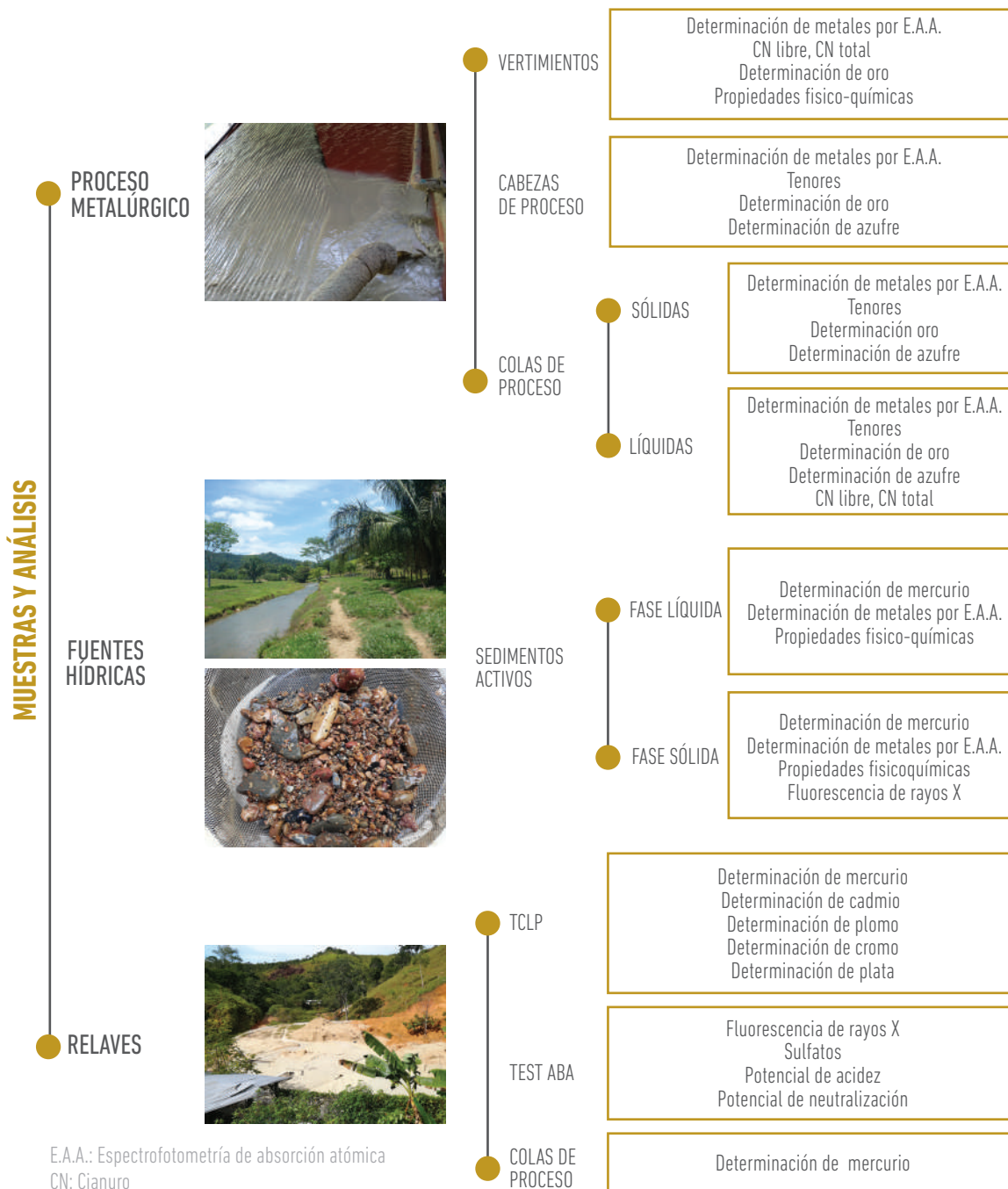
En la figura 7.4 se presenta un esquema simplificado del ciclo del cianuro, específicamente las diversas especies que se forman a partir del cianuro libre en tanques de relaves.

Figura 7.4. Reacciones bioquímicas del cianuro en un material residual de la cianuración.



Fuente: modificado a partir de Cáceres, (2001)

Figura 7.5. Diagrama de flujo para toma de muestras y análisis químico-ambiental



7.2.3. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA Y AMBIENTAL

Diferentes técnicas analíticas, instrumentales y gravimétricas, como la fluorescencia de rayos X, espectrofotometría de absorción atómica, potenciometría (ion CN), determinación de azufre por gravimetría y pruebas ambientales de TCLP y test ABA se aplican en la caracterización de la composición físico-química de muestras representativas de las etapas de procesamiento de minerales que inciden en el equilibrio del medio ambiente. Para ello se hace una comparación de las muestras tomadas antes y después de dichos procesos. Los tipos de muestras recolectadas son relaves, sedimentos, rocas y vertimientos, de los que se determina, como estudio prioritario, la cuantificación y movilidad de mercurio, por ser un metal pesado de alta toxicidad. Además, el análisis químico se interrelaciona con el marco geológico para obtener información útil para determinar la composición elemental de los minerales formadores de roca encajante y los minerales de mena que componen las unidades geológicas

presentes en la zona estudiada. Esto, más el marco metalúrgico, genera información técnica que permite el seguimiento analítico de las diferentes pruebas realizadas en el control de unidades metalúrgicas para desarrollar procesos de beneficio más eficientes.

Como información base para la aplicación y el desarrollo de las metodologías químicas y ambientales enfocadas en cada zona estudiada se estructuró un diagrama de flujo que contiene específicamente los análisis realizados a las plantas y fuentes hídricas visitadas.

7.2.3.1. APLICACIÓN DE LA ESPECTROMETRÍA DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X

Es una técnica no destructiva que emplea una cantidad pequeña de muestra sólida (suelos, sedimentos activos, rocas, arenas y metales, entre otras), y permite determinar el contenido de varios elementos en una misma lectura, al tiempo que genera una especie de mapa de la composición química del material en fase sólida. La espectrometría de fluorescencia de rayos X (FRX) tiene su fundamento en la interacción entre los rayos X y la materia, específicamente debida a la respuesta de un material que luego de ser irradiado y excitado por rayos X se reordena emitiendo una radiación llamada fluorescencia de rayos X, que aporta información del contenido de elementos en cada una de las muestras analizadas (Skoog, Holler, Nieman, 2001).

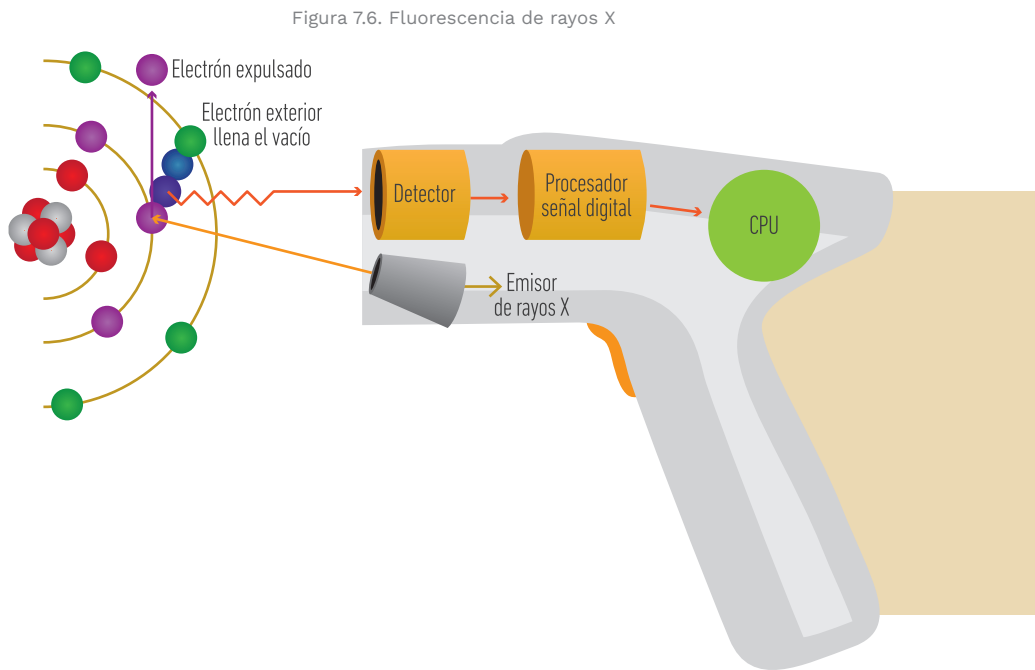


Figura 7.6. Fluorescencia de rayos X

Fuente: Modificado a partir de Thermo (2015)

Las muestras sólidas pueden ser rocas, sedimentos activos, relaves, cabezas de proceso, productos intermedios y material de rechazo. En el momento del análisis dichas muestras deben estar pulverizadas (por debajo de los 75 micrones) para depositar de 2 a 5 gramos en un portamuestras. Posteriormente se realiza el análisis haciendo uso del equipo de fluorescencia de rayos X. Existen dos formas de realizar el análisis: en modo minería, en caso de que se desee determinar elementos que se encuentren mayoritariamente, por lo general por encima del 1% másico, y en modo suelos, para analizar trazas o elementos minoritarios en partes por millón.

7.2.3.2. APLICACIÓN DE LA ESPECTROFOTOMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA

Para realizar la determinación de metales (Au, Cu, Zn, Ag, Cr, Pb, Cd, etc.) por absorción atómica de llama es necesario tener las muestras en solución y libres de posibles interferentes, tales como materia orgánica o particulado. Para lograr estas condiciones, y con el objeto de reducir la interferencia por materia orgánica y liberar los metales de la matriz manteniéndolos en solución, es necesario realizar el tratamiento previo de las muestras. Se debe realizar el procedimiento de preparación, digestión y preservación, tratamientos que se realizan según el tipo de matriz.

El mercurio también es medido con esta técnica, pero este análisis se realiza en ausencia de llama, debido a la fácil volatilidad del elemento cuantificado. Esta metodología se denomina *absorción atómica-generación de hidruros*.

La siguiente ecuación engloba la reacción de la cianuración y el compuesto de oro en matriz líquida proveniente de procesos de control metalúrgicos, que es cuantificado por la técnica de espectrofotometría de absorción atómica:



Generalmente, las muestras provienen de diversos orígenes; las más frecuentes son las muestras de aguas, efluentes, rocas, suelos, etc. Como todas las matrices varían, son diferentes en su composición intrínseca y en su respuesta al tratamiento previo de adecuación a la medición por llama.

Figura 7.7. Técnica de espectrofotometría de absorción atómica

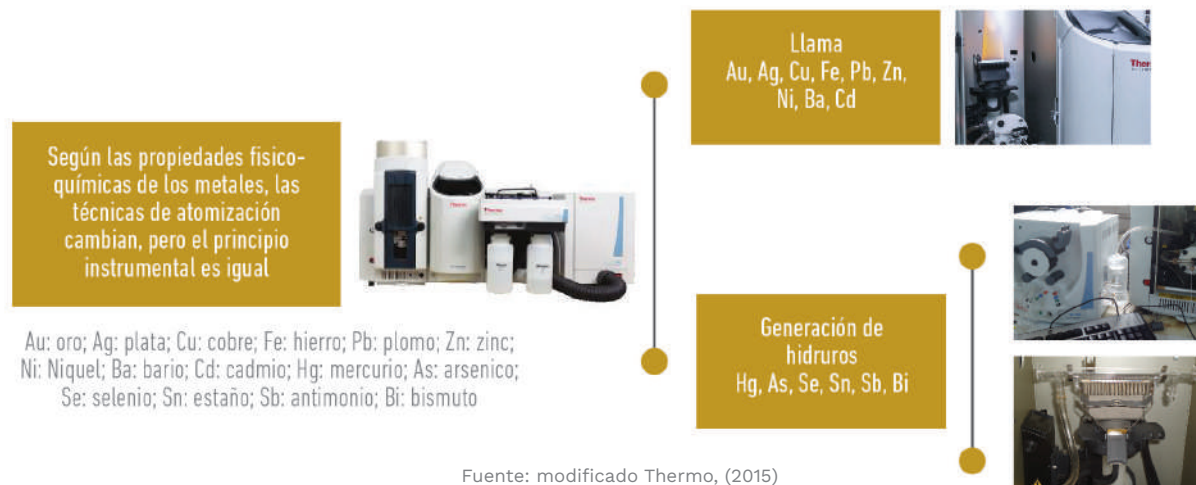
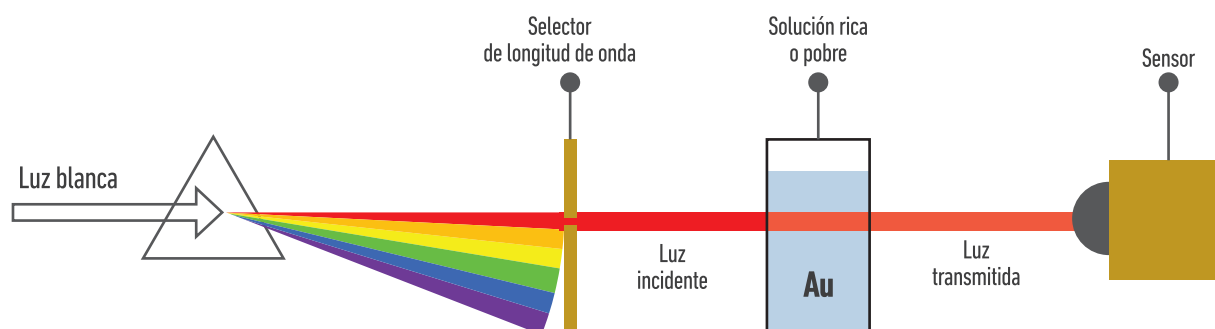


Figura 7.8. La técnica instrumental de ultravioleta visible es una alternativa de medición cuando no se cuenta con el equipo de absorción atómica para determinar el oro



7.2.3.3. APLICACIÓN DE LA TÉCNICA DE ESPECTROFOTOMETRÍA DE ULTRAVIOLETA VISIBLE

El principio de la espectrofotometría ultravioleta visible involucra la absorción de radiación ultravioleta visible por una molécula, lo que causa la promoción de un electrón de un estado basal a un estado excitado, con la liberación del exceso de energía en forma de calor. La longitud de onda (λ) varía de 160 a 800 nm.

Método colorimétrico para la determinación de oro en campo (púrpura de Cassius)

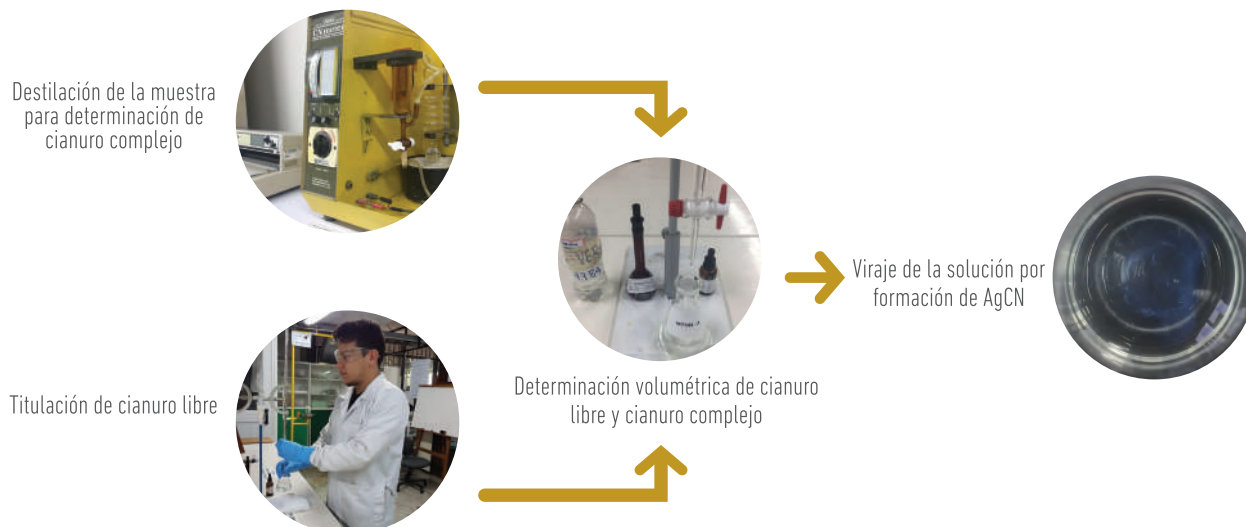
La determinación de oro por colorimetría es una alternativa de análisis instrumental aplicada cuando no se cuenta con espectrofotómetro de absorción atómica (AA). Este método es aplicable en trabajo de campo. Para determinar microcantidades de oro en soluciones cianuradas se realiza la precipitación con zinc para eliminar interferencias. Esta precipitación se realiza con soluciones cianuradas que contengan una concentración de cianuro mayor que o igual a 1 g/L, y cuyos valores de pH sean mayores de once unidades. El precipitado formado se disuelve, y se desarrolla el color usando el método de cloruro estañoso. Este reactivo permite cuantificar oro en soluciones usando la prueba del método púrpura de Cassius.

7.2.3.4. APLICACIÓN DE LA POTENCIOMETRÍA DE ION CIANURO

Para determinar la cantidad de cianuro que se encuentra presente en una solución de proceso, o solución final, para desecharla, es necesario aplicar metodologías instrumentales que combinan destilación y potenciometría. Una de ellas es la descomposición de cianuro total a libre, que se realiza mediante el método de electrodo de ion selectivo integrado a un analizador de cianuro. El procedimiento se fundamenta en la destilación de la solución de cianuro mediante enfriamiento de aire; el ácido cianhídrico (HCN) producido durante la reacción es

condensado y absorbido por burbujeo en una solución de hidróxido de sodio (NaOH 0,1 M), e inmediatamente es detectado y leído usando el electrodo de ion selectivo para cianuro. El análisis permite determinar cianuro total en cualquier tipo de soluciones, con un rango de detección que abarca desde 5 ppb a 260 ppm. Puede ser aplicado en análisis de aguas residuales, aguas procedentes de procesos metalúrgicos y actividad minera. El equipo utilizado en esta metodología es el cianurómetro.

Figura 7.9. Proceso de determinación de cianuro total. Se realiza inicialmente mediante una destilación utilizando un cianurometro y seguido mediante una titulación volumétrica

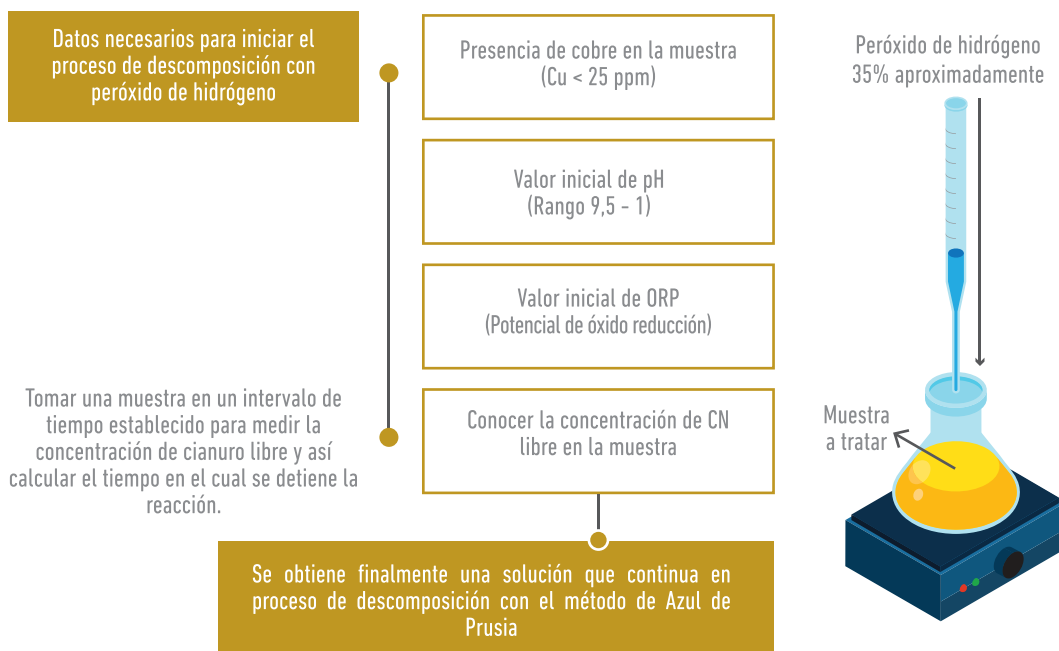


7.2.3.5. TRATAMIENTOS DE DESCOMPOSICIÓN DE CIANURO

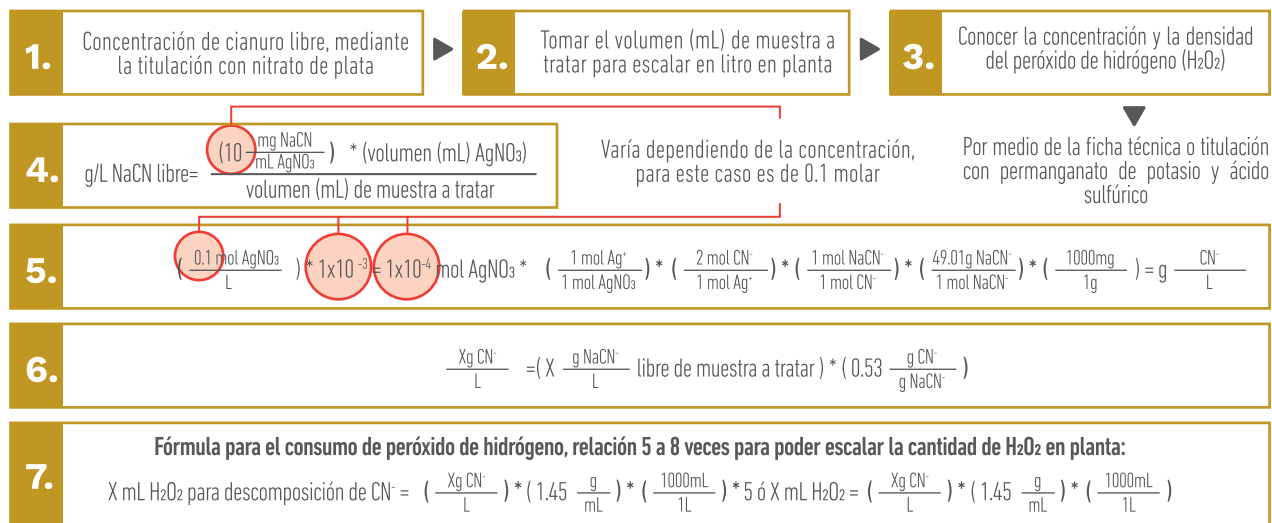
De acuerdo con lo expuesto, existen dos formas principales de cianuro: libre y compleja. Para descomponer el cianuro libre se utiliza el método de descomposición con peróxido de hidrógeno al 35%. En ocasiones se encuentran en el mercado concentraciones mayores, que pueden utilizarse de acuerdo al cálculo de reacción. El diagrama presentado expone los parámetros físico-químicos que se deben tener en cuenta en el proceso y los equipos que se requieren.

Método para descomponer el cianuro complejo presente en la solución pobre

Figura 7.10. Tratamiento con el método de peróxido de hidrógeno para descomposición de cianuro libre



CÁLCULO PARA DOSIFICACIÓN DE PERÓXIDO



La metodología del azul de Prusia es el proceso final para completar la descomposición de todos los complejos metálicos transformándolos en compuestos más estables, que no generen impacto negativo en las condiciones ambientales. El material (lodo) producto de este proceso es llevado a confinamiento.

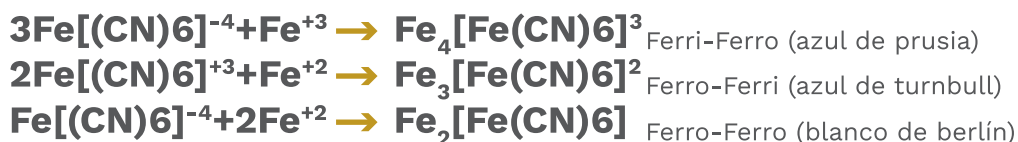
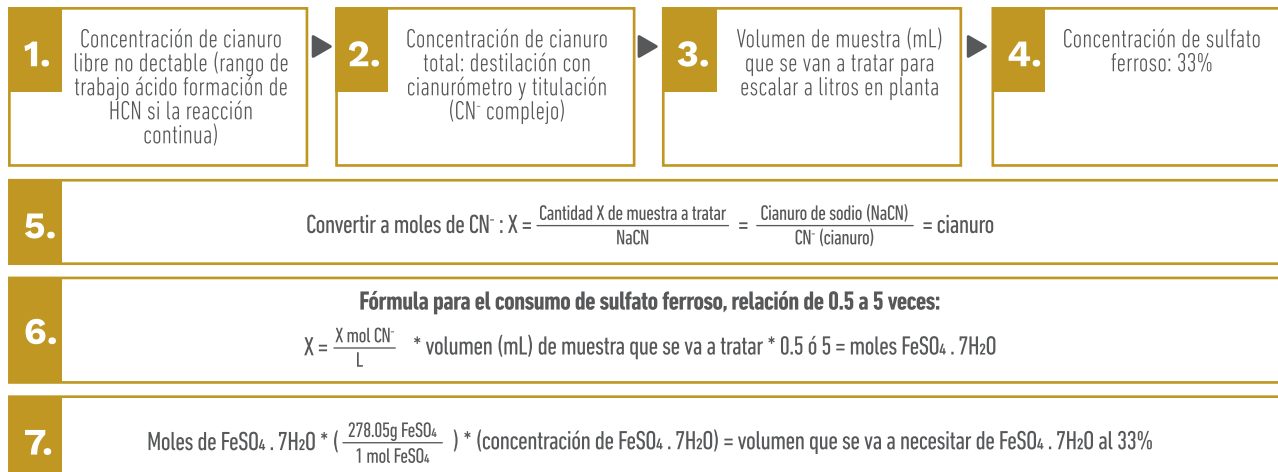
Figura 7.11. Diagrama de descomposición de cianuro complejo mediante el método azul de Prusia



7.2.3.6. ENSAYO EN LABORATORIO DE LA DESCOMPOSICIÓN DE CIANURO LIBRE Y COMPLEJO A FORMAS ESTABLES

La concentración de cianuro total puede disminuir en el transcurso del tiempo y llegar al valor mínimo o no detectable. Los colores típicos de las reacciones que se llevaron a cabo fueron azul, verde y marrón, típicos de la precipitación de cianuro. El exceso de hierro a pH ácido promueve la formación de las siguientes sales complejas y muy estables.

CÁLCULO PARA DOSIFICACIÓN DE PERÓXIDO



En carencia de hierro se puede formar azul de Prusia soluble, que luego se convierte en hexacianoferrroso soluble. Al final de la coagulación-floculación se obtiene un color azul, que indica que el tratamiento es incompleto. La solución final se torna marrón.



7.2.3.7. PRUEBAS AMBIENTALES PARA RELAVES

Prueba de toxicidad (TCLP: toxicity characteristics leaching procedure)

El análisis de TCLP (sigla de toxicity characteristics leaching procedure) es una prueba de lixiviación que mide la liberación de contaminantes en un residuo sólido cuando entra en contacto con fases líquidas. Hace parte de las pruebas de interés que se aplican a residuos de beneficio de minerales auríferos, junto con las pruebas de reactividad de cianuros y sulfuros.

Balance ácido base (test ABA) para predecir el drenaje ácido de minas (DAM)

El drenaje ácido de rocas o de minas es un proceso natural producto de la oxidación atmosférica (por ejemplo, por la acción del agua, oxígeno y dióxido de carbono) de los minerales de sulfuro de hierro, pirita y pirrotina en presencia de oxígeno, agua y bacterias como el Thiobacillus ferrooxidans. La exposición de minerales sulfurados al ambiente ocurre cuando se abren túneles, se hace remoción de material estéril de una mina y se disponen residuos producto del proceso de beneficio del mineral de interés (Leal, 2015).

Figura 712. Concentraciones máximas permitidas para prueba de TCLP

ELEMENTO	PERMISIBLE EN EL LIXIVIADO* mg/L
Arsénico - As	5,0
Bario - Ba	100
Cadmio - Cd	1,0
Cromo - Cr	5,0
Plomo - Pb	5,0
Mercurio - Hg	0,2
Selenio - Se	1,0
Plata - Ag	5,0

*Concentraciones máximas de contaminantes para la prueba TCLP-Decreto 4741 de 2005.

Los minerales, al entrar en contacto con el aire, pueden sufrir procesos de oxidación química y lixiviación de metales, metaloides y aniones. Posteriormente, al interactuar el agua del ambiente con los óxidos formados, genera agua ácida, que contiene iones de metales pesados que, al ser arrastrados a fuentes de agua superficial o subterránea, terminan contaminándola. En la figura 7.13 se muestra el proceso de generación de drenaje ácido.

El procedimiento de lixiviación característica de toxicidad es una herramienta de caracterización mediante la cual se estudia la capacidad de lixiviación de analitos tóxicos, para definir los impactos en el ambiente referidos a contaminación de aguas superficiales, de suelos y riesgos a la salud

Estas reacciones geoquímicas se aceleran en áreas mineras debido a que el aire entra en contacto con mayor facilidad con los sulfuros mediante las labores de acceso y la porosidad creada en las pilas de estériles y residuos; a ello se une el cambio de composición química y el incremento de la superficie de contacto de las partículas (Aduvire, 2006).

Los drenajes ácidos de mina, además de un bajo pH contienen una gran cantidad de sólidos en suspensión, con un alto contenido en sulfato y metales (Fe, Al, Mn, Zn, Cu, Pb, Hg, Cd, Ni) que son nocivos para la actividad biológica, contaminan los cursos de agua y pueden causar daños a las estructuras construidas por el hombre (Çelebi, Öncel y Kobya, 2018). Generalmente, la producción de ácido de un material se mide en función de la presencia de azufre en el mineral.

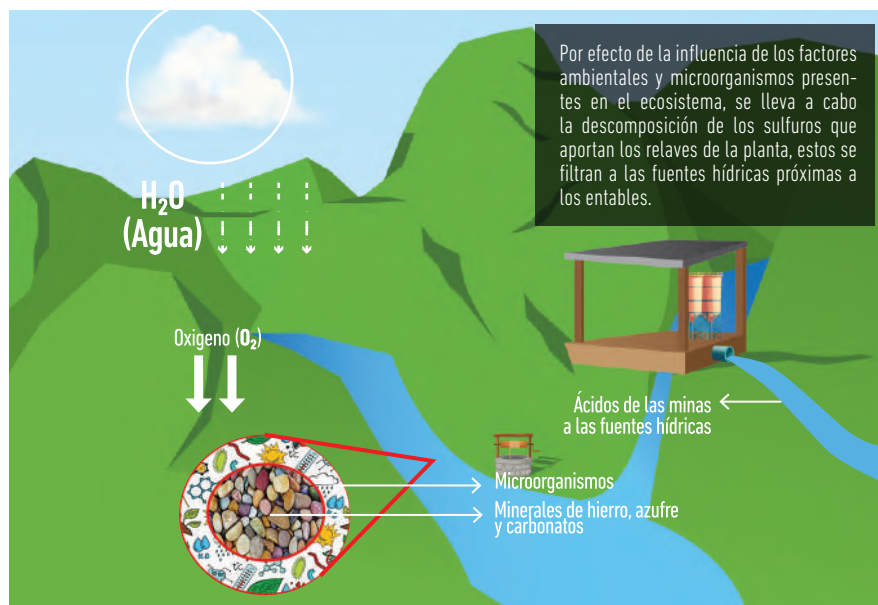
7.3 PUNTOS DE MUESTREO VISITADOS

7.3.1. MUNICIPIO DE FRONTINO, SECTOR DE EL HOYO, VEREDA EL CERRO

La toma de muestras se realizó en la quebrada San Pedro, principal fuente hídrica en el sector, y en la quebrada Las Ánimas, que desemboca en la quebrada San Pedro, por ser un afluente proveniente de la actividad minera cercana a los puntos muestreados. Tomando como base los molinos de arrastre en la zona El Hoyo,

se recolectaron muestras aguas arriba y aguas abajo del procesamiento, sedimentos activos, aguas en contacto con los sedimentos y aguas superficiales en las dos quebradas mencionadas. Como respaldo, en el muestreo se tomaron vertimientos de los entables cercanos a la quebrada San Pedro (fotografía 7.2).

Figura 7.13. Proceso de generación de drenaje ácido de minas



Fotografía 7.2. Muestreo en el sector de El Hoyo. A) Quebrada San Pedro aguas arriba de la actividad minera de El Hoyo. B) Quebrada Las Ánimas aguas arriba de la actividad minera de El Hoyo, antes de unión con la quebrada San Pedro. C) Vertimiento a la quebrada San Pedro del entable Raúl Brand, antes de la unión con la quebrada. D) Quebrada san pedro, aguas abajo de la actividad minera



7.3.2. MUNICIPIO DE FRONTINO, SECTOR DE EL APIQUE, VEREDA EL CERRO

El punto de referencia para la toma de muestras ambientales en este sector se ubicó en la planta de beneficio El Apique. La fuente hídrica relacionada es la quebrada El Carmen. Los lugares de muestreo donde se tomarían sedimentos activos, aguas en contacto con los sedimentos activos y aguas superficiales se establecieron aguas arriba y aguas abajo de la actividad metalúrgica de la planta. Las muestras de relaves y vertimiento provinieron de la cancha de desechos contigua a la planta de procesamiento (fotografía 7.3).

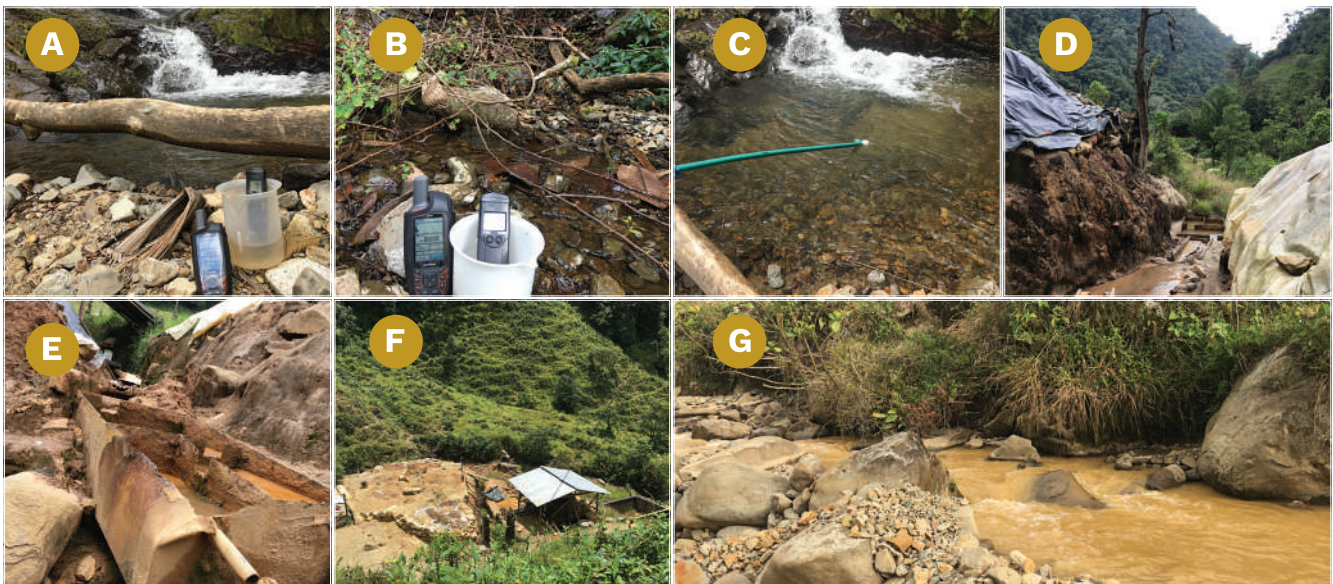
Fotografía 7.3. Muestreo en el sector de El Apique. A) Cancha de relaves de la planta de beneficio El Apique. B) Quebrada El Carmen aguas debajo de la planta de beneficio El Apique. C) Vertimiento de relaves de la planta El Apique a la quebrada El Carmen. D) Unión de vertimiento de relaves de la planta El Apique a la quebrada El Carmen



7.3.3. MUNICIPIO DE ABRIAQUÍ, SECTOR DE POPALES, VEREDA SANTA TERESA

En la zona de Popales se identifica la presencia alrededor de 32 entables compuestos por molinos de arrastre que utilizan como alimentación de los procesos de beneficio el agua de las quebradas Santa Teresa y Rompe Ropa. Los vertimientos resultantes de dichos procesos se canalizan solamente en la quebrada Santa Teresa, que está rodeada por los entables. Las muestras tomadas para la caracterización del sector se ubicaron aguas arriba de la concentración de entables, tanto en la quebrada Santa Teresa como en la quebrada Rompe Ropa, donde se recolectaron sedimentos activos, aguas en contacto con los sedimentos y aguas superficiales. Se tomaron relaves de tres entables, con sus respectivos vertimientos, y como muestra adicional se recolectó agua superficial aguas debajo de toda la actividad del sector de Popales, en la quebrada Santa Teresa. Es pertinente aclarar que, debido a la presencia de viviendas, ganadería y la generación de aguas negras, no fue posible la toma de sedimentos activos aguas abajo de la zona de explotación minera (fotografía 7.4).

Fotografía 7.4. Muestreo en el sector de Popales. A) Quebrada Santa Teresa aguas arriba de la actividad minera de Popales. B) Quebrada Rompe Ropa aguas arriba de la actividad minera de Popales. C) Toma de agua superficial en la quebrada Santa Teresa, aguas arriba de la actividad minera de Popales. D) Canal de vertimiento de relaves de Farid Gallego a la quebrada Santa Teresa. E) Vertimiento del molino de arrastre de Ana Gallego a la quebrada Santa Teresa. F) Acopio de relaves del molino de arrastre de Farid Gallego. G) Quebrada Santa Teresa, toma de agua superficial aguas debajo de la actividad minera de Popales



7.3.4. MUNICIPIO DE ABRIAQUÍ, SECTOR DE EL PORVENIR, VEREDA LA ANTIGUA

En la zona se cuenta con la planta de procesamiento El Porvenir, que presenta los diferentes procesos de molienda y concentración; además, tiene implementada la lixiviación de oro con cianuro. En esta zona se tomaron muestras aguas arriba y aguas abajo de sedimentos activos, aguas en contacto con los sedimentos y aguas superficiales de la quebrada La Antigua, principal fuente hídrica del sector, que se emplea para alimentar los procesos de la planta y en la cual se descargan las aguas resultantes del mismo. Otra quebrada muestreada es La Secreta, que se une con la quebrada La Antigua y arrastra las descargas de sectores aledaños de beneficio. En la planta se tomaron muestras de vertimientos y relaves (fotografía 7.5).

Fotografía 7.5. Muestreo sector El Porvenir A) Quebrada La Antigua aguas arriba actividad minera El Porvenir B) Vertimiento de material molido en barriles planta El Porvenir a quebrada La Antigua. C) Cámara de relaves del material cianurado y tratado planta El Porvenir D) Quebrada La Secreta aguas abajo de actividad minera El Porvenir E) Quebrada La Antigua aguas abajo de actividad minera El Porvenir



7.3.5. MUNICIPIO DE FRONTINO, SECTOR DE SAN DIEGO, VEREDA EL CERRO

Fotografía 7.6. Muestreo en el sector de San Diego. A) Nacimiento de la quebrada El Carmen, aguas arriba de la actividad minera de San Diego. B) Vertimiento de molinos de arrastre 1 y 2 a la quebrada El Carmen antes de la actividad de San Diego. C) Quebrada El Carmen aguas debajo de la actividad minera de San Diego, antes de la unión con la quebrada San Diego. D) Quebrada San Diego aguas arriba de la actividad minera de San Diego. E) Quebrada San Diego aguas abajo de la actividad minera de San Diego. F) Relave de acopio de entables de San Diego



En la zona de San Diego se presenta el beneficio localizado en diferentes puntos de molinos de arrastre. Se recolectaron muestras aguas arriba y aguas abajo del acopio de la zona. Se tomaron como principales fuentes hídricas las quebradas San Diego y El Carmen. En esta última se complementó el muestreo realizado en el sector de El Apique con una muestra del nacimiento y del aporte generado por la actividad minera de San Diego. Además, se recolectaron relaves de los principales puntos de recolecciones de material beneficiado, fotografía 7.6.

7.3.6. MUNICIPIO DE FRONTINO, SECTOR DE LA CLARITA, VEREDA LA CLARA

En el sector de La Clarita, para el proceso de beneficio de oro se cuenta con entables con molinos de arrastre. La fuente hídrica de referencia en el muestreo fue la quebrada La Clarita, que se muestreó en un punto anterior a la actividad minera y en uno posterior a la misma, con el fin de identificar la influencia de la realización de actividades antropogénicas relacionadas con la extracción de oro. Se midieron in situ variables como el pH y se tomaron muestras de relaves de dos plantas visitadas.

Fotografía 7.7. Muestreo en el sector La Clarita A) Quebrada La Clarita aguas arriba de la actividad minera. B) Molino de arrastre en el sector. C) Pila de disposición de relave del molino de arrastre D) Medición de pH aguas abajo de la actividad minera, quebrada La Clarita



7.4. ANÁLISIS QUÍMICOS Y AMBIENTALES

La caracterización química y ambiental desarrollada con la aplicación de las diferentes herramientas analíticas e instrumentales permite construir una perspectiva general sobre el estado en el que se encuentran los recursos naturales que están en contacto con los procesos de beneficio del oro en los puntos visitados. En este estudio también se identifican las posibles fuentes que pueden ocasionar una contaminación significativa del medio ambiente por la actividad metalúrgica en las zonas muestreadas. Por tal motivo se exponen técnicas y metodologías para controlar y eliminar sustancias tóxicas, así como para remediar sus efectos, y se promueven buenas prácticas para la extracción de minerales auríferos

7.4.1. DETERMINACIÓN DE PH

En este estudio se mide la acidez, por ser una propiedad físico-química básica, en las aguas superficiales, aguas en contacto con sedimentos activos, vertimientos y aguas de nacimiento o naturales, muestreadas en la zona de interés (figura 7.14 y 7.15). El valor límite permisible está entre 6 y 9 unidades de pH (MinAmbiente, 2015).

La determinación del valor de pH de las muestras de aguas superficiales tomadas en campo permite clasificar varios aspectos a partir de la presencia de metales o compuestos en los afluentes. Así, puede haber un comportamiento ácido ($\text{pH} < 7$ hasta 1 unidad) o básico ($\text{pH} > 7$ hasta 14 unidades) (Skoog *et al.*, 2005), que puede atribuirse a las actividades de beneficio o a la composición natural de los minerales en la zona. En general, el comportamiento de

las muestras líquidas tomadas en las zonas de estudio, en los municipios de Frontino y Abriaquí, oscilaron entre 4,46 y 7,98 unidades de pH. Se detectó un comportamiento ácido del 66% principalmente en los sectores de San Diego, ubicados en la parte alta de la vereda El Cerro, La Clarita (Frontino) y El Porvenir (Abriaquí). Se identificaron valores más neutros y levemente básicos en los sectores de El Hoyo y El Apique, situados en la parte baja de la vereda El Cerro (Frontino), y en el sector de Popales (Abriaquí).

En los procesos de extracción de depósitos que contienen algún metal o mineral de interés, la remoción de los suelos con miras a su procesamiento genera una exposición que altera las condiciones base del medio y ocasiona reacciones y fenómenos físico-químicos que dan lugar a una composición alterada (Aduvire, 2006). Por esta razón, los valores de pH permiten evaluar la trayectoria de las especies químicas solubles en las fuentes hídricas relacionadas con los sectores mineros, tanto en las zonas previas a la influencia de los procesos de extracción como en las zonas posteriores a estos. Los valores de pH ponen en evidencia la presencia de ciertas especies químicas; de esta manera, cuando se obtienen valores ácidos se considera que predominan compuestos como el azufre y metales como el hierro, cobre, plomo, aluminio, manganeso, zinc y níquel; por su parte, los medios alcalinos se relacionan con el contenido de carbonatos, hidróxidos y elementos como calcio, sodio, magnesio y potasio.

Figura 7.14. Valores de pH tomados in situ en muestras líquidas en los sectores de El Hoyo, El Apique (municipio de Frontino) y el sector de Popales (municipio de Abriaquí)



Las muestras tomadas de aguas en contacto con sedimentos activos y aguas superficiales en el sector de El Hoyo (parte baja de la vereda El Cerro) presentan un comportamiento levemente ácido, con una tendencia neutra. En la zona en que se encuentran los puntos de extracción, donde se emplean los molinos de arrastre, las quebradas San Pedro y Las Ánimas, que son las fuentes de abastecimiento de agua, exhiben un valor de pH similar, de 6,70, aguas arriba de la actividad minera (figura 7.14). Como influencia de la quebrada San Pedro se tomaron los vertimientos de dos molinos de arrastre: uno cercano a la caída vertical de la quebrada, con un pH de 7,06, y otro del entable de Raúl Brand, con un pH de 6,86. Finalmente se tomó una muestra aguas abajo de toda la actividad minera del sector de El Hoyo, después de la unión de las quebradas San Pedro y Las Ánimas, donde el valor de pH fue de 7,03. Ninguna de las muestras líquidas colectadas en esta zona presenta concentración de mercurio (se probó la determinación de mercurio por espectrofotometría de absorción atómica-generator de hidruros GH-AAS, límite menor 2,0 ppb, equivalente a 0,002 ppm), aunque aguas arriba de las quebradas San Pedro y Las Ánimas los sedimentos activos tienen valores de Hg de 0,051 y 0,188 ppm, respectivamente, y aguas abajo de toda la actividad minera el sedimento activo de la unión de las dos quebradas tiene una concentración de 0,814 ppm. La movilidad

no se presenta en las aguas. Esta condición puede deberse principalmente a que el pH de las aguas no favorece la solubilidad del mercurio, lo que posibilita la acumulación en la fase sólida disponible.

Los resultados de pH mencionados indican un proceso de neutralización entre especies ácidas y alcalinas que se han solubilizado en el medio (Aduvire, 2006). Este principio se explica relacionando la actividad de los iones en solución con la composición de los sedimentos activos que entran en contacto con las muestras líquidas analizadas y la muestra del material de cabeza, que es representativo de la mineralogía propia de la zona, caracterizados por fluorescencia de rayos X. En los análisis de los sedimentos activos se identifican altas concentraciones de hierro (con un rango de 2,60% a 10,04%), de aluminio (de 0,47% a 2,50%), de calcio (de 0,60% a 7,61%) y de azufre (de 0,05% a 1,17%). En el material de cabeza de la zona se cuantifica hierro con 6,88%, aluminio con 1,31%, azufre con 3,66% y calcio con 12,03%. Estos resultados indican la presencia de especies ácidas, como los sulfuros de hierro, proporcional a los porcentajes cuantificados, y también especies con tendencia alcalina, por las concentraciones elevadas de calcio, tanto en los sedimentos como en el material de cabeza, que pueden relacionarse con los carbonatos o feldspatos cálcicos que en ocasiones se presentan en la roca hospedante y que se relacionan con la presencia de aluminio en porcentajes significativos (Aliyari, Rastad, Goldfarb y Sharif, 2014).

A partir de los valores cuantificados en la zona de procesamiento de El Apique se identifican aguas básicas procedentes de la quebrada El Carmen, que es la fuente hídrica empleada en el beneficio del oro en el sector, al igual que en la muestra del vertimiento generado en las canchas de relaves. El pH de la quebrada El Carmen aguas arriba de la actividad minera de El Apique es de 7,78, aguas abajo de la actividad minera es 7,98, y el vertimiento tiene un valor de 7,95 (figura 7.14). Esta condición alcalina está relacionada con la caracterización por fluorescencia de rayos X de los sedimentos activos que están en contacto con las aguas mencionadas y que tienen concentraciones altas de especies básicas como el calcio (de 14,82% a 15,75%) y potasio (de 0,73% a 0,92%). Estos elementos se presentan en su mayoría como carbonatos, y generan una neutralización de los sulfuros de hierro, que al oxidarse acidifican el medio. En las muestras, su contenido se relaciona con las concentraciones de hierro en un rango de 9,68% a 11,20%, y de azufre, de 0,51% a 2,77% (Aduvire, 2006).

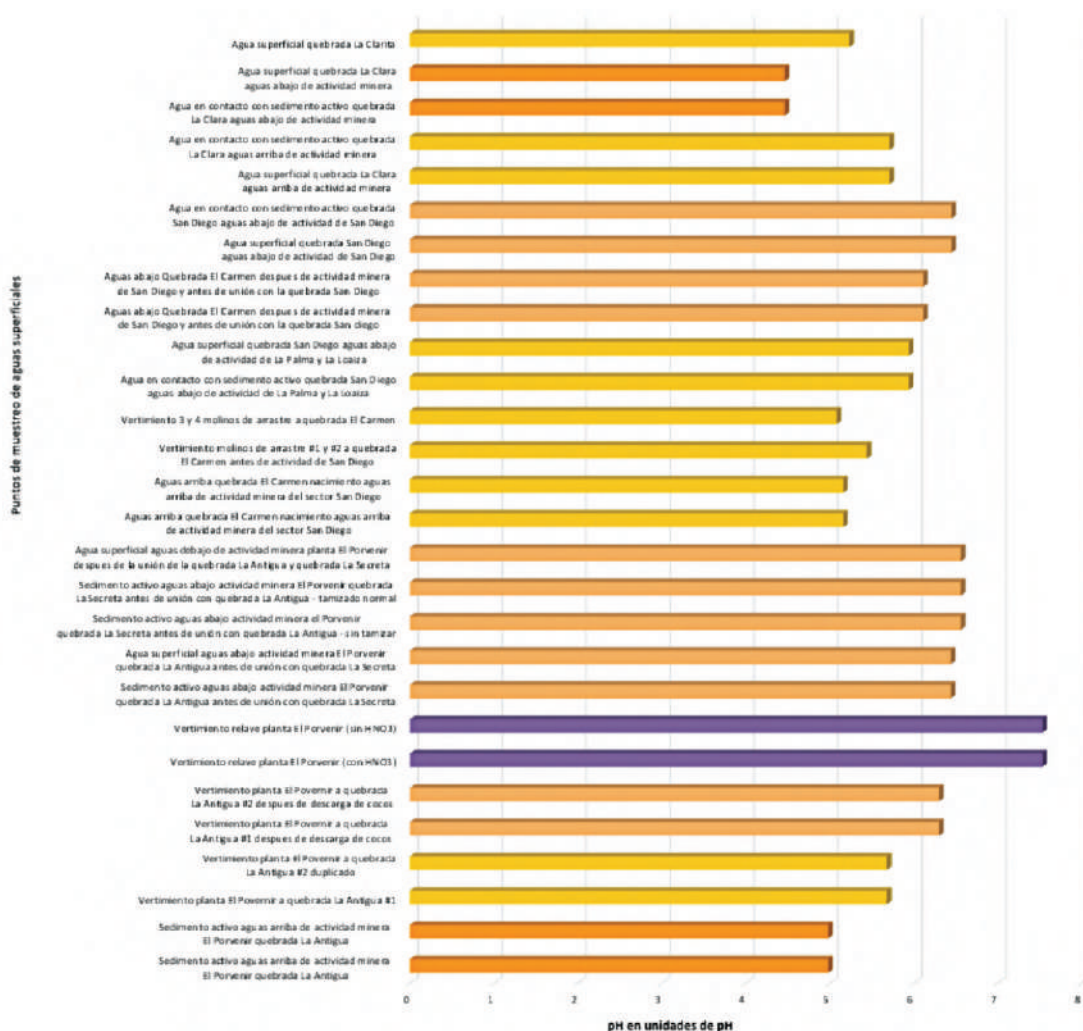
La caracterización mineralógica, por su parte, pone en evidencia concentraciones altas de carbonatos y la presencia de sulfuros de hierro, como la pirrotina, que es muy reactiva (Hinojosa, 2002), pero también exhibe el contenido en cantidades similares de magnetita, que es un óxido de hierro (Aliyari *et al.*, 2014). Esta correlación apunta a la presencia de hierro no solo como sulfuro, sino como óxido o hidróxido, que también es el resultado de la oxidación de sulfuros, lo que favorece la tendencia básica de las aguas (García, Moreno, Hernández y Polo, 2002). El pH básico del vertimiento se vincula con la caracterización de los relaves, donde se evidencia el proceso de neutralización de los carbonatos a los sulfuros en la disminución del contenido de calcio en los relaves, con un rango de 1,62% a 4,53%, mientras que las crecientes concentraciones de azufre pueden llegar a valores que oscilan entre 8,62% y 19,67%. Esta variación tan marcada del azufre pone de manifiesto la liberación de este elemento por la reactividad de los sulfuros de hierro, que son neutralizados, pero quedan precipitados el azufre y el hierro en el material; de ahí la concentración del hierro con valores en los relaves de entre 9,37% y 22,31. En las muestras del sector, especialmente en las muestras líquidas de la quebrada El Carmen, el mercurio no fue detectable; en los sedimentos en contacto con las muestras líquidas mencionadas se cuantificaron valores en la quebrada, aguas arriba, de 0,054 ppm, y aguas abajo, de 354,6 ppm, lo que revela que no se genera movilidad del metal en las aguas, debido a que el pH es básico y no favorece la solubilidad del mercurio, y que este se acumula en los sedimentos de la quebrada después del procesamiento de la planta de beneficio, lo que se puede correlacionar con el contenido en los relaves de 579 ppm en la zona 1, de 478,4 ppm en la zona 2, de 328,4 ppm en la zona 3, y de 332,7 ppm en la zona 4, y el posible aporte que estos generen a la quebrada (la determinación de mercurio se hizo mediante espectrofotometría de absorción atómica-generador de hidruros GH-AAS, con un límite menor 2,0 ppb, equivalente a 0,002 ppm).

En el sector de Popales se recolectaron muestras ambientales en las quebradas Santa Teresa y Rompe Ropa, de cuyas aguas se alimentan los molinos de arrastre de la zona. Los valores de pH de las muestras líquidas recolectadas son levemente básicos. De las quebradas Santa Teresa y Rompe Ropa, aguas arriba de la actividad minera, se hallaron valores de 7,55 y 7,34 respectivamente. Se midieron valores de 7,38 pH en el vertimiento del molino Farid Gallego 1, un pH de 7,26 en el molino de Farid Gallego 2, un pH de 7,56 en el molino 2 de Unaldo Gallego y un Ph de 7,40 en el molino de Ana Gallego. Finalmente, para cerrar el ciclo, se tomó una muestra de agua superficial aguas abajo de toda la actividad minera del sector de Popales, que arrojó un valor de pH de 6,56. Cabe resaltar que esta muestra no está asociada a sedimentos activos, porque hay interferencia de aguas negras de viviendas y ganadería (figura 7.14). De las muestras sólidas tomadas en el sector, teniendo en cuenta tanto los sedimentos activos como los relaves, todas presentan contenido de mercurio. De los sedimentos de las quebradas muestreadas en puntos previos a la actividad minera se establecen valores de 0,052 ppm en la quebrada Rompe Ropa, y 0,236 ppm en la quebrada Santa Teresa. Así pues, hay indicios de que actividades independientes y antepuestas a la zona seleccionada en esta investigación están aportando el metal pesado. Además, las concentraciones de mercurio en los diferentes relaves muestreados en el sector son significativas, pues se encuentran en un rango de 1,259 hasta 5,720 ppm. Un aspecto favorable de los valores de pH sobre las concentraciones de mercurio es que las características o la tendencia básica de las aguas de la zona no favorecen, en condiciones naturales del ambiente, la movilidad del mercurio. Por este motivo el metal tiende a tener tan altos contenidos de acumulación. Como evidencia se tiene que las aguas en contacto con los sedimentos y los vertimientos de los relaves no tienen concentraciones de mercurio detectables mediante la técnica de determinación de mercurio por espectrofotometría de absorción atómica-generador de hidruros GH-AAS, con límite menor 2,0 ppb equivalente a 0,002 ppm.

Para complementar la caracterización química se recurre a las determinaciones por FRX de los sedimentos activos y los relaves que, relacionadas con la caracterización mineralógica, permiten establecer por qué los valores de pH presentan tendencia básica. Como elementos presentes en altas concentraciones, en los sedimentos activos de las quebradas mencionadas se identificaron altos valores de hierro, con un rango de 8,80% a 12,92%, pero bajos contenidos de azufre (alrededor de 0,25%), lo que indica compuestos de baja reactividad en el medio, como los sulfuros de hierro, que generan una acidez proporcional a la presencia de piritita en la mena, que es un sulfuro de reactividad leve. Entre las especies que aportan alcalinidad están el calcio (alrededor de 3,98%) y el potasio (de 0,89% a 1,72%), que también se pueden relacionar con el aluminio, que se presenta en un 3,96% en proporción a los aluminosilicatos, como es el caso de la clorita, que está presente en la mineralogía del sector.

Por las características mencionadas, y teniendo en cuenta que los vertimientos son básicos y que en la composición mineralógica del sector predominan los óxidos de hierro, como la hematita, y que además, como evidencia de la oxidación de sulfuros y su neutralización está la precipitación en las rocas, que da lugar a la formación de una capa rosa en la quebrada Santa Teresa (fotografía 7.4), se puede establecer que la relación del azufre no es solo como sulfuros, ya que el hierro también está presente como óxidos (Townley, 2006).

Figura 7.15. Valores de pH tomados in situ en muestras líquidas en los sectores de El Hoyo, El Apique (municipio de Frontino) y el sector de Popales (municipio de Abriaquí)



A partir de las mediciones in situ de pH realizadas en el sector de El Porvenir, en la quebrada La Antigua, que es la fuente hídrica principal de los procesos de beneficio de la planta, y en la quebrada La Secreta, que se une a La Antigua después de la zona de procesamiento, se puede predecir una composición rica de especies ácidas (Aduvire, 2006), debido a que los valores determinados de pH en las aguas superficiales y las que están en contacto con los sedimentos activos se encuentran en un rango de 4,98 a 6,56. La quebrada La Antigua, aguas arriba de la actividad minera, presenta el pH más ácido medido en la zona visitada (pH = 4,98). Esta característica se debe principalmente a la mineralogía del sector y las especies que se solubilizan en el medio, debido a que el punto del muestreo es el lugar de mínima influencia en la cadena de procesamiento (figura 7.15). La caracterización por FRX de los sedimentos activos en contacto con las aguas mencionadas pone en evidencia un porcentaje de hierro del 5,70%, seguido por el aluminio con un 2,61%, el potasio con 1,14%, el calcio con 0,678% y el azufre con 0,146%. El

calcio y el azufre están en bajas cantidades, lo que indica que las especies se están solubilizando en el medio y que está ocurriendo un intento de neutralización entre carbonatos y sulfuros; por ende, la precipitación de estos dos elementos tiene que ser baja. Este comportamiento físico-químico de las aguas en contacto con los sedimentos deriva de la composición descrita por los análisis geológicos de la zona, que exponen en la liberación, como minerales principales, la pirrotina y la marcasita, que son sulfuros de hierro reactivos y que dan origen a las aguas ácidas (con la consecuente tendencia a generar drenajes ácidos) (Hinojosa, 2002). Los carbonatos, como agentes básicos, en este caso no son suficientes para las cantidades de sulfuros presentes, y la hematita, que evidencia la neutralización de sulfuros, genera los óxidos de hierro.

Esta información es equiparable a las concentraciones de hierro, azufre y calcio en el material de cabeza, con valores de 26,79%, 22,67% y 5,465, respectivamente. El mismo fenómeno se da en los sedimentos activos y las aguas en contacto con estos, aguas abajo de la actividad minera El Porvenir. En la quebrada La Antigua, los elementos principales son proporcionales a las cantidades aguas arriba (hierro: 8,6%, aluminio: 1,8%, potasio: 1,10%, calcio: 0,27%), con excepción del azufre, que aumentó la concentración a un 6,35%. Esta precipitación puede deberse al cambio de pH en las aguas, que pasa de 4,98 a 6,44, con tendencia a la neutralidad (Pinzón, Ospina y Chávez, 2009), lo que da origen a la formación de sulfatos. Esto se puede atribuir al aporte que genera el vertimiento de las cámaras de los relaves de la planta de procesamiento a las aguas de la quebrada La Antigua, con un pH de 7,53, que proviene de materiales que se han lixiviado con un proceso de cianuración, reacción química que debe ocurrir en medio alcalino y que es controlada con la adición de sales básicas.

Como evidencia a este fenómeno se tiene la caracterización de los relaves de la planta El Porvenir por FRX, en la que elementos como el hierro (valores alrededor del 10%), el aluminio (aproximadamente 2,0%), el potasio (aproximadamente 1,0%) y el azufre (valores entre 0,22% y 5,56%, cuantificándose sulfato con un promedio de 3,23%) coinciden con los contenidos en los sedimentos. Pero el calcio evidencia un aumento significativo en la concentración, con un rango de 0,96% a 19,19%. Teniendo presente que el material de cabeza exhibe una concentración de calcio del 5,46%, el aumento se atribuye a una adición del elemento a partir de sales de características básicas, que se encargan de generar el medio alcalino necesario para que se lleve a cabo la lixiviación del material por cianuración.

El valor de pH del material en reposo de los vertimientos generados en la fase de molienda de la planta es de 5,68, y después de la descarga, de 6,30. La tendencia ácida se conserva por la composición de la mena.

La quebrada La Secreta también presenta un pH levemente ácido, de 6,44, y la composición de los sedimentos activos está distribuida principalmente en hierro (con un 5,15%), aluminio (3,82%), potasio (1,78%), calcio (0,37%) y azufre (0,11%). La estructura fisicoquímica es muy similar a la de la quebrada La Antigua; por ende, se pueden atribuir al mismo fenómeno de acidez, relacionado con los sulfuros, la neutralización con los carbonatos, la solubilidad de las especies debido al bajo contenido de calcio y azufre en los sedimentos, y los óxidos de hierro por el alto contenido de este metal y la baja proporción del azufre.

El muestreo ambiental realizado en el sector de San Diego (parte alta de la vereda El Cerro) se concentró en la quebrada El Carmen, desde el nacimiento hasta la zona influida por la actividad minera de San Diego, y en la quebrada San Diego después de la actividad minera de La Palma hasta después de las canchas de relaves del sector. La zona tiene aguas de carácter ácido. En el caso de la quebrada El Carmen, aguas arriba, en el nacimiento, el valor de pH es de 5,16. Los vertimientos que se disponen en la corriente de esta quebrada provienen del montaje de molinos de arrastre; los molinos 1 y 2 aportan un pH de 5,44, y los molinos 3 y 4 un pH de 5,08. Aguas abajo de la zona minera San Diego el valor del pH es de 6,11, y es constató una leve neutralización en el medio (figura 7.15). En la quebrada San Diego, aguas arriba de la actividad de beneficio, el pH es de 5,94, y aguas abajo, después de los entables y canchas de relaves, el pH es de 6,45, y también presenta un aumento de la neutralidad.

En cuanto a los sedimentos activos relacionados con las aguas en los puntos de muestreo, aguas arriba de la actividad de San Diego, en ambas quebradas el contenido de elementos caracterizados por FRX varían, en el caso del hierro, entre 7,2% y 9,9%; en el del aluminio, de 1,72% a 3,35%; en el del azufre, de 0,50% a 0,13%; en el del potasio, de 0,82% a 1,76%; el calcio, en cambio, tiene comportamientos diferentes, de 5,72% en la quebrada El Carmen, y de 22,83% en la quebrada San Diego.

Se ha identificado que, aun presentándose calcio en porcentajes considerables, las aguas son ácidas. Esto se debe a que el calcio no está disuelto, está precipitado y posiblemente su concentración no se asocie solamente a los carbonatos. Puntualmente la concentración más alta se presenta en la quebrada San Diego, donde la toma de la muestra se hizo aguas abajo del sector de La Palma, y el material de cabeza de esta zona presentó una concentración de calcio de 19,64%. Esta condición se puede atribuir al aumento de calcio por deslazamiento en los sedimentos de la quebrada.

Respecto a los sedimentos activos aguas abajo de las quebradas El Carmen y San Diego, tomados después de la actividad de procesamiento de San Diego, se observa un aumento en el pH de las aguas que entran en contacto con dichos sedimentos, y se toma como un indicador de posibles reacciones de neutralización. La caracterización por FRX presenta cierta similitud, pues se cuantifica el hierro con valores de 17,58% y 10,27%, aluminio con 3,63% y 1,72%, azufre con 0,11% y 0,58%, potasio con 0,72% y 1,01%, y calcio con 11,71% y 19,52%, respectivamente.

Con esta información se puede determinar que las bajas cantidades de azufre en los sedimentos son un indicador de la solubilidad de sulfuros en el medio, que genera la acidez de las aguas. La presencia de calcio se relaciona en parte con los carbonatos, pero debido a la acidez, la neutralización es mínima; además, esta se precipita en altas cantidades, lo que se confirma con la caracterización mineralógica, que indica la presencia de pirrotina, pirita y calcopirita en la mineralogía de la zona, que son sulfuros reactivos (generadores de acidez) (Hinojosa, 2002) y una baja concentración de carbonatos, lo que evita una eficiente neutralización en el medio. Los altos contenidos de calcio en los sedimentos también se puede atribuir a los aluminosilicatos (Townley, 2006), debido a que la mineralogía caracterizada en la zona expone una relación muy alta de silicatos y la presencia de epidota y clorita. Los porcentajes de hierro se atribuyen a los óxidos, por la mínima cantidad de azufre en los sedimentos, y se evidencia con la presencia de hematita y magnetita en la mineralogía del sector.

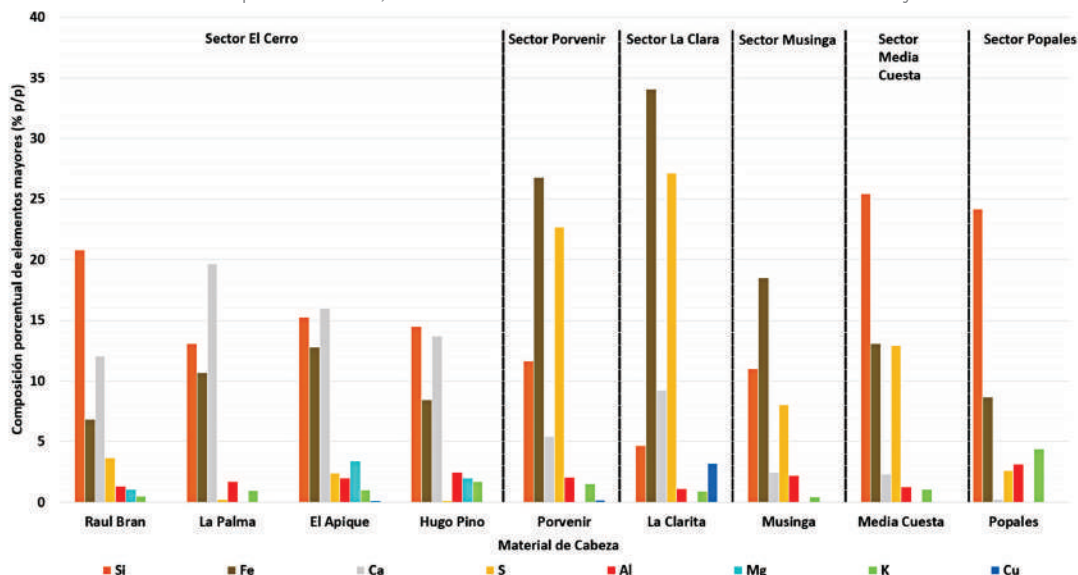
El muestreo realizado en el sector de La Clarita evidencia una zona de carácter ácido, debido a que las aguas muestreadas que están en contacto con los sedimentos activos, las aguas superficiales y efluentes de mina tienen valores de pH ácidos (figura 7.15). La quebrada tomada como punto de estudio es La Clarita, que está directamente influida por la minería del sector. Aguas arriba de la actividad minera tiene un pH de 5,71, y los sedimentos activos en contacto con dichas aguas presentan concentraciones de hierro de 9,71%, 3,28% de aluminio, 1,50% de potasio, 0,12% de azufre y 5,5% de calcio. Caracterizada por FRX, el agua afluente de mina tiene un pH de 6,43. Aguas abajo de la actividad minera de La Clarita, las aguas en contacto con los sedimentos activos tienen un pH de 4,46, y la composición de dicho sedimento por FRX es, en el caso del hierro, de 11,72%, 2,67% de aluminio, 1,31% de potasio, 1,38% de azufre y 5,54% de calcio. La composición de los sedimentos activos evidencia una baja concentración de, lo que indica la solubilidad de los sulfuros en el medio. Además, se nota un cambio en la precipitación de hierro, que puede ser proporcional a la reacción y de los sulfuros, y una etapa mínima de neutralización por los carbonatos presentes y la precipitación de óxidos de hierro.

En el medio, aunque presenta calcio, y este es relacionado con el contenido de carbonatos, al parecer la cantidad de estas sales básicas no compensa el contenido de sulfuros, por lo que las aguas en toda la trayectoria, desde la mina hasta aguas abajo de la actividad, permanecen ácidas. La caracterización mineralógica esclarece el porqué del carácter ácido de la zona, que se debe a la presencia predominante de sulfuros reactivos como la pirrotina, pirita, calcopirita y arsenopirita (Hinojosa, 2002), y el bajo contenido de carbonatos. Además, como indicadores de oxidorreducción de los sulfatos de hierro se presentan en la zona óxidos de hierro como la hematita (Townley, 2006).

7.4.2. ANÁLISIS ELEMENTAL MEDIANTE FLUORESCENCIA DE RAYOS X EN MATERIALES DE CABEZA

Los resultados generados por esta técnica permiten hacer una caracterización elemental relacionada con la composición mineralógica de los depósitos, que permite aproximarse a las condiciones de formación y clasificación. Asimismo, se puede crear una perspectiva desde los diferentes campos de aplicación. En el campo metalúrgico sirve de guía para evaluar la eficiencia de las operaciones en el proceso de beneficio. En el campo químico y ambiental brinda un indicador de la presencia y movilidad de compuestos en sedimentos activos y relaves, siendo de principal interés los metales pesados, tóxicos o generadores de drenaje ácido.

Figura 7.16. Composición de elementos mayores en el material de cabeza de las plantas de beneficio visitadas en el municipio de Frontino, determinada mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



Los resultados del análisis elemental por la técnica de fluorescencia de rayos X de las muestras del material de cabeza trabajado actualmente en plantas y entables del municipio de Frontino se presentan en las figuras 7.16 y 7.17, en las que puede observarse que la composición de elementos mayores y el contenido de elementos traza en el material presenta similitudes y diferencias debido a la manera en que se formaron los diferentes depósitos minerales en los sectores visitados.

En principio, las muestras de material de cabeza colectadas en el sector de El Cerro, en el municipio de Frontino, presentan principalmente silicio y calcio, debido a que este material provenía de vetas de cuarzo y roca de caja con altos contenidos de carbonatos de calcio. En este sector el contenido de silicio oscila entre el 13,12% y 20,80%, mientras que el contenido de calcio varía entre 12,03% y 19,64%. En cuanto al contenido de azufre, se puede observar una baja composición porcentual con respecto al silicio y el calcio, que resulta en 0,12% de azufre en la planta de beneficio Hugo Pino, 0,20% en La Palma, 2,42% en El Apique y 3,66% en Raúl Brand, lo que indica una baja presencia de sulfuros en el material de beneficio usado por estos entables. Además, por el contenido de hierro presente, que oscila entre 6,88% y 12,82%, se puede inferir que hay una composición mayoritaria de sulfuros de hierro que de otro tipo de metales; sin embargo, por el bajo contenido de azufre se puede referir al hierro en exceso, como parte de óxidos de hierro, algo que comúnmente ocurre en este tipo de depósitos.

Por otro lado, en los sectores de El Porvenir y La Clara se observa que el hierro y el azufre son los elementos presentes en mayor cantidad, tanto en el material de cabeza del entable El Porvenir como en el del entable La Clarita. Así pues, se encuentran contenidos de 26,79% de hierro y 36,04% de azufre en El Porvenir, municipio de Abriaquí, y 22,67% de hierro y 27,16% de azufre en La Clarita, municipio de Frontino. Ahora, con respecto a la proporción de silicio y calcio, mientras que en El Porvenir es de 11,68% para el silicio y 5,46% para el calcio, en La Clarita la proporción es contraria, con valores 9,25% de calcio y 4,70% de silicio, por lo que se puede conjeturar que en este material de cabeza hay un mayor contenido de sulfuros con tendencia a sulfuros de hierro, y una presencia menor de cuarzo y carbonatos de calcio provenientes de veta y roca de caja, respectivamente.

En los sectores de Musinga, Media Cuesta y Popales se puede observar que el silicio es el elemento que más se encuentra en el material de cabeza de los entables de beneficio, con concentraciones de 11,05%, 25,43% y 24,19% respectivamente, seguido por un contenido considerable de hierro, de 18,53%, 13,11% y 8,67% paralelamente, así como un contenido de azufre de 8,08% en el material de Musinga y 12,91% en el de Media Cuesta; en cambio, apenas se presenta un 2,64% en el material de Popales. Además, en estos tres sectores el contenido de calcio es el más bajo, y oscila entre el 0,23% y 2,45%, lo que podría relacionarse con una disminuida presencia de carbonatos de calcio.

De acuerdo con lo expuesto, se puede atribuir la presencia de carbonatos de calcio en los entables visitados y muestreados en el municipio de Frontino a procesos de alteración hidrotermal durante la mineralización en las zonas mineras, lo que explicaría la presencia de este elemento metálico alcalino.

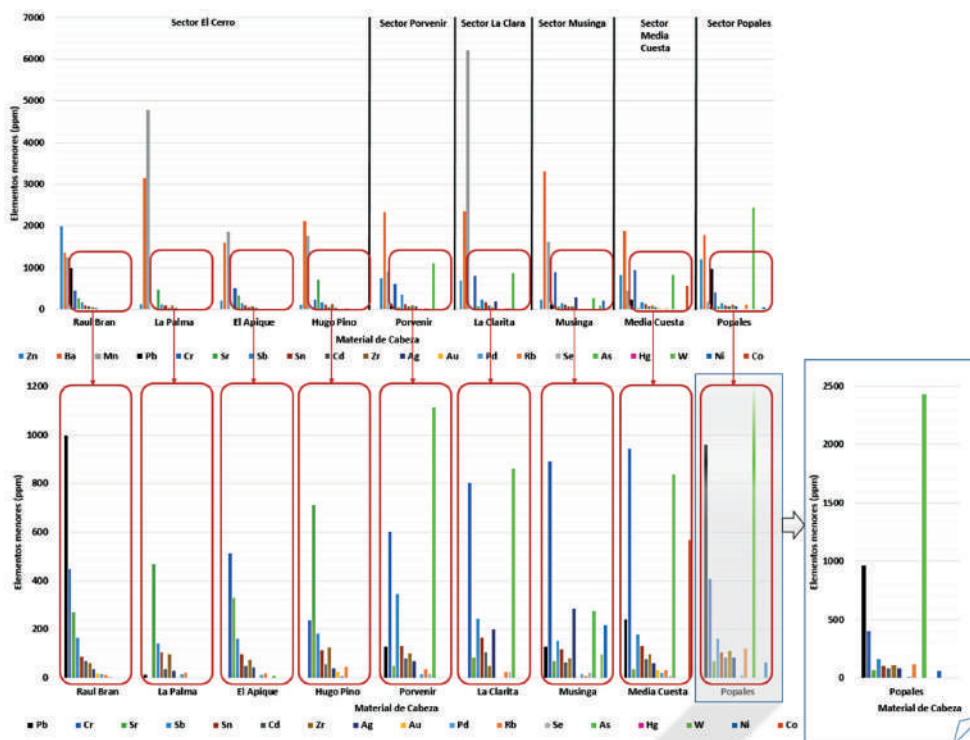
Por otra parte, además del calcio se presentan otro tipo de metales alcalinos y alcalinotérreos, como el potasio y el magnesio, respectivamente. Este último posiblemente sea aportado por minerales ferromagnesianos de las rocas hospedantes, cuya alteración genera arcillas cloríticas ricas en magnesio, que en el caso de Frontino presenta concentraciones de 3,46% en el entable El Apique, 1,98% en el entable Hugo Pino y 1,09% en el entable Raúl Brand, mientras que en los demás entables visitados y muestreados se encuentra por debajo de los límites de cuantificación del equipo portable de fluorescencia de rayos X para cada matriz de las muestras estudiadas. Conjuntamente se presentó potasio en concentraciones de 4,37% en Popales, 1,70% en Hugo Pino, 1,53 en El Porvenir, 1,09% en Media Cuesta, 1,03% en El Apique, 0,95% en La Palma, 0,91% en La Clarita, 0,49% en Raúl Brand y 0,43% en Musinga. Es importante destacar que el potasio es un metal alcalino más blando y reactivo que los metales alcalinotérreos calcio y magnesio, por lo que el contenido de potasio debe propiciar más la alcalinidad de las aguas y suelos o la neutralización, en caso de que se presenten medios de contacto ácidos.

Otro metal detectado en material de cabeza del municipio de Frontino es el aluminio, que tiene carácter anfótero. Este elemento, junto con el calcio, potasio y magnesio, normalmente se encuentran dentro de los llamados elementos mayores pertenecientes a los suelos. En Popales, el contenido de aluminio fue de 3,14%; en Hugo Pino, de 2,47%; en El Porvenir, de 2,7%; en Musinga, de 2,22%; en El Porvenir, de 2,07%; en El Apique, de 1,98%; en La Palma, de 1,70%; en Raúl Brand, de 1,31%; en Media Cuesta, de 1,24%, y en La Clarita, de 1,12%. Su presencia puede atribuirse a los feldespatos característicos de la roca hospedante y a la presencia de minerales arcillosos derivados de su alteración, como micas ricas en potasio o caolinitas ricas en aluminio.

Un interesante elemento que se encuentra presente en material de cabeza en el municipio de Frontino es el cobre, que tal y como se observa en la figura 7.16, fue hallado principalmente en el entable de beneficio de La Clarita, en el sector de La Clara, con un 3,17%, pero además se encuentra en los demás entables visitados en Frontino, donde oscila entre 0,02% y 0,19%, lo que puede indicar la presencia de calcopirita.

En la figura 7.17 se presenta el contenido de elementos menores presentes en el material de cabeza, determinados por la técnica de fluorescencia de rayos X.

Figura 7.17. Contenido de elementos traza en el material de cabeza de las plantas visitadas en el municipio de Frontino, determinado mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



De acuerdo con los resultados de elementos menores presentes en el material de cabeza de las plantas de beneficio de oro muestreado en el municipio de Frontino, se determinó la presencia de algunos metales pesados que pueden ser generadores de drenajes ácidos (Shahba, 2017). Se observa que en general el zinc se encuentra en todos los materiales de cabeza de proceso de los entables o plantas de beneficio. Igual ocurre con el bario y el manganeso, que comúnmente se encuentran en la roca hospedante y asociados entre ellos (Ye y Wu, 2018). Por otra parte Railsback (2012), en su tabla periódica de los elementos y sus iones para ciencias de la tierra, sugiere que el manganeso presente como elemento traza puede estar estrechamente relacionado con la presencia de hierro Fe^{3+} , debido a que tanto el Mn^{3+} , el Mn^{4+} y el Fe^{3+} son iones ferromangánicos contenidos en la roca hospedante. Es algo que ocurre especialmente en las minas seleccionadas de Frontino y Abriaquí, donde se aprecian contenidos de manganeso entre 179,20 y 6.200,60 ppm.

El contenido de bario encontrado está relacionado con los procesos hidrotermales tardíos que favorecen la movilización de iones de bario, así como sucede con los iones de calcio; además, permiten su precipitación como carbonatos (Aliyari *et al.*, 2014).

Con respecto al zinc, que es un metal pesado y anfótero, se encontró que está presente como elemento traza en los entables o plantas de beneficio muestreados y visitados, con contenidos de 2.014,34 ppm en Raúl Brand, 1.203,33 ppm en Popales, 830,49 ppm en Media Cuesta, 750,44 ppm en El Porvenir, 702,16 ppm en La Clarita, 227,70 ppm en Musinga, 221,31 ppm en El Apique, 129,56 ppm en La Palma y 115,56 ppm en Hugo Pino. También se encontró que el contenido de plomo fue de 999,24 ppm en Raúl Brand, 962,21 ppm en Popales, 234,52 en Media Cuesta, con la misma tendencia que el zinc en estos tres entables o plantas de beneficio, pues estos dos elementos comúnmente mineralizan juntos como galena PbS y esfalerita ZnS (Yang, Wang, Cao, Li, Tang, Huang y Guo, 2016).

El contenido de cadmio presente se debe a la afinidad de este elemento con el zinc como esfalerita (Zhu, Wen, Zhang, Yin, Cloquet y Zhu, 2018), y se pueden observar contenidos de 105,47 ppm en La Clarita, 85,83 ppm en Popales, 81,03 ppm en El Porvenir, 79,55 ppm en Media Cuesta, 73,08 ppm en Raúl Brand, 66,45 ppm en Musinga, 57,17 ppm en Hugo Pino, 50,41 en El Apique y 36,92 en La Palma.

El contenido de cromo varía entre 236,91 y 945,11 ppm y, según la tabla periódica de los elementos y sus iones para ciencias de la tierra (Railsback, 2012), está estrechamente relacionado con el manganeso cuando se encuentran como iones cromoso Cr^{2+} y manganeso Mn^{2+} .

Se advierte el contenido de otros metales pesados, como tungsteno, estroncio, rubidio y zirconio, que hacen parte normalmente del contenido de la roca hospedante.

El selenio encontrado oscila entre 6,52 y 26,99 ppm. Su bajo contenido puede ser un indicador de la depreciación en la cantidad de seleniuros como interferentes en procesos de beneficio de oro.

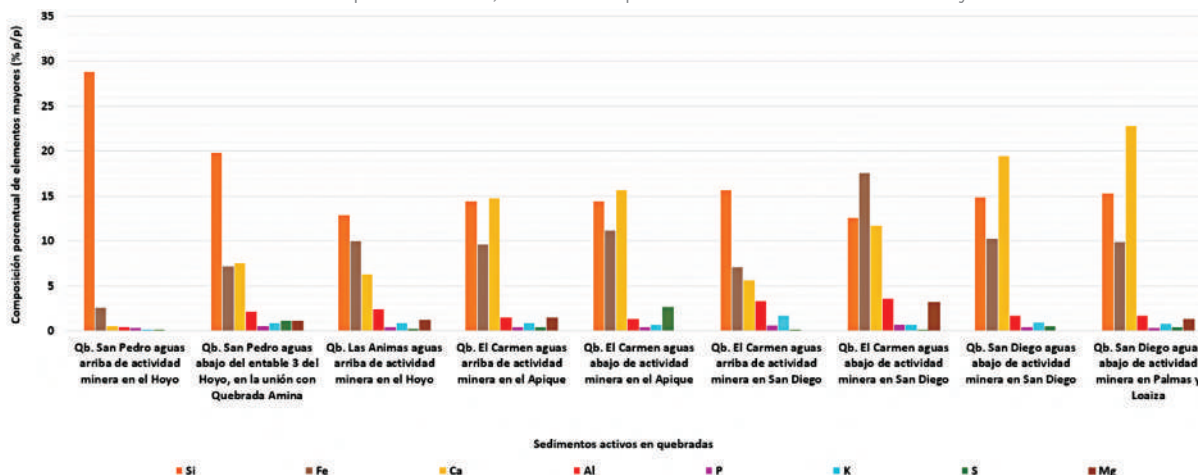
Uno de los elementos presentes en el material de cabeza, y que interfiere en los procesos de beneficio de oro, es el arsénico, un metaloide que generalmente se asocia a arsenopirita y que se encuentra principalmente en material de cabeza de Popales (2.437,57 ppm), El Porvenir (1.115,52 ppm), La Clarita (861,65 ppm), Media Cuesta (838,84 ppm) y Musinga (277,72 ppm), mientras que en el sector de El Cerro tan solo se detectó en El Apique.

En cuanto a metales preciosos detectados por esta técnica, se encuentra la plata con contenidos que oscilan entre 30,18 y 86,16 ppm en los entables o las plantas de beneficio de Frontino, con excepción de La Clarita y Musinga, donde se detectaron contenidos de 199,51 y 286,76 ppm, respectivamente; oro con contenidos de 20,99, 26,54 y 34,07 ppm en los entables de Raúl Brand, Hugo Pino y Media Cuesta, respectivamente, mientras que en los demás entables estudiados por esta técnica no se logró cuantificar este elemento. Por último se detectó paladio en concentraciones que oscilan entre 11,30 y 25,46 ppm, excepto en La Clarita, donde mediante esta técnica no se logró cuantificar el elemento.

7.4.3. CARACTERIZACIÓN DE SEDIMENTOS ACTIVOS

7.4.3.1. ANÁLISIS DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X EN SEDIMENTOS ACTIVOS

Figura 7.18. Composición de elementos mayores en sedimentos activos muestreados en el sector de El Cerro del municipio de Frontino, determinada por la técnica de fluorescencia de rayos X



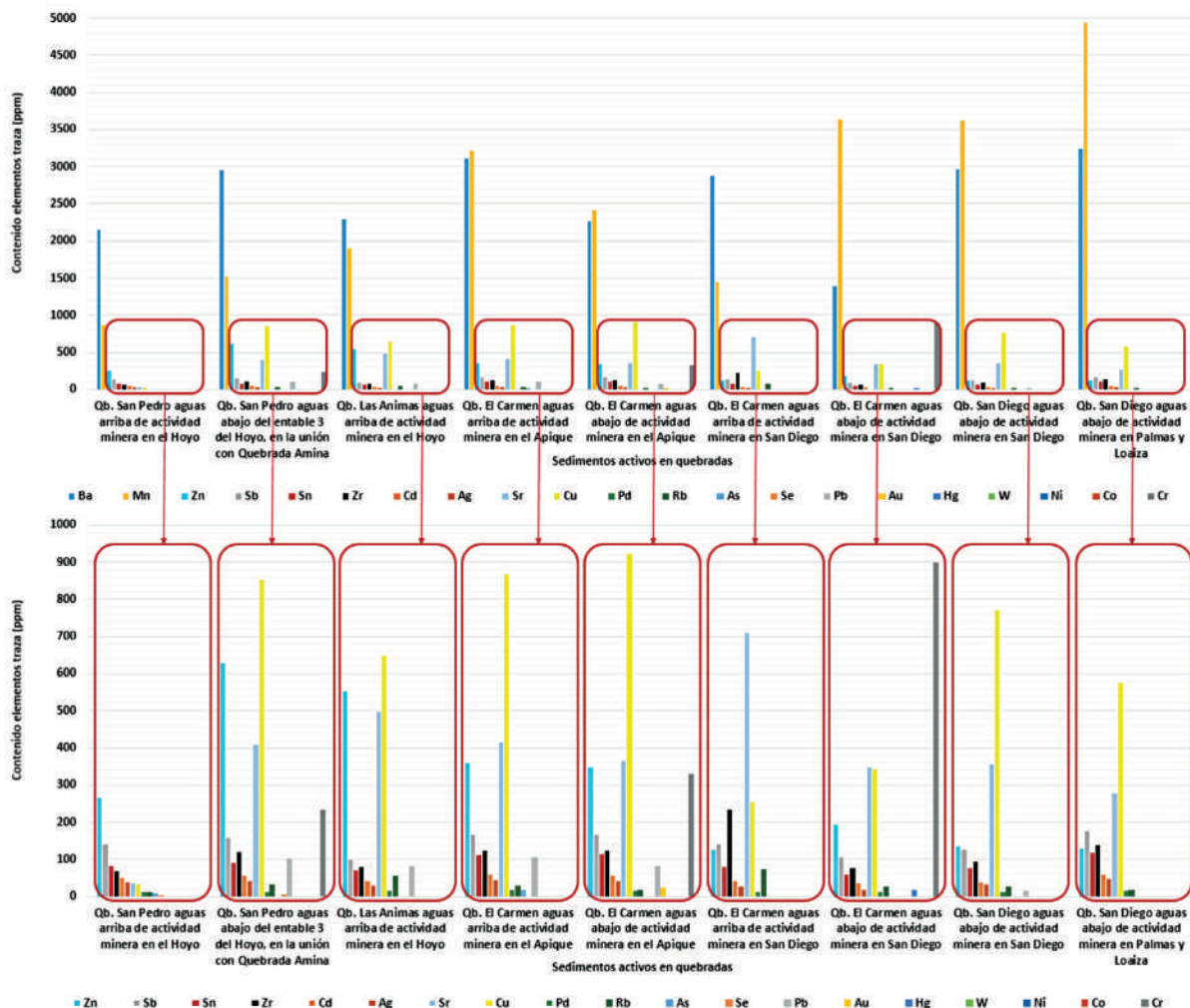
De acuerdo con los resultados de método de fluorescencia de rayos X, las muestras de sedimentos activos del sector de El Cerro, presentan silicio como el elemento que más resalta, con contenidos que oscilan entre 12,67% y 28,87%; este último valor corresponde a los sedimentos activos de la quebrada San Pedro, aguas arriba de la actividad minera en El Hoyo, y se ve disminuido en los sedimentos activos de la misma quebrada, aguas abajo de la actividad minera del entable El Hoyo (19,88%). Esto se debe al incremento en concentración de otros elementos mayores, principalmente hierro y calcio, que varían desde 2,61% hasta 7,24% y desde 0,6% a 7,61%, respectivamente. Del mismo modo se aprecia un incremento de 0,47% a 2,18% de aluminio; de 0,23% a 0,97% de potasio, y de 0,05% a 1,18% de azufre. Resulta evidente una acumulación de estos sedimentos activos ocasionada por el beneficio de oro en el entable El Hoyo.

Por otra parte, en la figura 7.18 se observan cuatro resultados de los sedimentos activos de la quebrada El Carmen. En los sedimentos más altos de la quebrada, que corresponden a la muestra aguas arriba de la actividad minera en San Diego, hay principalmente contenidos de hierro y calcio, en concentraciones del 7,16% y 5,72%, respectivamente; además, se encontró 3,35% de aluminio y 1,76% de potasio, y se constató un alto contenido de los elementos alcalinos calcio y potasio, que contribuyen a la neutralización de acidez. Es importante destacar que en este sedimento el contenido de azufre es de apenas el 0,13%.

Continuando en orden de altura, más abajo de la quebrada se encuentran los sedimentos aguas abajo de la actividad minera de San Diego, que presentan concentraciones de 17,58% de hierro, 11,71% de calcio, 3,63% de aluminio, 3,26% de magnesio, 0,72% de fósforo y 0,11% de azufre. Se nota principalmente un incremento de hierro y calcio respecto a los sedimentos aguas arriba.

Más abajo de esta quebrada se encuentra el entable del Apique. El sedimento activo aguas arriba de este entable presenta contenidos de 9,68% de hierro, 14,82% de calcio, 1,59% de aluminio, 1,49% de magnesio, 0,92% de potasio y 0,51% de azufre, elementos que evidentemente provienen de la minería de San Diego. Por su parte, los sedimentos aguas abajo de la actividad minera de El Apique presentan contenidos de 11,20% de hierro, 15,72% de calcio, 1,40% de aluminio, 0,73% de potasio y 2,77% de azufre. Si se comparan los dos resultados queda en evidencia una leve acumulación de azufre, calcio y hierro.

Figura 7.19. Contenido de elementos traza en sedimentos activos muestreados en el sector de El Cerro del municipio de Frontino, determinado por la técnica de fluorescencia de rayos X



En cuanto al contenido de elementos traza, se observa principalmente acumulación de cobre aguas abajo de la actividad minera del entable El Hoyo, en sedimentos activos de la quebrada San Pedro, con contenidos de hasta 854,26 ppm. También se destaca la acumulación de hasta 629,29 ppm de zinc y 234,14 ppm de cromo. Por otro lado, en la quebrada El Carmen, siguiendo el mismo orden de sedimentos activos que en los discutidos anteriormente sobre los elementos mayores, se tiene principalmente que en los sedimentos aguas abajo de la actividad minera de San Diego hay una acumulación de plomo de hasta 899,09 ppm, 342,31 ppm de cobre y 194,8 ppm de zinc, y que antes de la actividad minera de El Apique, los sedimentos activos en esa misma quebrada presentan 867,08 ppm de cobre, 360,07 ppm de zinc y 105,35 ppm de plomo. En los sedimentos activos de la quebrada, después de la actividad minera del mismo El Apique, se encuentran contenidos de 924,08 ppm de cobre, 347,58 ppm de zinc, 56,74 ppm de cadmio y 81,90 ppm de plomo. Debido a que antes de la actividad minera aportante a la quebrada El Carmen se detectaron 254,37 ppm de cobre, 41,89 ppm de cadmio y 126,51 ppm de zinc, se concluye que hay aumento en el contenido de plomo, zinc y cobre en diferentes puntos de muestreo a lo largo de la quebrada.

Por último, en la quebrada San Diego se aprecia un contenido de 770,71 y 577,57 ppm de cobre, que constituye el mayor elemento de riesgo en las quebradas, mientras que el estroncio es un elemento traza que puede ser encontrado normalmente en suelos.

En estos sedimentos activos se destacan elementos generadores de toxicidad, como zinc, cobre, plomo y cromo. El bario y el manganeso hacen parte de la naturaleza de la zona, ya que se pueden apreciar contenidos similares en sedimentos activos aguas arriba de los distintos lugares donde se realiza beneficio de oro, si se comparan con los sedimentos activos aguas abajo de los mismos sitios.

Observando los resultados obtenidos con los sedimentos activos en el sector de El Porvenir resulta evidente que en la quebrada La Antigua, aguas arriba de la actividad minera de El Porvenir, y en la quebrada La Secreta, tributaria de La Antigua, el contenido de azufre es de 0,146% y 0,114%, que en comparación con el contenido de

azufre de los sedimentos activos de la quebrada La Antigua aguas abajo de la actividad minera de El Porvenir (6,351%), son valores menores, debido a que en esos puntos no se ve la afectación por entables de beneficio que pudiesen aportar sulfuros por remoción de material de mena. Este mismo evento ocurre en la quebrada La Clara, en el sector de La Clarita, que presenta contenidos de azufre de 0,115% y 1,383% aguas arriba y aguas abajo de la actividad minera, respectivamente.

Figura 7.20. Composición de elementos mayores en sedimentos activos muestreados en los sectores El Porvenir, La Clara y Popales del municipio de Frontino, determinado por la técnica de fluorescencia de rayos X

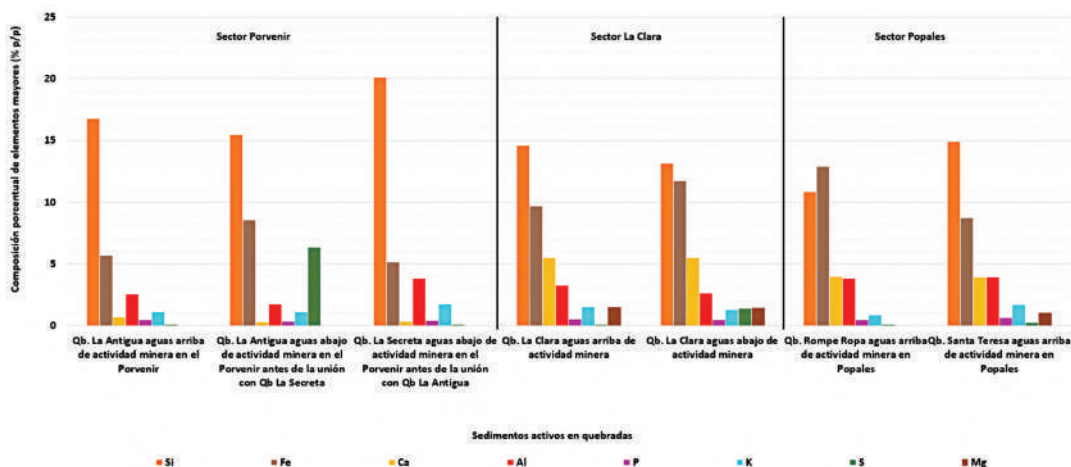
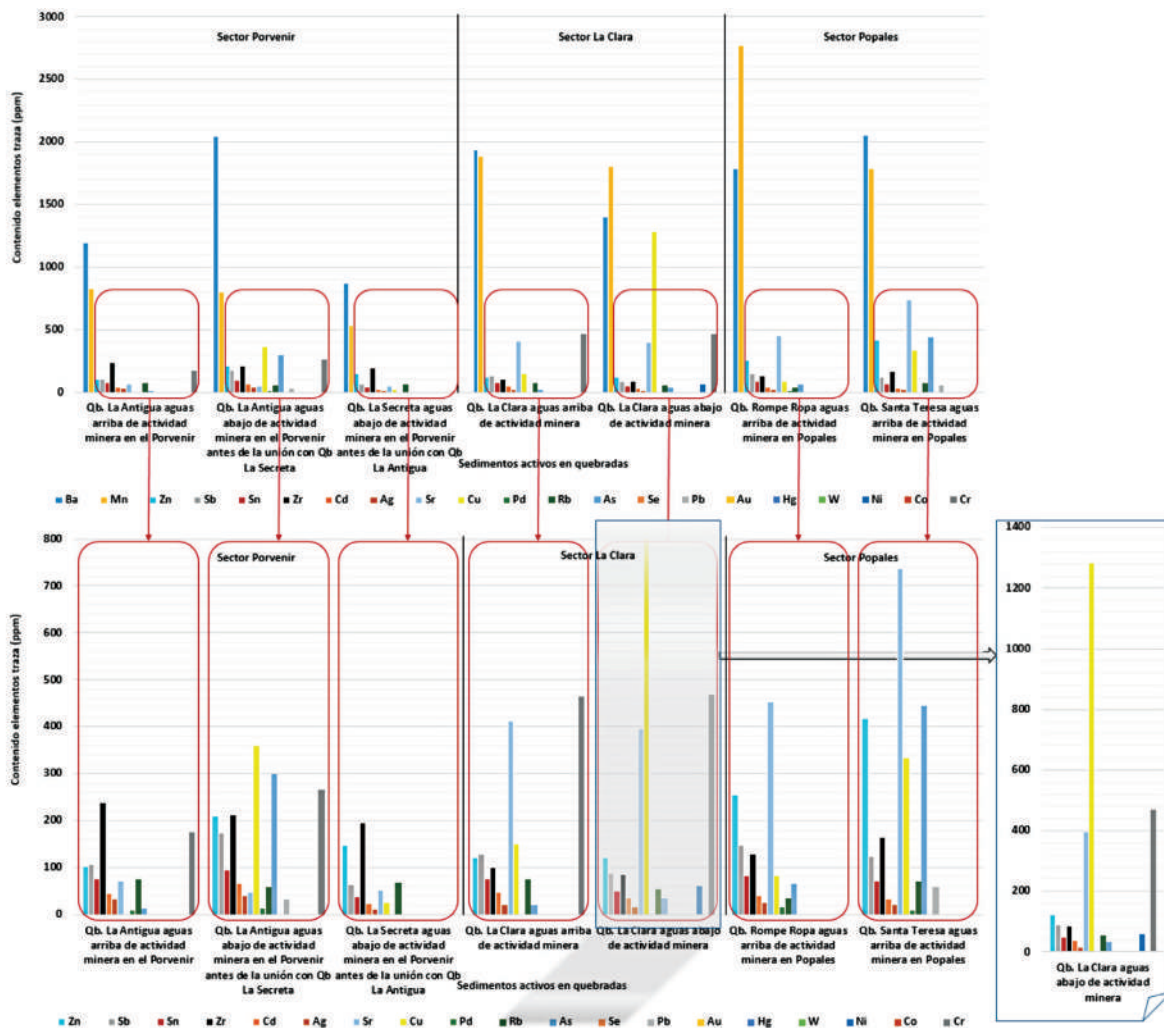


Figura 7.21. Contenido de elementos traza en sedimentos activos muestreados en los sectores El Porvenir, La Clara y Popales del municipio de Frontino, determinado por la técnica de fluorescencia de rayos X



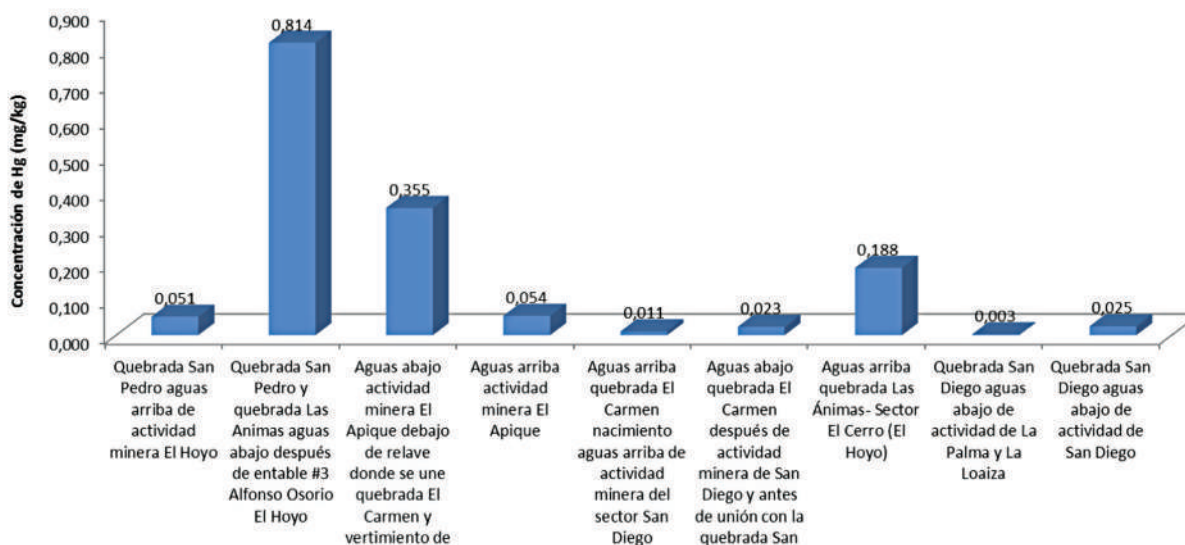
Por otra parte, de acuerdo con estos resultados, hay contenidos de hierro, calcio, aluminio y potasio en todos los sedimentos activos de El Porvenir, La Clara y Popales, con mediciones más elevadas en la concentración de hierro presente en los sedimentos activos aguas abajo de la actividad minera, tanto en la quebrada La Antigua como en La Clara.

En concordancia con la figura 7.21, en los sedimentos activos de El Porvenir, La Clara y Popales se encuentra el cobre como principal elemento tóxico, en contenidos de hasta 359,89 ppm aguas abajo de la actividad minera adelantada en la quebrada La Antigua, El Porvenir, y 1.281,54 ppm aguas abajo de la actividad minera realizada en la quebrada La Clara, al igual que ocurrió con el azufre en los elementos mayores. Esto puede ser un indicador de calcopirita que se vierte desde los relaves generados por los entables en el proceso de beneficio de oro. El arsénico se puede observar en los sedimentos activos de la quebrada La Antigua, aguas abajo del entable de beneficio El Porvenir, con contenidos de hasta 298,67 ppm; el plomo, con 32,30 ppm, y el cromo, con 265,4 ppm, lo que pone en evidencia una mayor acumulación de estos elementos.

7.4.3.2. DETERMINACIÓN DE MERCURIO POR ESPECTROFOTOMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA EN SEDIMENTOS ACTIVOS Y AGUAS

Los sedimentos activos muestreados y los resultados de la cuantificación de mercurio por espectrofotometría de absorción atómica (E.A.A.) con generación de hidruros se presentan en las figuras 7.22 a 7.25.

Figura 7.22. Concentración de mercurio en sedimentos activos del sector de El Cerro



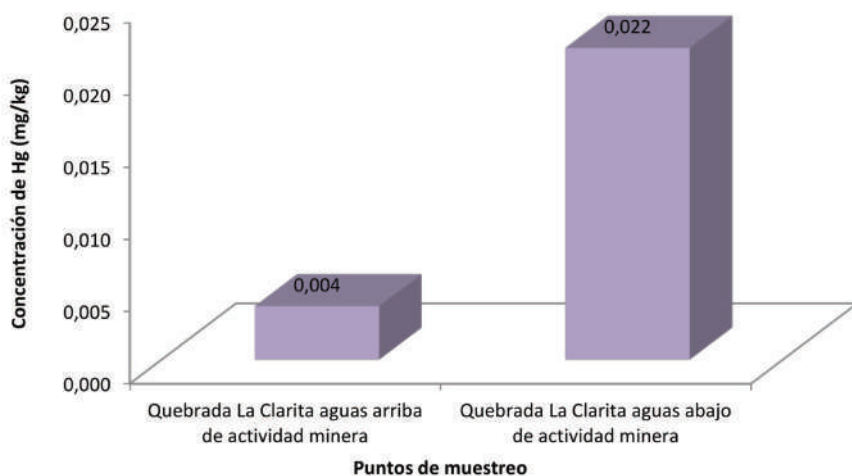
En el sector de El Cerro, particularmente en El Hoyo, se presenta la mayor concentración de mercurio (0,814 mg/kg) en la muestra de sedimento activo tomada en la confluencia de las quebradas Las Ánimas y San Pedro, posterior a la actividad de procesamiento del entable conocido como Alfonso Osorio. De acuerdo con el reporte de FRX de material de cabeza y de sedimentos activos, los niveles de mercurio se encontraron por debajo del límite de cuantificación, por lo cual se asocia la concentración hallada con el uso de este metal en el proceso de beneficio, que puede ser reciente o haberse depositado luego de su uso en otros momentos. Seguidamente se observa una concentración de Hg en el sedimento activo muestreado en la quebrada El Carmen, en la que confluyen los vertimientos de El Apique, igual a 0,355 mg/kg, que, de manera similar a lo ocurrido en la muestra mencionada anteriormente, se asocia al uso de mercurio en el beneficio de oro.

Por otro lado, en la muestra de sedimento tomada en la quebrada Las Ánimas, en un punto en el que no hay influencia minera, el mercurio se cuantificó en 0,188 mg/kg, por lo que es posible que funcionen o hayan funcionado entables que emplearan mercurio, y que este se haya depositado y acumulado en los sedimentos.

En general, aguas arriba de las quebradas muestreadas, los niveles de mercurio cuantificados no fueron significativos, puesto que no sobrepasan los 0,17 mg/kg que se recomiendan como límite máximo permisible, según la legislación canadiense, con cuyos parámetros se realizó la comparación de los valores obtenidos, dado que en Colombia no existe una normatividad establecida para el análisis de este tipo de elementos en sedimentos.

La figura 7.23, muestra los niveles de mercurio cuantificados en las muestras de sedimentos activos tomados en la quebrada La Clarita (0,004 mg/kg aguas arriba y 0,022 mg/kg aguas abajo), los cuales, tanto aguas arriba como

Figura 7.23. Concentración de mercurio en sedimentos activos del sector de La Clarita



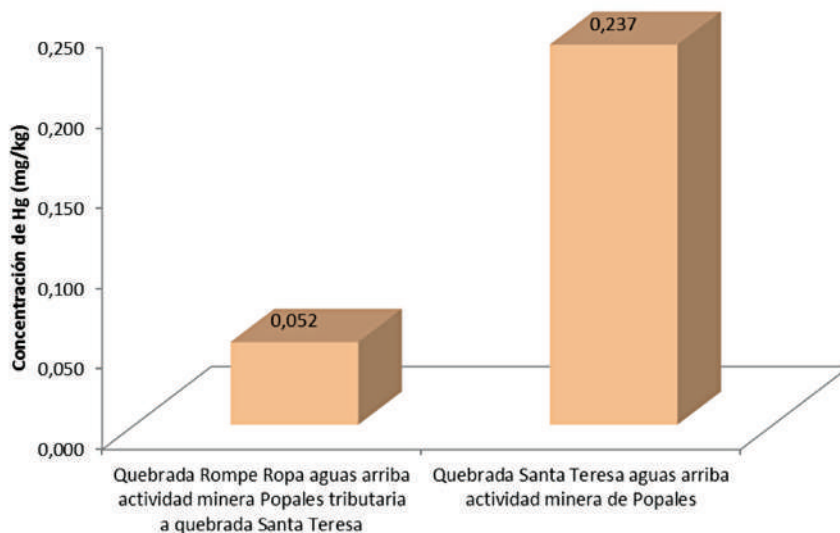
aguas abajo de la actividad minera del sector son bajos y se relacionan con fenómenos de transporte y depósito del metal proveniente de actividades desarrolladas anteriormente. Sin embargo, estas concentraciones, según la bibliografía, no representan un riesgo significativo para el desarrollo normal de la vida de especies de fauna y flora que se desarrollen en el ambiente circundante.

En la figura 7.24 se presenta la concentración de mercurio cuantificada por E.A.A. en muestras de sedimentos activos tomadas aguas arriba (0,052 mg/kg) y aguas abajo (0,237 mg/kg) de la actividad minera que se desarrolla sobre la quebrada Santa Teresa, en el municipio de Abriaquí. El sector minero de Popales cuenta con molinos de arrastre para el procesamiento de minerales, por lo

cual, según el trabajo de campo, no se hace uso del mercurio; sin embargo, sus niveles cuantificados pueden deberse a su acumulación por haberse empleado antes.

En El Porvenir, planta ubicada en la vereda La Antigua, en el municipio de Abriaquí, se tomaron muestras de sedimentos activos de las quebradas La Antigua y La Secreta, que son intervenidas por la actividad minera. En la figura 7.25, se presentan los niveles de mercurio cuantificados: aguas arriba de la actividad minera, en La Antigua, se determinó una baja concentración de Hg (0,055 mg/kg), mientras que después de los vertimientos de la planta, hubo un incremento de este analito y se alcanzó una concentración igual a 0,245 mg/kg, por lo que se infiere que existe un aporte del proceso metalúrgico para la extracción de oro en la planta estudiada. Por su parte, la quebrada La Secreta, en el punto muestreado, no presenta niveles significativos de Hg, de manera que sobre esta no hay injerencia de trabajos para el beneficio de oro.

Figura 7.24. Concentración de mercurio en sedimentos activos en el sector de Popales

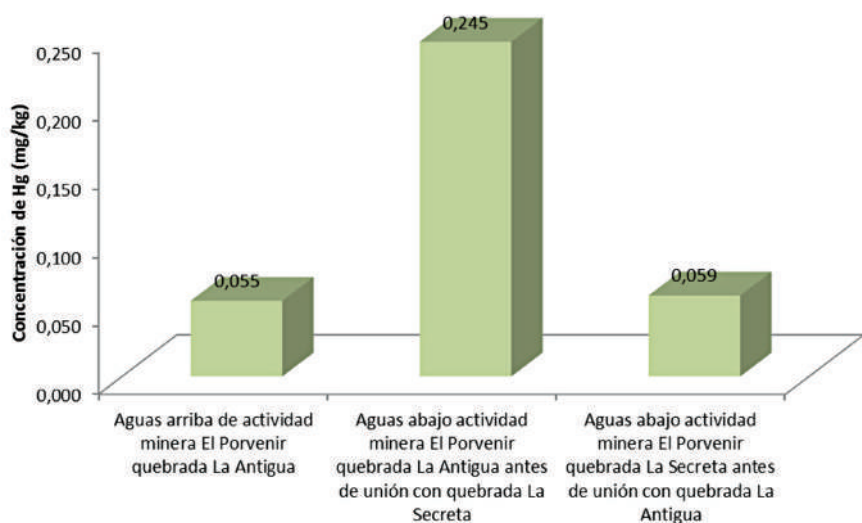


Se encontraron valores importantes de este analito en la muestra tomada en la unión de las quebradas San Pedro y Las Ánimas, aguas abajo, después de entable 3, Alfonso Osorio de El Hoyo. La concentración obtenida (0,814 mg/kg) indica que existe un aporte de mercurio del proceso de beneficio de la planta El Hoyo, que hace uso de este metal en la recuperación del oro.

Aguas abajo de la actividad minera de El Apique, después del relave donde se une la quebrada El Carmen y el vertimiento de la relavera, hay una concentración de Hg de 0,355 mg/kg, por lo que se asume que este metal proviene de la actividad antropogénica.

Dado que en Colombia no existe reglamentación de los niveles máximos permisibles de metales pesados en sedimentos activos ni en suelo, en general, los resultados obtenidos se compararon con las cantidades permisibles tenidas en cuenta en la legislación canadiense (Gaudet, *et al.* 1995), que establece que un sedimento activo es de calidad apropiada cuando la concentración del mercurio es de 0,17 mg/kg.

Figura 7.25. Concentración de mercurio en sedimentos activos en el sector de El Porvenir



Según una referencia bibliográfica sobre elementos traza en el suelo (Kabata Pendias, 2001), una concentración de mercurio entre 1 y 3 mg/L es tóxica para la flora y fauna debido a que altera las funciones metabólicas de las plantas. Los sedimentos activos muestreados en ningún caso superan estos límites, por lo que su toxicidad es reducida para las especies vivas en el medio.

MacDonald, Ingersoll y Berger (2000) presentan valores de referencia del nivel de efecto umbral de mercurio TEC (sigla de threshold effect concentration), que se define como la concentración que no debería tener efectos dañinos en los microorganismos que viven en contacto con el sedimento, aplicado a diferentes metales de interés ambiental. En el caso del mercurio, se recomienda una concentración no mayor de 0,18

mg/kg, límite en el que aún hay ausencia de toxicidad. Según esto, las muestras de sedimentos con concentraciones más altas podrían repercutir negativamente sobre los microorganismos con los que estén en contacto.

Figura 7.26. Contenido de mercurio en aguas en contacto con el sedimento activo

DESCRIPCIÓN	PLANTA ASOCIADA	Hg (µg/L)
Agua de sedimento activo quebrada San Pedro aguas arriba de actividad minera El Hoyo	EL Hoyo - Quebrada San Pedro	D.L.C
Agua de sedimento activo unión quebrada San Pedro y quebrada Las Animas aguas abajo después de entable #3 Alfonso Osorio El Hoyo	EL Hoyo - Quebrada San Pedro	D.L.C
Agua de sedimento activo aguas abajo actividad minera apique abajo de relave donde se une Quebrada El Carmen y vertimiento de la relavera	Sector El Apique - Quebrada El Carmen	D.L.C
Agua de sedimento activo aguas arriba actividad minera El Apique	Sector El Apique - Quebrada El Carmen	D.L.C
Agua de sedimento activo quebrada Rompe Ropa aguas arriba actividad minera Popales tributaria a quebrada Santa Teresa	Quebrada Santa Teresa	D.L.C
Agua de sedimento activo aguas arriba de actividad minera El Porvenir quebrada La Antigua	Quebrada La Antigua	D.L.C
Agua de sedimento activo aguas abajo actividad minera El Porvenir quebrada La Antigua antes de unión con quebrada La Secreta	Quebrada La Antigua	D.L.C
Agua de sedimento activo aguas abajo actividad minera el Porvenir quebrada La Secreta antes de unión con quebrada La Antigua - sin tamizar	Quebrada La Secreta	D.L.C
Agua de sedimento activo aguas abajo actividad minera El Porvenir Quebrada La Secreta antes de unión con Quebrada La Antigua - tamizado normal	Quebrada La Secreta	D.L.C
Agua de sedimento activo aguas arriba quebrada El Carmen nacimiento aguas arriba de actividad minera del sector San Diego	Quebrada El Carmen	D.L.C
Agua de sedimento activo aguas abajo Quebrada El Carmen después de actividad minera de San Diego y antes de unión con la quebrada San Diego	San Diego - Quebrada El Carmen	D.L.C
Agua de sedimento activo quebrada Las Ánimas- Sector El Cerro (El Hoyo)	Quebrada Las Ánimas	D.L.C

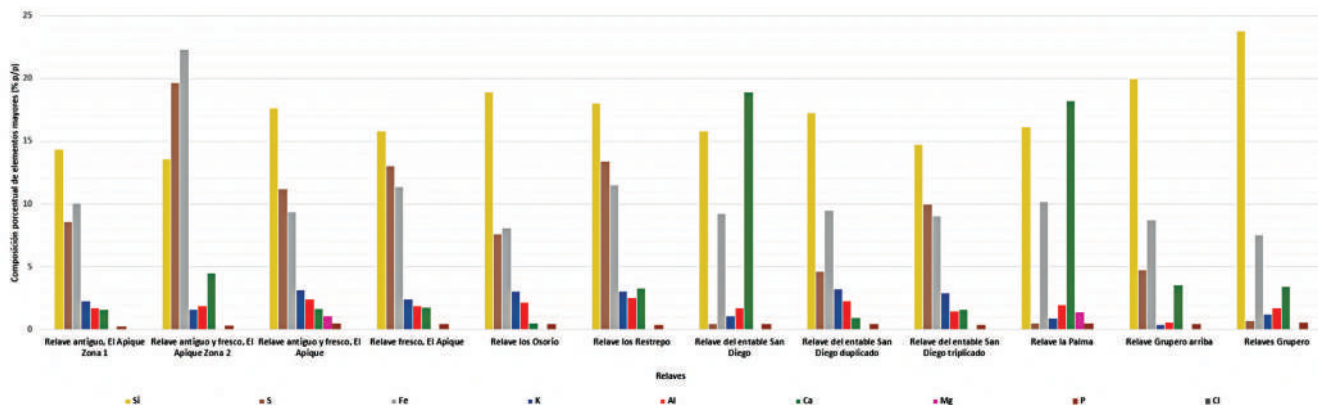
D.L.C. = Debajo de límite de cuantificación.

Ahora, en la figura 7.26 se muestran los resultados de la cuantificación de mercurio por espectrofotometría de absorción atómica en las muestras de agua que se filtraron en el momento de la toma del sedimento activo. Como se observa, en todas las muestras la concentración estuvo por debajo del límite de cuantificación por esta técnica.

7.4.4. CARACTERIZACIÓN DE RELAVES

7.4.4.1. ANÁLISIS DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X EN RELAVES

Figura 7.27. Composición de elementos mayores en relaves muestreados en el sector de El Cerro, del municipio de Frontino, determinada mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



De acuerdo con los resultados de fluorescencia de rayos X usada para detectar los elementos mayores en los relaves del sector de El Cerro, en general, los más destacados en su composición porcentual son silicio, azufre, hierro y calcio. La presencia de silicio en las muestras cuantificadas se puede atribuir a la acumulación residual proveniente del material de cabeza procesado que contiene vetas de cuarzo, principalmente, mientras que el azufre presente, por debajo del 5% en todos los relaves muestreados, excepto en entables como El Apique Zona 1, Los Osorio y San Diego triplicado (véase la figura 7.27), donde se encuentran en un rango de 5% a 10%, indica la presencia de sulfuros.

Por otra parte, en los relaves del Apique Zona 2 se observa el más elevado contenido de azufre con hierro (19,67% y 22,31%, respectivamente), por lo que se puede decir que en este entable debe existir una mayor concentración de sulfuros de hierro, así como en el relave fresco de El Apique y en los relaves de Los Restrepo.

Esto resulta determinante para efectos ambientales, debido a que el azufre residual aportado por los procesos de minería en el sector de El Cerro, en Frontino, pueden estar contribuyendo a la formación de drenajes ácidos a causa de la oxidación de sulfuros finos catalizada por microorganismos y por la exposición al aire y al agua, o también por la presencia de sales que contienen azufre, pues los drenajes ácidos asociados a la minería se caracterizan por tener hidrógeno, iones metálicos y sulfatos (Çelebi *et al.*, 2018).

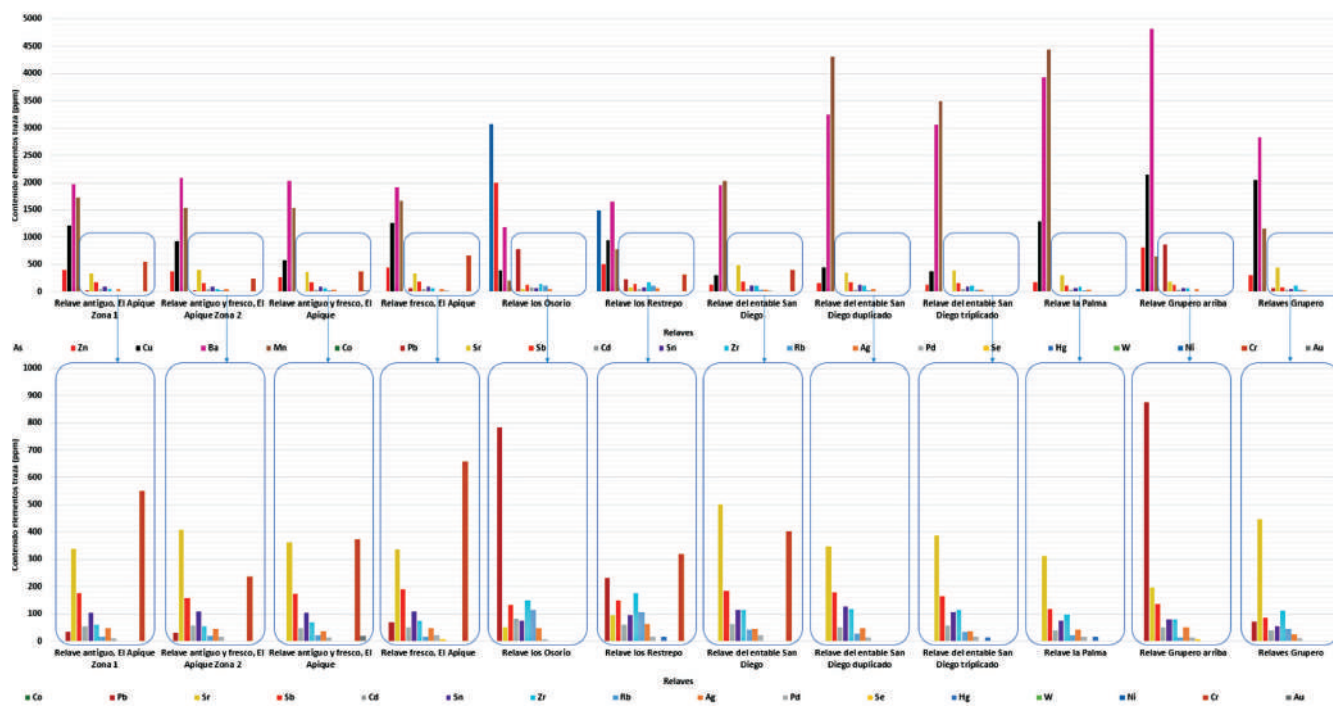
Además, estos relaves contienen calcio, potasio y magnesio entre sus los elementos mayores, que son alcalinos o alcalinotérreos y podrían disminuir el impacto ambiental por drenaje ácido, debido a que este tipo de elementos pueden estar presentes como carbonatos, o interconvertirse en hidróxidos, que son neutralizadores de ácidos.

En los relaves se nota una congruencia entre la composición porcentual de aluminio con respecto al material de cabeza (figura 7.16), lo que evidencia que la remoción del suelo genera una acumulación de dicho elemento en los patios de relaves en el sector de El Cerro. Considerando que este elemento actúa como un anfótero, podría generar drenaje ácido.

El fósforo y el cloro encontrados probablemente se deban a la presencia de apatitas.

En cuanto a los elementos traza detectados mediante la técnica, se encontró que en los relaves del sector El Cerro, en el municipio de Frontino, existe principalmente un contenido de arsénico, zinc, cobre, bario y manganeso. En El Apique, el arsénico y el zinc se encuentran por debajo de las 17,92 y 453,84 ppm, respectivamente. En La Palma el contenido está por debajo de 11,07 y 183,47 ppm, respectivamente, mientras que en los relaves de Gurupero, vereda El Hoyo, el contenido de estos elementos son menores de 57,22 y 814,89 ppm, respectivamente. Estos resultados se pueden atribuir a minerales como la arsenopirita y la esfalerita.

Figura 7.28. Contenido de elementos traza en relaves muestreados en el sector de El Cerro del municipio de Frontino, determinado mediante la técnica de fluorescencia de rayos X

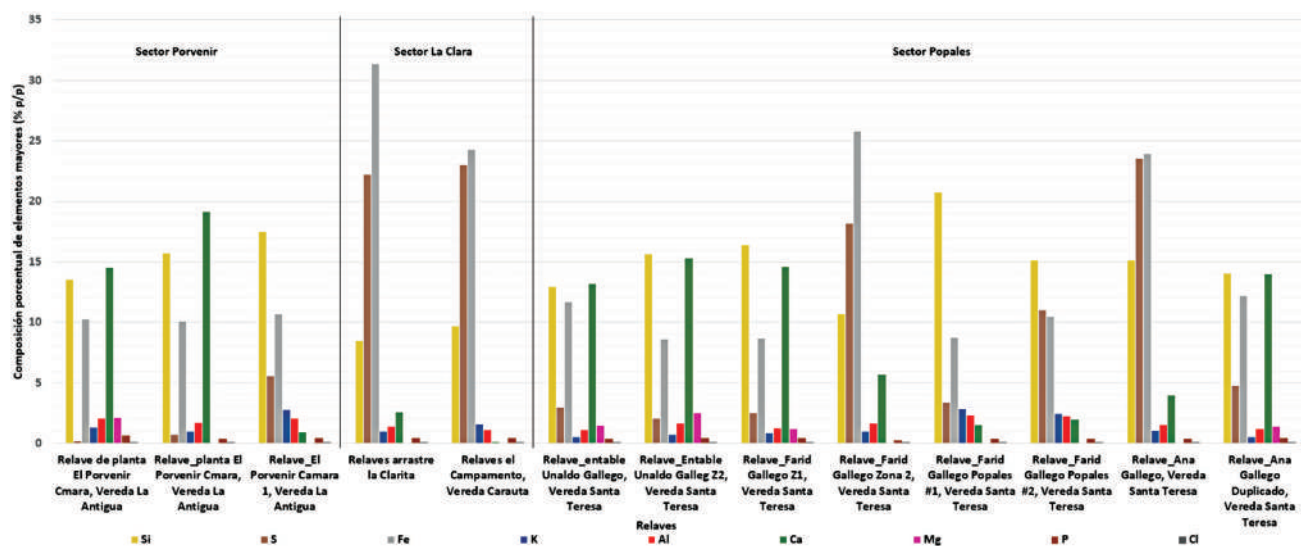


Otro elemento que sobresale es el cobre, que se observó en los relaves de El Apique con contenidos de hasta 1.270,30 ppm, en los relaves de La Palma con contenidos de hasta 1.291,77 ppm y en los relaves de Gurupero con contenidos de hasta 2.153,85 ppm, y puede atribuirse a la presencia de minerales como la calcopirita.

El bario, manganeso y estroncio presentes en los relaves de El Cerro se pueden atribuir a la acumulación prolongada del material de roca hospedante procesada en el beneficio del oro.

En cuanto al plomo presente en los relaves Gurupero, vereda El Hoyo, con contenidos de hasta 877,31 ppm, se encuentra una relación con el Zn, que, como ya se mencionó, por lo general se asocia como minerales galena PbS_2 y esfalerita ZnS_2 , provenientes del material de cabeza que, en el proceso de beneficio de oro, deja estos elementos como residuos.

Figura 7.29. Composición de elementos mayores en relaves muestreados en los sectores El Porvenir, La Clara y Popales del municipio de Frontino, determinada mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



Del mismo modo, el cadmio detectado puede relacionarse con galena y esfalerita, debido a que este elemento normalmente se encuentra incluido en las redes cristalinas de la esfalerita por procesos de formación de este mineral en menas.

Además, en todos los relaves muestreados de El Cerro se logró cuantificar estaño, zirconio y rubidio en cantidades de hasta 131,43, 161,32 y 117,77 ppm, respectivamente, y metales preciosos como plata y paladio en cantidades de hasta 82,06 y 23,14 ppm, respectivamente, mientras que el oro solo se logró cuantificar en un relave del Apique, y la medición reportó 19,39 ppm.

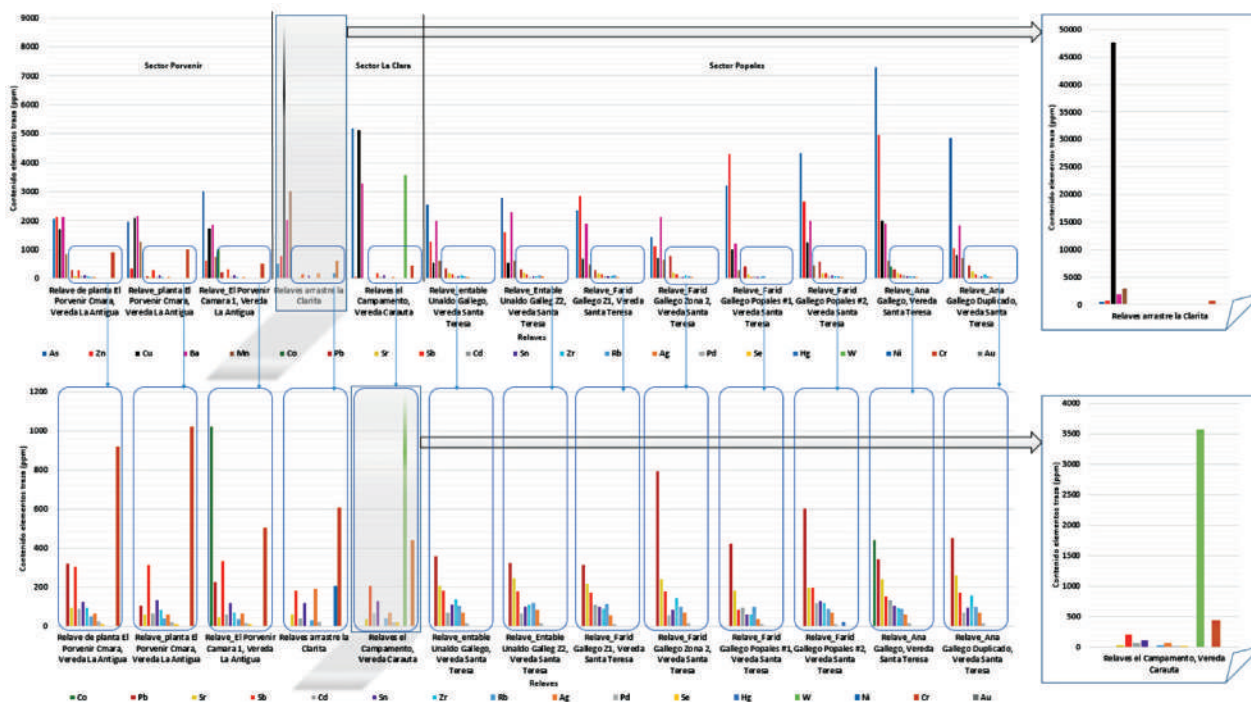
De acuerdo con los resultados observados en la figura 7.29, los relaves muestreados en los sectores de El Porvenir, La Clara y Popales muestran contenido de silicio que oscilan entre 8,51% y 20,77%, elemento que, como se ha mencionado, proviene de vetas de cuarzo. Sin embargo, en los relaves de estos sectores no es el silicio el elemento que se muestra en mayor proporción, pues en el sector de El Porvenir se destaca el calcio con contenidos de hasta 19,19%, mientras que en el sector de La Clara sobresalen el hierro y el azufre con contenidos de hasta 31,34% y 22,99%, respectivamente, al igual que en el sector de Popales, donde se aprecian los relaves de Farid Gallego Zona 2 y Ana Gallego, y donde se encuentran, respectivamente, 18,16% y 23,55% de azufre y contenidos de hierro de 25,82% y 23,94%, respectivamente, que en proporción al contenido de azufre, se puede atribuir principalmente a sulfuros de hierro provenientes del material de cabeza procesado.

Del mismo modo, estos resultados evidencian una menor concentración de sulfuros o compuestos que contienen azufre en los relaves del sector de El Porvenir. Efectivamente, apenas se alcanzan concentraciones de 5,56% de azufre en el relave El Porvenir Cámara 1. Además, como el contenido de hierro en estos relaves se encuentran entre 10,10% y 10,6%, puede ser atribuido a la presencia de óxidos de hierro que bien pudieron ser formados por la interacción de sulfuros de hierro con la atmósfera debido a que el material de cabeza en este sector muestra un alto contenido de sulfuros de hierro (figura 7.29), mientras que el alto contenido de calcio puede atribuirse a especies alcalinas como carbonatos de calcio que se han acumulado y contribuyen a la neutralización de especies ácidas formadas in situ.

El contenido de potasio en todos los relaves de estos sectores oscila entre 0,56% y 2,85%, y el magnesio únicamente se logró cuantificar en los relaves de El Porvenir, que contienen 2,12%. Estos dos elementos también contribuyen a la neutralización de acidez in situ.

Por último, se cuantificó fósforo en concentraciones de hasta 0,61%.

Figura 7.30. Contenido de elementos traza en relaves muestreados en los sectores El Porvenir, La Clara y Popales, del municipio de Frontino, determinado mediante la técnica de fluorescencia de rayos X



En cuanto a los elementos menores en relaves de estos tres sectores, se destaca el contenido de cobre en el entable de La Clara, sector de La Clara, con 47.693,52 ppm. Era un resultado esperado, porque estos relaves

proviene del beneficio de material de cabeza que contiene altos niveles de cobre por presencia de calcopirita (figura 7.16). Los demás relaves presentan contenidos de cobre que oscilan entre 568,55 y 5.134,96 ppm, debido a la acumulación proveniente de calcopirita, tal y como se mencionó. Por otra parte, en los relaves del Campamento del mismo sector de La Clara, se encontraron cantidades notables de arsénico (5.196,06 ppm) y tungsteno (3.567,09 ppm), este último detectado únicamente en dicho relave.

Además, este estudio reveló que los relaves del sector de Popales contienen hasta 136,95 ppm de cadmio, resultado de los relaves de Ana Gallego. La cantidad es congruente con los resultados de elementos anteriormente mencionados, como plomo y zinc en este entable. Además, este relave se destaca por su contenido de arsénico (7.296,84 ppm), zinc (4.973,34 ppm), bario (1.915,14 ppm) y manganeso (644,90 ppm), así como los duplicados de Ana Gallego, con 4.878,94 ppm de arsénico, 1.065,06 ppm de zinc, 1.857,20 ppm de bario y 725,02 ppm de manganeso.

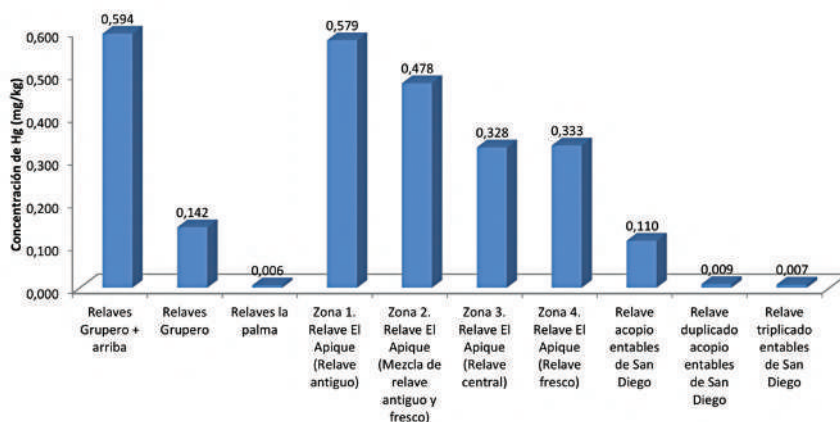
El cobalto se cuantificó en 441,28 ppm únicamente en los relaves de Ana Gallego. En cuanto al plomo, se logró cuantificar principalmente en los relaves de los Gallego, en la vereda Santa Teresa, con contenidos que oscilan entre 233,34 y 795,01 ppm.

De acuerdo con lo expuesto, en el sector de Popales los relaves generados por los entables de los Gallego, principalmente los de Ana Gallego, en la vereda Santa Teresa, presentan una mayor concentración de arsénico y zinc que los relaves muestreados en las veredas El Carmen, El Cerro y El Hoyo, ubicadas en el mismo sector. Por otra parte, el cobre presenta una distribución más homogénea a lo largo de estas veredas.

7.4.4.2. DETERMINACIÓN DE MERCURIO POR ESPECTROFOTOMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA EN RELAVES

En las figuras 7.31 a 7.34, se presenta la determinación de mercurio en el material de residuo del proceso de beneficio de las plantas Gurupero, La Palma, El Apique, Los Osorio, Los Restrepo, El Campamento, La Clarita y El Porvenir (arrastres San Diego y Popales).

Figura 7.31. Resultados de la determinación de mercurio en relaves del sector de El Cerro



La figura 7.31 muestra la cuantificación de mercurio en los relaves muestreados en el sector de El Cerro. En El Hoyo, el relave tomado en Gurupero presenta la concentración más alta (0,594 mg/kg), seguido del relave tomado en El Apique, en la zona de acopio con mayor tiempo de generación (0,579 mg/kg). Al comparar los resultados de la concentración de Hg en el relave antiguo y el fresco de El Apique, se observa que el fresco presenta 0,333 mg/kg, valor inferior al de la muestra de relave antiguo, lo que se relaciona con el proceso de acumulación del analito y el transporte del mismo a través del agua que circundaba el material. Los relaves de San Diego y La Palma presentan los valores de mercurio más bajos, que varían entre los 0,006 mg/kg y los 0,009 mg/kg.

Los niveles de mercurio cuantificados en los relaves no sobrepasan la recomendación de Acosta (2007), de 1-3 mg/kg en suelo, que no afecta a las especies vivientes.

Como se observa en la figura 7.32, los relaves tomados en el sector de La Clarita presentan niveles de mercurio de 0,310 a 0,368 mg/kg, que son inferiores a la recomendación de Acosta (2007). Una concentración de mercurio superior a 3 mg/kg representa riesgo para el desarrollo normal de las funciones biológicas de plantas y animales que entren en contacto con él.

Según la información presentada en la Figura 7.33, todas las muestras tomadas en los relaves de Popales, en Santa Teresa, contienen concentraciones apreciables de mercurio, con excepción de las de los Restrepo, cuya concentración no supera 1 mg/kg. Las concentraciones de Hg más altas varían entre 1,259 y 5,720 mg/kg, esta última correspondiente al relave de Unaldo Gallego. La presencia de mercurio en estas concentraciones está relacionada con el uso del mismo en el proceso metalúrgico, que se ha acumulado en los depósitos del material residual y puede tener efectos nocivos en los organismos debido a que se trata de un elemento tóxico para el desarrollo

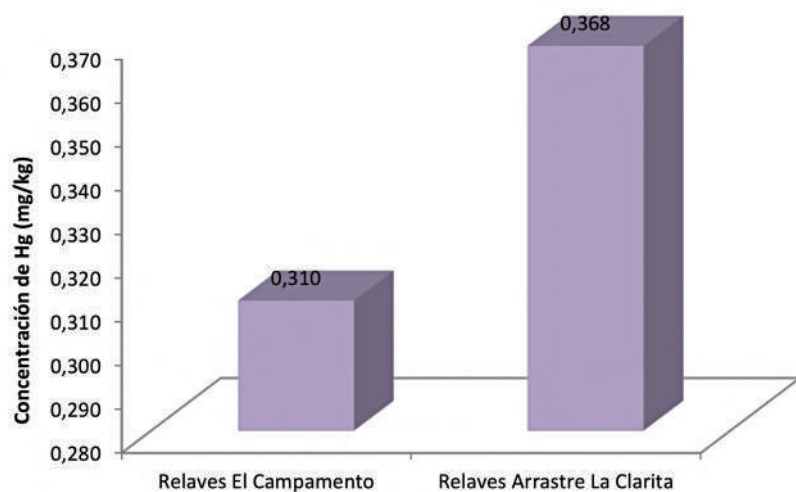


Figura 7.32. Resultados de la determinación de mercurio en relaves del sector de La Clarita

de las funciones vitales y potencialmente puede afectar la salud de los mineros que están en contacto con él.

En El Porvenir se tomó una muestra de cada una de las cámaras en las que se acumula el material de residuo del proceso de beneficio del oro. La cámara 3 es la de mayor tiempo de acumulación, por lo cual la concentración de mercurio en ella es la más alta (8,499 mg/kg). El confinamiento del relave que tiene esta planta reduce su capacidad de afectar organismos vivos y a los seres humanos; sin embargo, presenta

alta toxicidad, dado que se encuentra por encima de la recomendación de autores como Acosta (2007) y Kabata Pendias (2001). La disposición controlada de residuos que realiza la planta atenúa la concentración de mercurio aguas abajo de la actividad metalúrgica, lo que se refleja en que se cuantificaron 0,245 ppm en la quebrada El Porvenir.

Figura 7.33. Resultados de la determinación de mercurio en relaves del sector de Popales

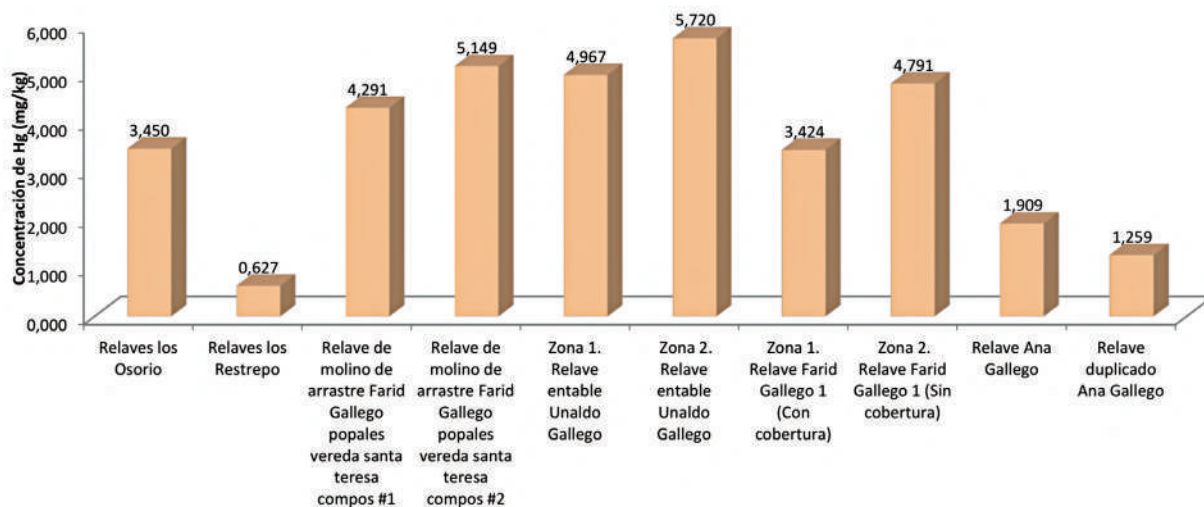
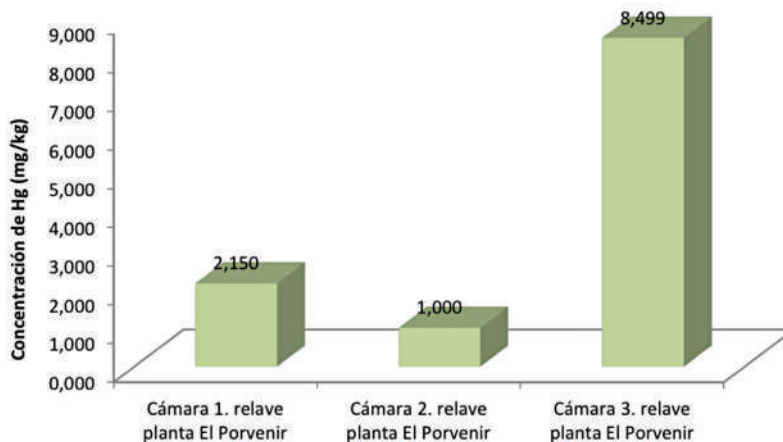


Figura 7.34. Resultados de la determinación de mercurio en relaves del sector de El Porvenir



7.4.4.3. BALANCE ÁCIDO BASE (TEST ABA) PARA LA PREDICCIÓN DEL DAM

Uno de los ensayos de laboratorio para predecir el DAM, es el test ABA modificado, con el que es posible establecer un balance entre los componentes generadores y neutralizadores de drenaje ácido. Es un test estático con el que se obtiene la capacidad de generación de DAM sin indicar la medida en que se genera.

En la figura 7.35 presenta un esquema del procedimiento experimental que se lleva a cabo para predecir el DAM.

Figura 7.35. Procedimiento para calcular el potencial de neutralización (test ABA modificado)



El potencial de acidez se obtiene de la diferencia entre el azufre total y el azufre en forma de sulfatos, con lo que se obtiene el azufre como sulfuro, que tiene la capacidad de reaccionar con el medio. En la caracterización química ambiental se determinó la capacidad de generación de drenaje ácido de los relaves pertenecientes a las diferentes

plantas de beneficio visitadas. En las figuras 7.36, 7.38, 7.40 y 7.42 se consignan las descripciones de las muestras, el valor de pH inicial de cada una medido en el laboratorio y el porcentaje de carbonatos determinado por titulación volumétrica.

Figura 7.36. pH y concentración de carbonatos y sulfuros en muestras de relaves de las plantas de beneficio del sector de El Cerro

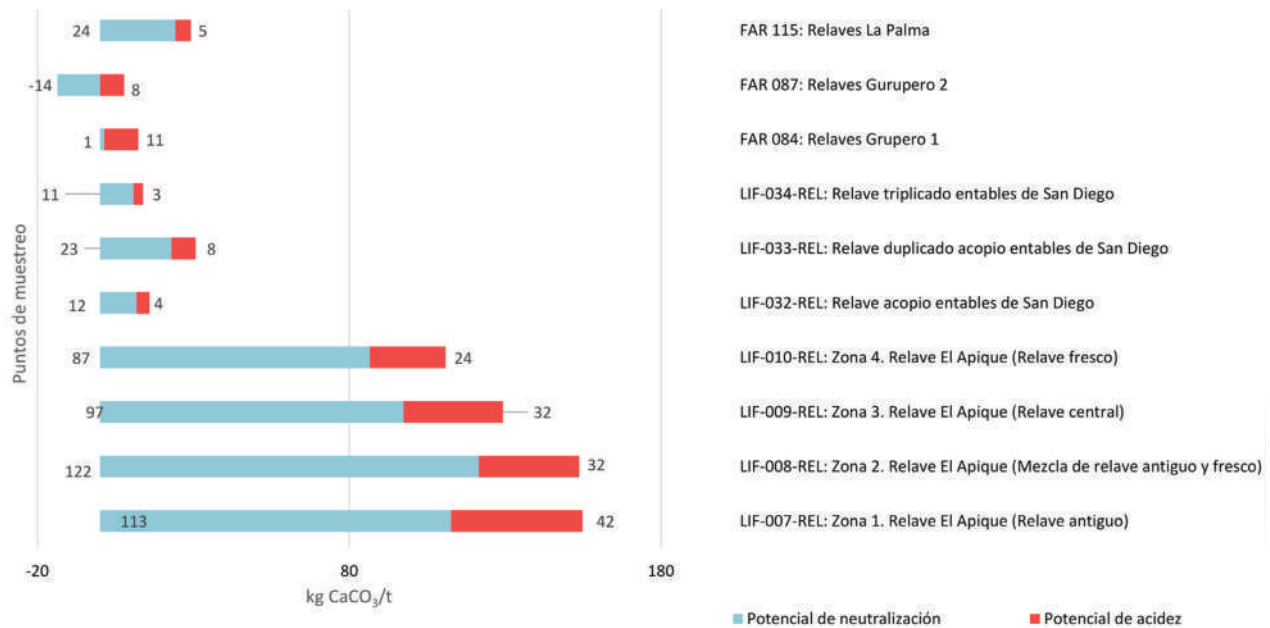
DESCRIPCIÓN	% CaCO ₃	% SULFUROS	pH
Zona 1. Relave El Apique (relave antiguo)	8,80	1,35	9,36
Zona 2. Relave El Apique (mezcla de relave antiguo y fresco)	13,28	1,03	9,29
Zona 3. Relave El Apique (relave central)	7,00	1,53	9,33
Zona 4. Relave El Apique (relave fresco)	14,38	0,78	9,58
Relave acopio de entables de San Diego	2,33	0,11	8,56
Relave duplicado acopio de entables de San Diego	5,09	0,2	9,1
Relave triplicado de entables de San Diego	4,54	0,07	7,89
Relaves de Gurupero aguas arriba	1,073	0,35	3,83
Relaves de Gurupero	2,617	0,25	4,91
Relaves de La Palma	5,049	0,16	8,61

En la figura 7.37 se presenta el resultado de la aplicación del test ABA con el potencial de acidez que se calcula a partir de la concentración de azufre total de la muestra y de azufre en forma de sulfatos, y el potencial de neutralización.

Las muestras de los relaves de Gurupero presentan un potencial de acidez que supera la capacidad de neutralización de los carbonatos presentes (3,83% y 4,91%). Esto se debe a la alta concentración de minerales de azufre de alta reactividad, como pirrotina (4% según análisis petrográfico de minerales metálicos), esfalerita y pirita. El potencial de neutralización en las dos muestras tomadas es significativamente bajo respecto al potencial de acidez, de manera que el potencial neto de neutralización es menor de 0, la relación de potenciales es inferior de 1 (CIMMT, 2007), de manera que el potencial de generación de drenaje ácido en estos casos es alto.

En la muestra de relave de San Diego existe un potencial de generación de drenaje ácido incierto debido a que la concentración de carbonatos (en promedio 8,52%) es alta y el pH alcalino, lo cual indica que el potencial de neutralización es alto; sin embargo, existe una concentración de sulfuros, como pirita (0,028%), calcopirita (0,041%) y pirrotina (0,004%) que logra un balance entre la acidez y la alcalinidad; no es claro el potencial de generación de drenaje ácido. En estos casos se recomienda la aplicación de ensayos dinámicos para lograr certeza sobre la predicción de generación de acidez.

Figura 7.37. Determinación del potencial de acidez y de neutralización de relaves de El Cerro



Por su parte, los demás relaves del sector de El Cerro (El Apique y La Palma) presentan una capacidad de neutralización alta respecto a la concentración de minerales de azufre reactivos, de manera que el potencial de generación de drenaje ácido es bajo. En El Apique se cuantificó una concentración de carbonatos promedio de 9,39%, así como una concentración de pirrotina, 0,13% de pirita, minerales con capacidad de reaccionar, pero que son neutralizados por los carbonatos, con lo que se logra un potencial neto de neutralización superior a 20 y una relación entre este potencial y el de acidez superior a 3 (CIMMT, 2007), por lo que la generación de drenaje ácido es poco probable. En el caso de La Palma, la concentración de carbonatos (8,61%) es alta y el pH, alcalino, lo cual indica que el potencial de neutralización es alto. Además, existe una concentración de sulfuros, como pirita (0,1%) y calcopirita (0,2%), en baja proporción, por lo que existe una baja capacidad de generar acidez.

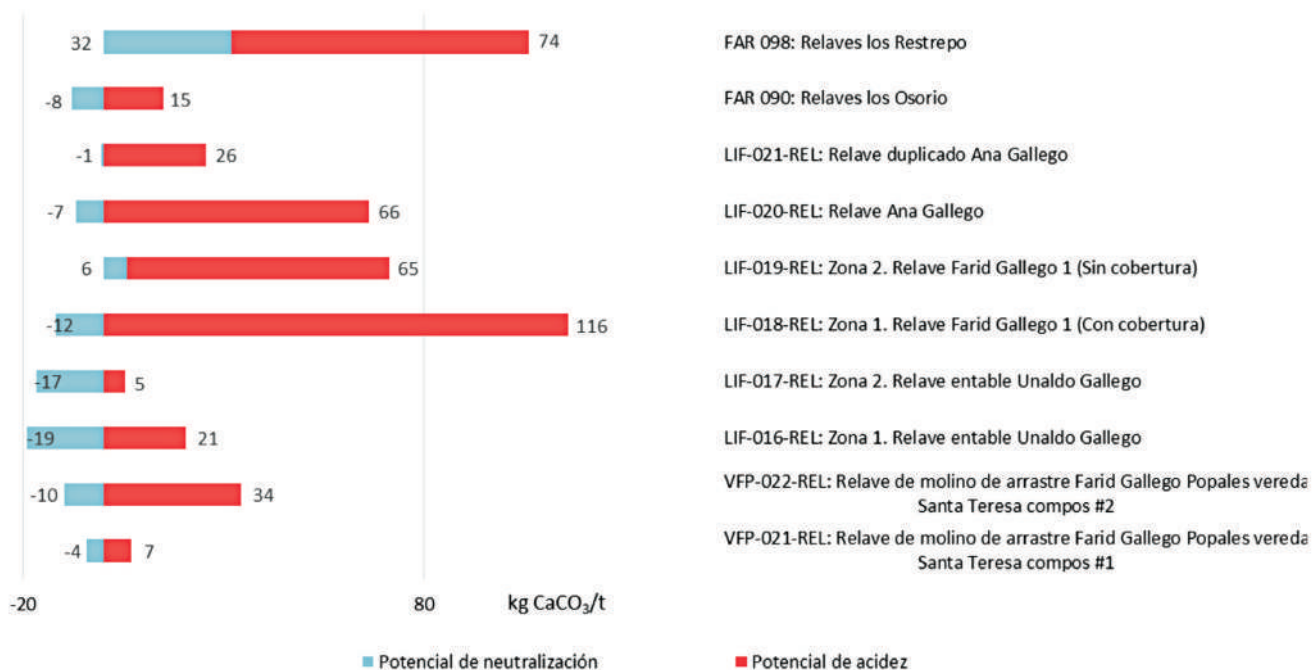
A continuación se presenta el análisis de la predicción de drenaje ácido correspondiente al sector de Popales, en el municipio de Abriaquí. En la figura 7.38 se presenta la concentración en porcentaje de carbonatos totales y el pH de las muestras de relaves analizadas.

Figura 7.38. pH y concentración de carbonatos y sulfuros en muestras de relaves de las plantas de beneficio del sector de Popales

DESCRIPCIÓN	% CaCO ₃	% SULFUROS	pH
Relave de molino de arrastre Farid Gallego, Popales, vereda Santa Teresa, compos n.º 1	2,27	0,22	3,5
Relave de molino de arrastre Farid Gallego, Popales, vereda Santa Teresa, compos n.º 2	1,79	1,1	3,54
Zona 1. Relave del entable Unaldo Gallego	0,06	0,66	3,33
Zona 2. Relave del entable Unaldo Gallego	0,44	0,17	3,47
Zona 1. Relave Farid Gallego 1 (con cobertura)	0,56	3,71	3,45
Zona 2. Relave Farid Gallego 1 (sin cobertura)	2,37	2,09	5,16
Relave Ana Gallego	5,66	2,12	3,91
Relave duplicado Ana Gallego	4,65	0,82	3,95
Relaves los Osorio	0,56	0,48	3,24
Relaves los Restrepo	4,41	2,37	7,07

En la figura 7.39 se representa el potencial de acidez y de neutralización de las muestras de relaves de los entables de Popales. Como se muestra en la tabla 42, el pH tiende a la acidez, de manera que se trata de una zona con una baja concentración de especies capaces de neutralizar los pH ácidos.

Figura 7.39. Determinación del potencial de acidez y de neutralización de relaves de Popales



La determinación del potencial de neutralización indica que existe una baja capacidad de las muestras para evitar la generación de drenaje ácido, dado el alto potencial de acidez que se presenta. La observación realizada en campo permite apreciar la oxidación de los minerales susceptibles de oxidación, como los sulfuros, de manera que la concentración de sulfatos es significativa y la de sulfuros, aunque en menor proporción, representa un potencial alto de reaccionar con el medio circundante (agua, aire y microorganismos) y generar drenaje ácido. Como se observa en la figura 7.38, la concentración de CaCO₃ varía entre 0,06% y 5,56%, y la de sulfuros, entre 0,17% y 3,71%. De ahí que en todos los casos, la relación entre el potencial de acidez y de neutralización sea inferior a 1, y el potencial neto de neutralización que resulta de la diferencia entre el potencial de neutralización y el potencial de acidez sea menor de 0. Así, al aplicar estos criterios, se clasifican las muestras como potenciales generadoras de drenaje ácido.

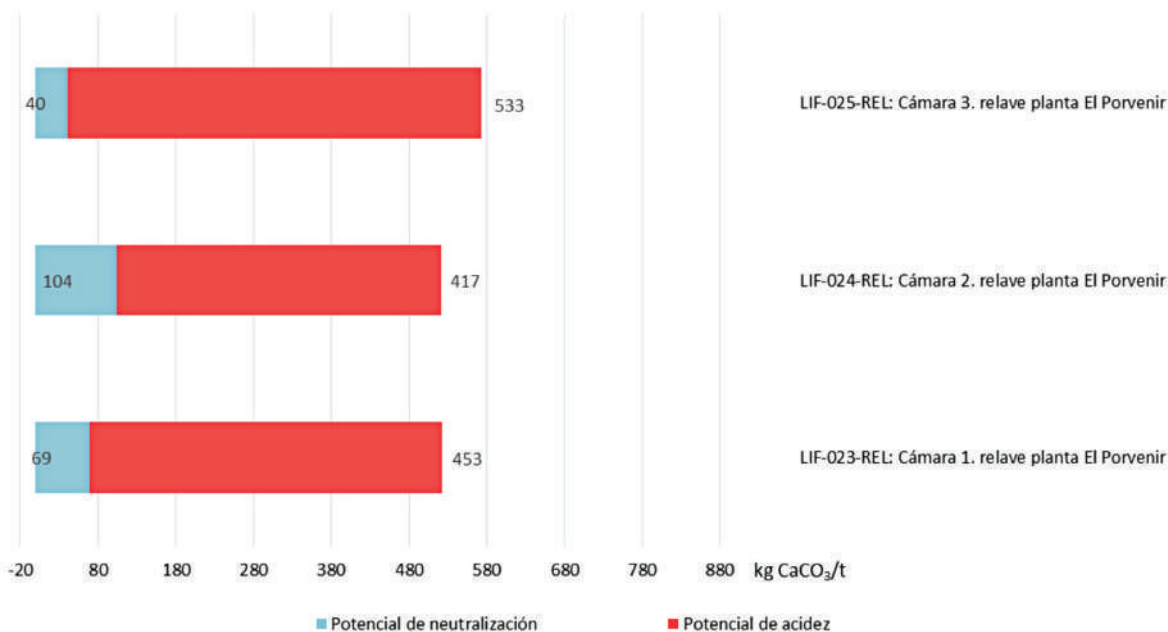
En la figura 7.40 se presentan los resultados de la concentración de carbonatos, sulfuros y el pH medido en las muestras de relaves de El Porvenir.

Figura 7.40. pH y concentración de carbonatos y sulfuros en muestras de relaves de las plantas de beneficio del sector de El Porvenir

DESCRIPCIÓN	% CaCO ₃	% SULFUROS	pH
Cámara 1. relave planta El Porvenir	8,28	14,5	8,57
Cámara 2. relave planta El Porvenir	10,44	13,35	8,34
Cámara 3. relave planta El Porvenir	6,28	17,04	8,61

En la figura 7.41 se muestra la relación entre el potencial de acidez y el de neutralización de las muestras tomadas en el sitio de confinamiento del material de residuo del proceso de beneficio de oro de la planta El Porvenir. Como se observa, la barra de color rojo correspondiente al potencial de acidez es significativamente mayor que la de color azul, que identifica el potencial de neutralización. Según la figura 7.40, la concentración de sulfuros presentes está en promedio en un 14,96%, mientras que la de CaCO₃ es en promedio igual a 8,3%, lo que explica por qué el potencial de neutralización es bajo, y el potencial neto de neutralización señala que se trata de un material con un alto potencial de generación de drenaje ácido. Según el análisis petrográfico, en El Porvenir se tiene una concentración de pirrotina de 38%, que es el sulfuro metálico de mayor importancia que se puede relacionar con la producción de acidez.

Figura 7.41. Determinación del potencial de acidez y de neutralización de relaves de EL Porvenir

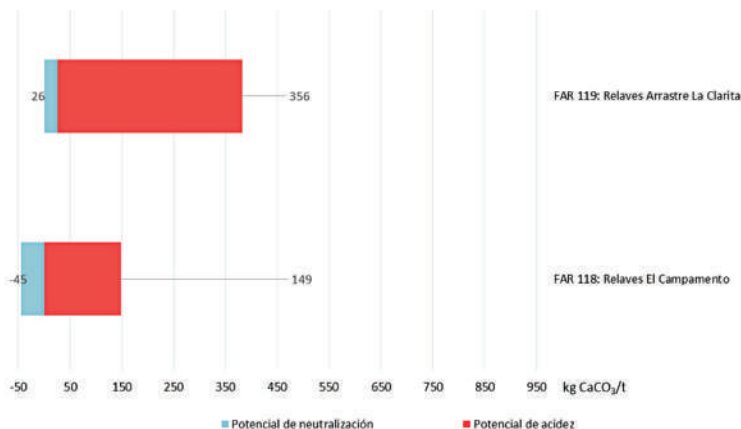


En el sector de La Clarita se analizaron dos relaves a los que se les hizo la medición de pH y determinación de carbonatos y sulfuros. Los resultados se presentan en la figura 7.42.

Figura 7.42. pH y concentración de carbonatos y sulfuros en muestras de relaves de las plantas de beneficio del sector de La Clarita

DESCRIPCIÓN	% CaCO ₃	% SULFUROS	pH
Relaves del campamento La Clarita	0	4,77	2,88
Relaves de arrastre de La Clarita	4,71	11,39	6,57

Figura 7.43. Determinación del potencial de acidez y de neutralización de relaves de La Clarita



En el caso de las muestras tomadas en el sector de La Clarita, el potencial de acidez y el de neutralización conforman un potencial neto de neutralización que indica que existen altas posibilidades de generación de drenaje ácido. Esto se asocia con la concentración de sulfuros polimetálicos como la pirrotina (53,1%), pirita (13,4%) y calcopirita (5,9%) y con la concentración de CaCO₃ relativamente baja (véase la figura 7.42), que no logra una suficiente capacidad buffer para evitar la producción de acidez en la zona.

7.4.5. DETERMINACIÓN DE MERCURIO EN AGUAS SUPERFICIALES

En la figura 7.44 se muestran los resultados de la cuantificación de mercurio por espectrofotometría de absorción atómica en las muestras de agua que se filtró en el momento de la toma del sedimento activo. Como se observa, en todas las muestras la concentración estuvo por debajo del límite de cuantificación mediante esta técnica. El

caudal de las fuentes hídricas asociadas promueve el transporte del mercurio hacia zonas de menor velocidad, por lo cual, y teniendo en cuenta que se trata de un elemento pesado, es más probable obtener valores cuantificables por E.A.A. de Hg en sedimentos.

Figura 7.44. Contenido de mercurio en aguas superficiales

DESCRIPCIÓN	PLANTA ASOCIADA	Hg (µg/L)
Agua en contacto con sedimento activo quebrada San Pedro aguas arriba de actividad minera El Hoyo	EL Hoyo - Quebrada San Pedro	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo unión quebrada San Pedro y quebrada Las Animas aguas abajo después de entable #3 Alfonso Osorio El Hoyo	EL Hoyo - Quebrada San Pedro	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo aguas abajo actividad minera apique abajo de relave donde se une Quebrada El Carmen y vertimiento de la relavera	Sector El Apique - Quebrada El Carmen	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo aguas arriba actividad minera El Apique	Sector El Apique - Quebrada El Carmen	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo quebrada Rompe Ropa aguas arriba actividad minera Popales tributaria a quebrada Santa Teresa	Quebrada Santa Teresa	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo aguas arriba de actividad minera El Porvenir quebrada La Antigua	Quebrada La Antigua	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo aguas abajo actividad minera El Porvenir quebrada La Antigua antes de unión con quebrada La Secreta	Quebrada La Antigua	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo aguas abajo actividad minera el Porvenir quebrada La Secreta antes de unión con quebrada La Antigua - sin tamizar	Quebrada La Secreta	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo aguas abajo actividad minera El Porvenir Quebrada La Secreta antes de unión con Quebrada La Antigua - tamizado normal	Quebrada La Secreta	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo aguas arriba quebrada El Carmen nacimiento aguas arriba de actividad minera del sector San Diego	Quebrada El Carmen	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo aguas abajo Quebrada El Carmen después de actividad minera de San Diego y antes de unión con la quebrada San diego	San Diego - Quebrada El Carmen	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo quebrada Las Ánimas- Sector El Cerro (El Hoyo)	Quebrada Las Ánimas	D.L.C

D.L.C. = Debajo de límite de cuantificación.

7.4.6. DETERMINACIÓN DE CIANURO EN MUESTRAS LÍQUIDAS

Se realizó el análisis de cianuro libre con el propósito de ver el comportamiento del ion cianuro, así mismo poder corroborar su presencia e influencia en el medio, tomando como punto de partida las plantas de beneficio ya que estas trabajan con sustancias químicas es necesario identificar si hay que mejorar el tratamiento de los residuos generados en el proceso de extracción de minerales o que alternativas pueden ayudar con la minimización de alteraciones negativas al medio ambiente (figura 7.45).

En las determinaciones de cianuro total (libre y complejo) de los puntos de muestreo no se reporta la concentración del analito, ya que está por debajo del límite de cuantificación (figura 7.46), debido a que en la mayor parte de la zona se implementa el método de extracción por medio de molinos de arrastre. Este resultado es un indicador favorable, pues evidencia que no se estarían generando complejos metálicos con el anión (CN⁻), principalmente los que se generan con el mercurio (Hg(CN)₂ y Hg(CN)₄), siendo este orgénico o de proceso extractivo, y como tal, estable y de difícil remoción. Según la información obtenida en campo, se está practicando un tratamiento a las colas cianuradas en la planta de beneficio de El Porvenir con peróxido de hidrógeno H₂O₂, que se refleja en la baja presencia de cianuro en los vertimientos, de manera que se recomienda seguir este control para evitar la contaminación, y principalmente la formación del complejo mencionado (Hg(CN)₂ y Hg(CN)₄), ya que tienen el medio ideal para dicha reacción, puesto que la fase sólida del vertimiento presenta mercurio (hasta de 8,499 ppm). Además, el pH de la fase líquida del vertimiento es aproximadamente neutro (pH entre 5,68 y 7,53), condiciones estables para formación de complejos con el cianuro y generación de ácido cianhídrico (HCN) (Nava, Elorza y Uribe, 2007).

Figura 7.45. Contenido de cianuro libre y cianuro total en las muestras de agua en contacto con sedimento activo en municipios de Frontino y Abriaquí

DESCRIPCIÓN	CN ⁻ LIBRE (mg/L)	CN _T Total (mg/L)
Aguas debajo de actividad minera de El Apique, después del relave donde se unen la quebrada El Carmen y el vertimiento de la relavera	D.L.C	D.L.C
Aguas arriba de la actividad minera de El Apique	D.L.C	D.L.C
Sedimento activo aguas debajo de la actividad minera de El Porvenir, quebrada La Antigua antes de la unión con la quebrada La Secreta	D.L.C	D.L.C
Sedimento activo aguas debajo de la actividad minera de El Porvenir, quebrada La Secreta antes de la unión con la quebrada La Antigua (tamizado normal)	D.L.C	D.L.C
Agua en contacto con sedimento activo de la quebrada San Diego aguas abajo de la actividad de San Diego Agua en contacto con sedimento activo de la quebrada La Clara, aguas abajo de la actividad minera	D.L.C	D.L.C

D.L.C. = Debajo de límite de cuantificación.

Figura 7.46. Contenido de cianuro libre y cianuro total en las muestras de agua en contacto con sedimento activo en municipios de Frontino y Abriaquí

PLANTA ASOCIADA	CN ⁻ LIBRE (mg/L)	CN _T Total (mg/L)
Quebrada San Pedro Entable el hoyo Raul Bran antes de unión quebrada Las Animas	D.L.C	D.L.C
Vertimiento molino de arrastre #2 Unaldo Gallego caída a quebrada Santa Teresa	D.L.C	D.L.C
Vertimiento molino de arrastre #3 Ana Gallego caída quebrada Santa Teresa	D.L.C	D.L.C
Vertimiento planta El Porvenir a quebrada La Antigua #1	D.L.C	D.L.C
Vertimiento planta El Porvenir a quebrada La Antigua #2 duplicado	D.L.C	D.L.C
Vertimiento planta El Porvenir a quebrada La Antigua #1 después de descarga de cocos	D.L.C	D.L.C
Vertimiento planta el Porvenir a quebrada La Antigua #2 después de descarga de cocos	D.L.C	D.L.C
Vertimiento molinos de arrastre #1 y #2 a quebrada El Carmen antes de actividad de San Diego	D.L.C	D.L.C
Vertimiento de actividad minera de Las Ánimas y El Hoyo	D.L.C	D.L.C
Vertimiento de molino de arrastre contiguo a la confluencia entre las Quebradas San Pedro y Las Ánimas	D.L.C	D.L.C
Vertimiento de relave El Apique	D.L.C	D.L.C
Vertimiento entable Farid Gallego 1	D.L.C	D.L.C
Vertimiento entable Farid Gallego 2	D.L.C	D.L.C
Vertimiento relave planta El Porvenir (sin HNO ₃)	95	95
Vertimiento 3 y 4 molinos de arrastre a quebrada El Carmen	D.L.C	D.L.C

D.L.C. = Debajo de límite de cuantificación.

7.5. RESUMEN DE RESULTADOS REPRESENTATIVOS DE LOS ANÁLISIS QUÍMICOS Y AMBIENTALES POR SECTORES EN EL DISTRITO MINERO FRONTINO

Figura 7.47. Mapa ubicación de muestras y datos del sector El Hoyo, vereda El Cerro - municipio Frontino



Figura 7.48. Mapa de ubicación de muestras y datos del sector de El Apique, vereda El Cerro, municipio de Frontino

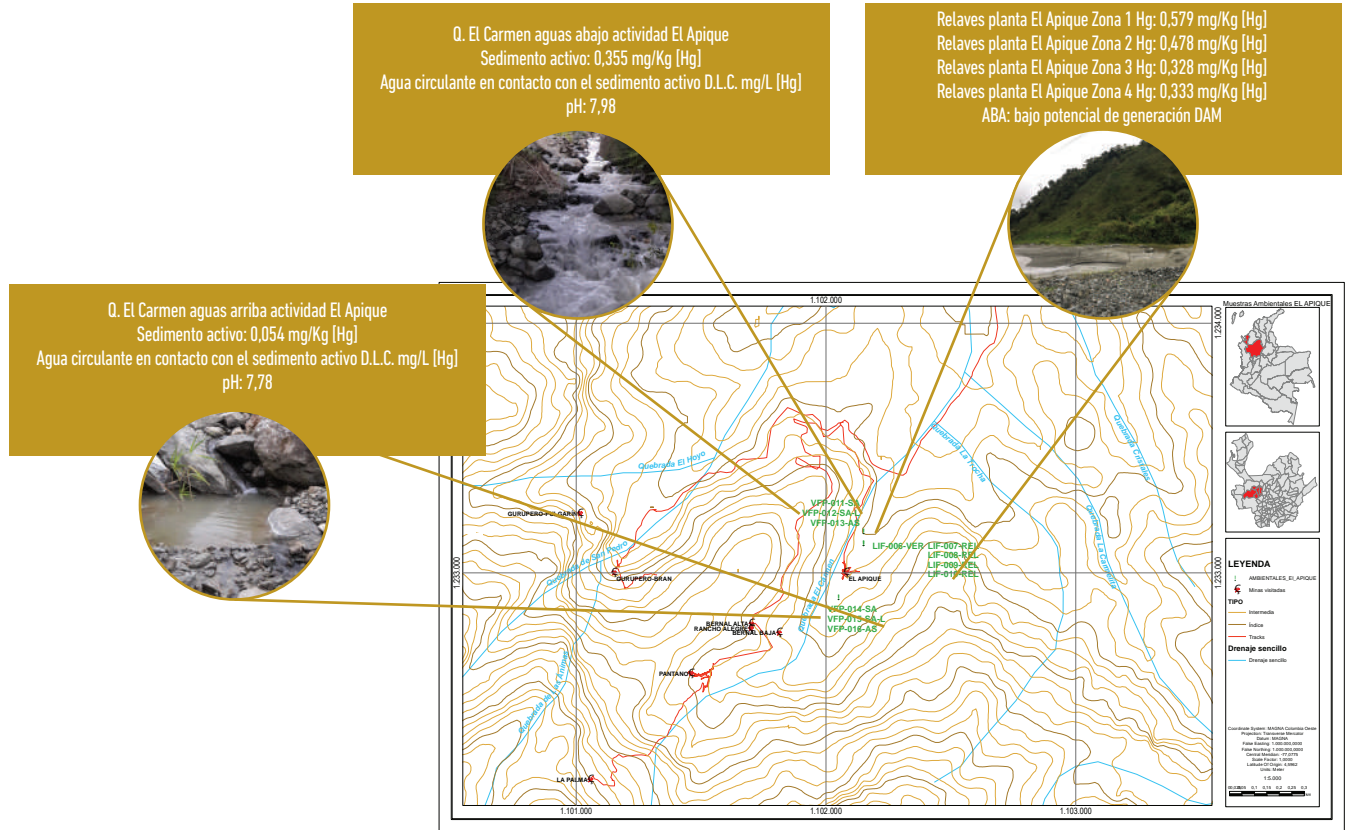


Figura 7.49. Mapa de ubicación de muestras y datos del sector de La Clarita, vereda La Clara, municipio de Frontino

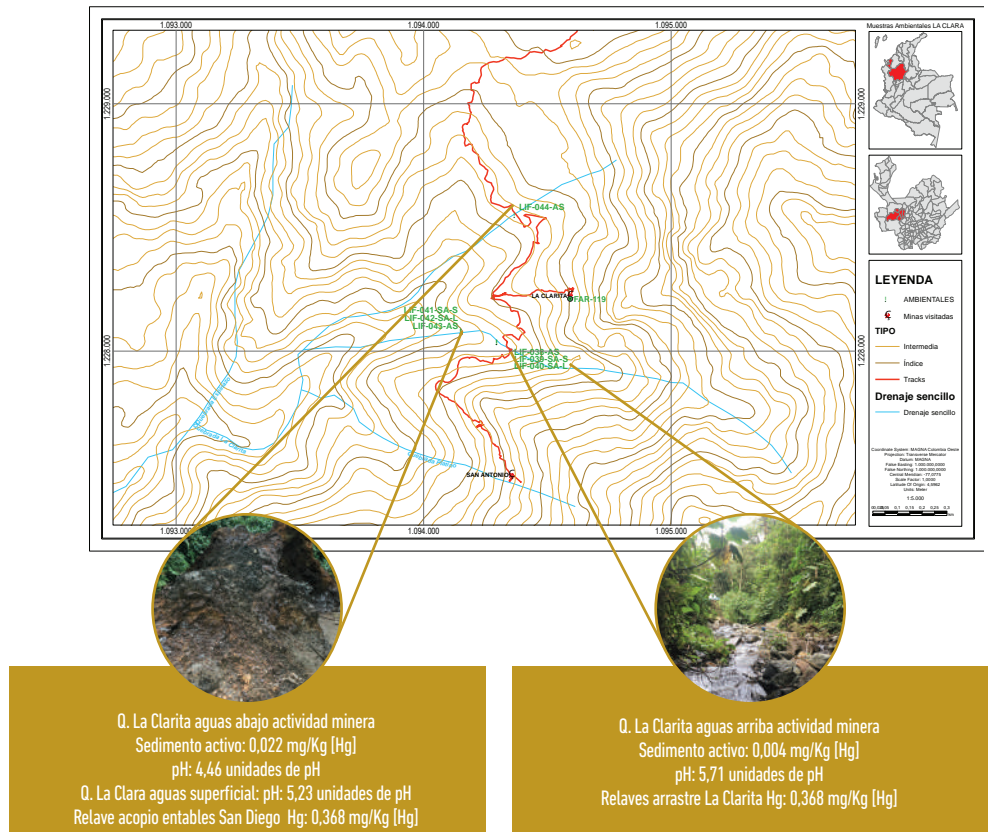


Figura 7.50. Mapa de ubicación de muestras y datos del sector de EL Porvenir, vereda El Porvenir, municipio de Abriaquí

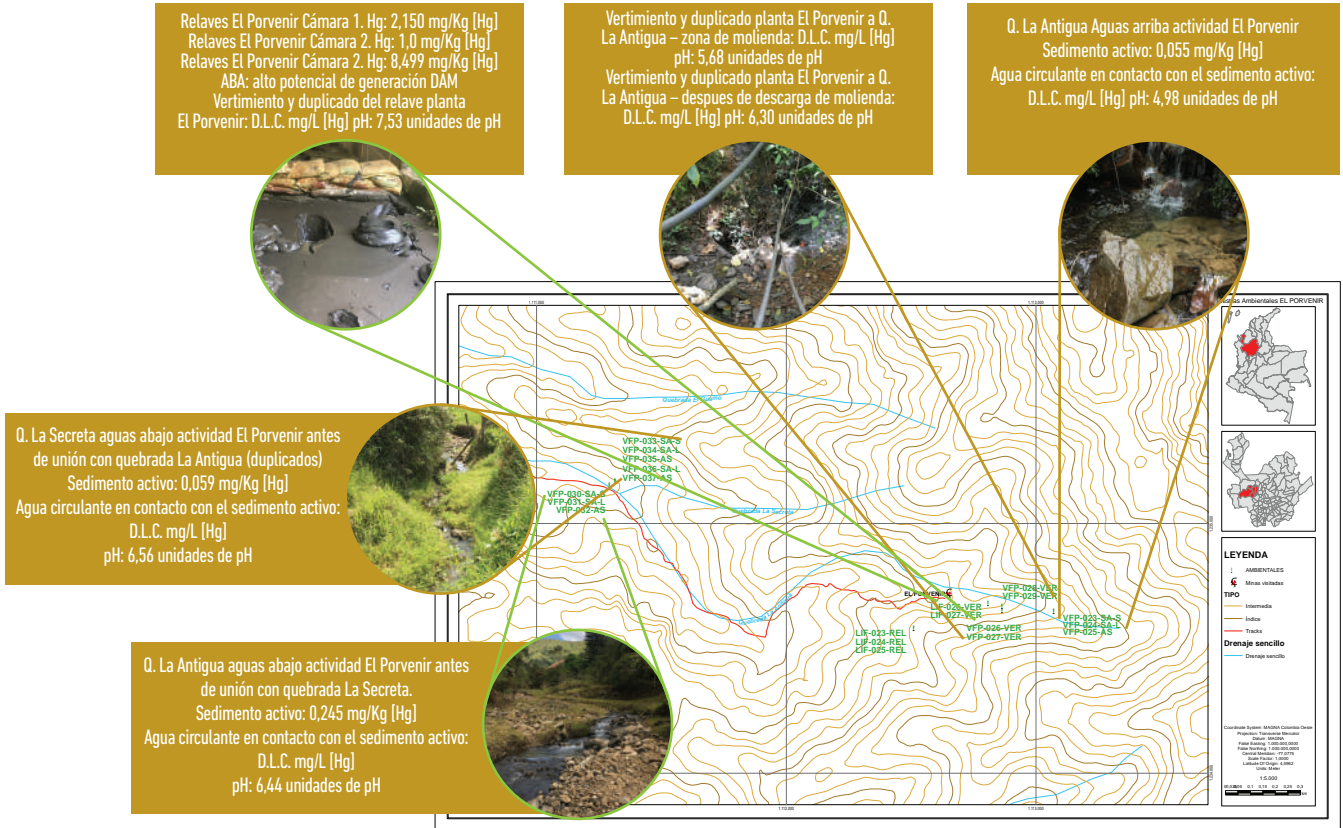


Figura 7.51. Mapa de ubicación de muestras y datos del sector de San Diego, vereda El Cerro, municipio de Frontino

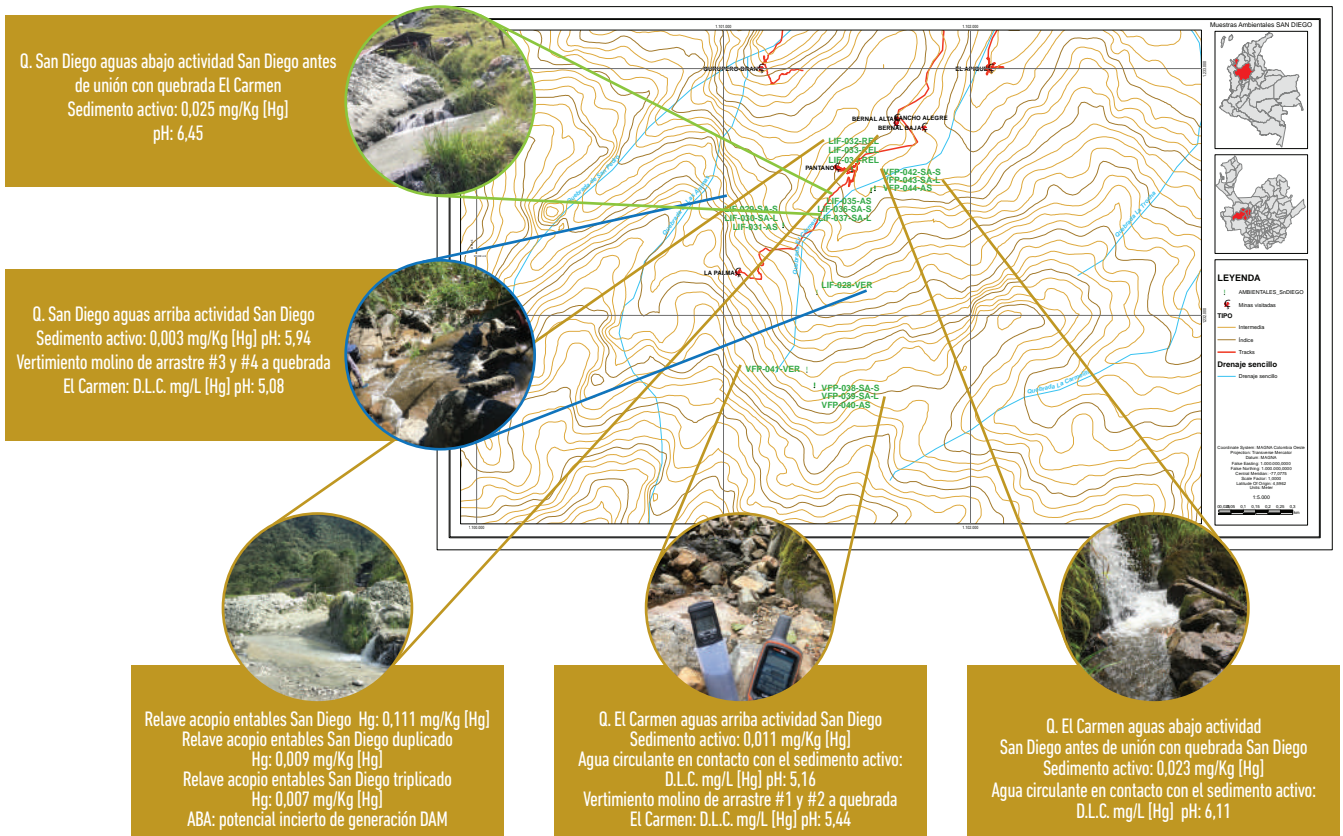
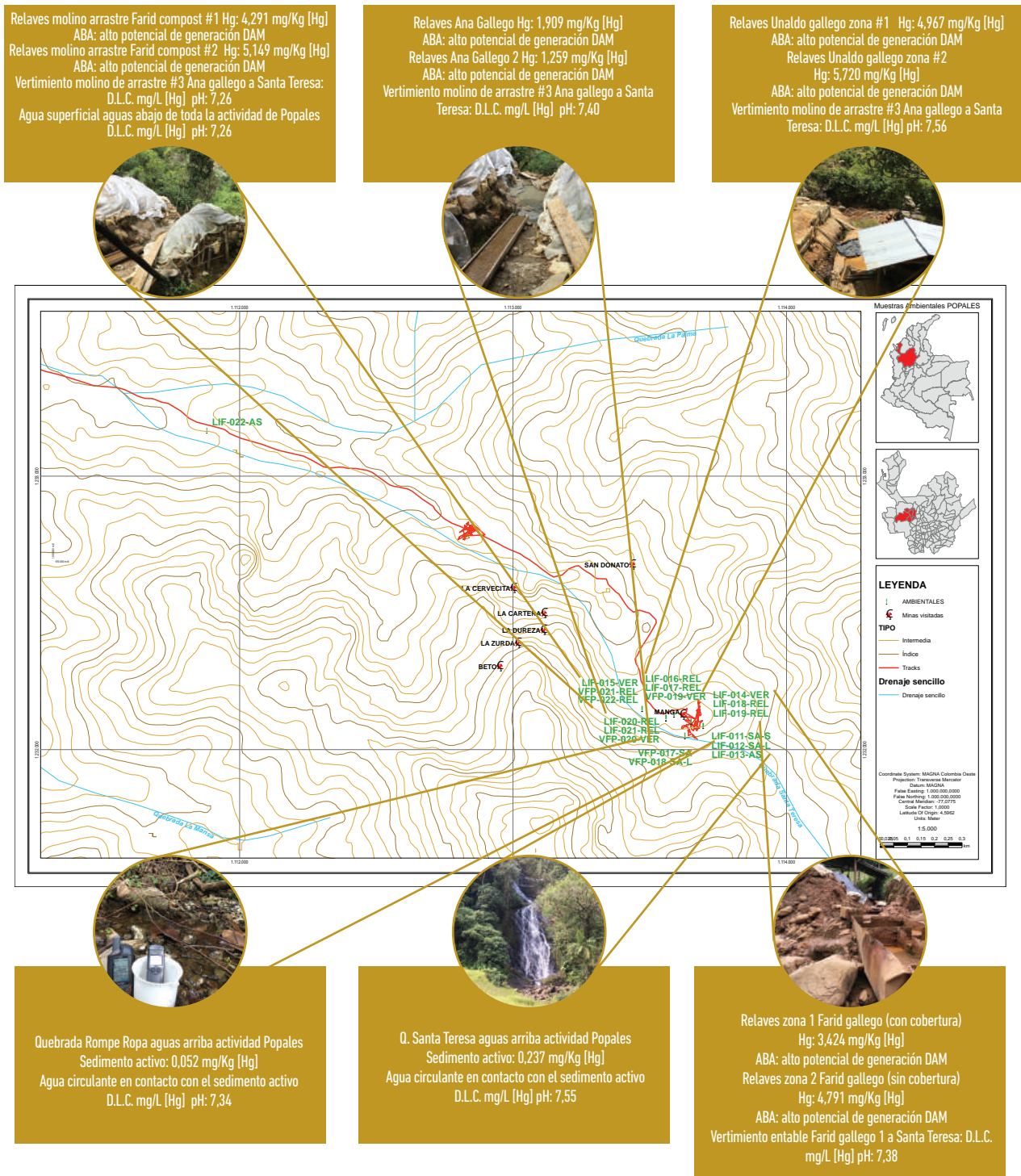


Figura 7.52. Mapa de ubicación de muestras y datos del sector de Popales, vereda Santa Teresa, municipio de Abriaquí



7.6. CONCLUSIONES

- Relacionando los valores de pH obtenidos en el sector de El Hoyo, que tienen un comportamiento levemente ácido con tendencia a la neutralidad, se puede establecer que se genera una reacción equivalente de especies alcalinas y ácidas en el medio, información que se evidencia con la caracterización por FRX, con la que se cuantifican concentraciones cercanas de calcio hasta de un 7,6% (asociado con los carbonatos) y de hierro con valor máximo de un 10,1%. A estos datos se suma la información de mineralogía de la zona, que expone cantidades considerables, tanto de carbonatos como de sulfuros, principalmente de pirrotina.
- El análisis de los resultados de pH del sector de El Apique pone en evidencia la presencia de especies alcalinas solubilizadas en el medio. Esto se debe a que todos los valores de las aguas en el sector están en un rango de 7,78 a 7,98 unidades de pH. Esta condición se da principalmente cuando el contenido de especies como calcio, que se relacionan con los carbonatos, es mayor o similar al contenido de hierro que se relaciona con los sulfuros. En este caso, en sedimentos activos que entran en contacto con las aguas analizadas, el porcentaje de calcio alcanza valores de 15,72%, y el hierro, de 11,20%, lo que justifica el comportamiento básico del medio.
- El análisis de mercurio en los sedimentos activos muestreados aguas arriba y aguas abajo de las quebradas San Pedro, El Carmen, Las Ánimas, Santa Teresa y La Antigua reveló su presencia en concentraciones superiores a las recomendaciones canadienses y americanas (Gaudet *et al.*, 1995); CCME, 2001, MacDonald *et al.*, 2000). Los valores obtenidos se pueden relacionar con actividad minera que se realiza previamente a los puntos de muestreo aguas arriba de la actividad minera principal y al uso de este metal en el proceso de beneficio de oro. Los efectos dañinos en especies vivas podrían presentarse en los sectores de El Cerro, Popales y El Porvenir, dado que las cantidades de mercurio cuantificadas mediante la técnica instrumental E.A.A.-G.H. sobrepasan el nivel de efecto umbral (0,18 mg/kg). Esto indica que el mercurio empleado en el beneficio del oro, bien sea en el presente o antiguamente, se ha movilizó hacia los sedimentos activos de las quebradas en las que se realizan vertimientos, lo cual conlleva la contaminación del medio y afecta los organismos vivos presentes.
- La aplicación del test ABA modificado permitió establecer la potencialidad de los relaves de los sectores Popales, El Porvenir, La Clarita, El Apique, El Hoyo, La Palma y San Diego de generar o no drenaje ácido de minas. Las muestras de relaves tomadas en Popales presentan un bajo potencial de neutralización debido a la concentración baja de carbonatos capaces de neutralizar la acidez generada por sulfuros metálicos que se encuentran en la composición mineralógica de la zona, tales como la pirita y la calcopirita. Esto se puede constatar mediante las mediciones de pH, cuyos valores son ácidos. En este sector en particular se encontró una alta oxidación de estos mismos minerales, por lo que se cuantificó alta concentración de sulfatos.
- Los sectores El Porvenir y La Clarita presentan una concentración significativa de minerales de azufre como la pirrotina, que es altamente reactiva, y dado que existe una baja concentración de carbonatos, el potencial neto de neutralización lo clasifica como un material con gran potencial de generación de drenaje ácido. Sin embargo, en el caso del relave de El Porvenir, esto se está controlando con el confinamiento del relave y el hecho de que está poco expuesto a los fenómenos hidroclimatológicos que propician las reacciones que producen sustancias ácidas.
- En la vereda El Cerro, las muestras de relaves de El Apique y La Palma presentan un bajo potencial de generación de drenaje ácido debido a que presentan en su composición concentraciones de 9,39% y 8,61%, respectivamente, de carbonatos, lo cual le da al relave la capacidad de neutralizar la acidez, que posiblemente sea generada por minerales de azufre y hierro, tales como pirita, calcopirita y pirrotina, cuya presencia se determinó mediante análisis petrográfico. Los relaves muestreados en Gurupero, a diferencia de los mencionados, tienen un alto potencial de generación de DAM. En el caso de San Diego se recomienda emplear ensayos dinámicos para predecir con más precisión el drenaje ácido que pueda generarse, dado que el balance ácido base determinado con el test ABA modificado no arrojó resultados concluyentes, debido a que la concentración de sustancias con capacidad buffer y de minerales con potencialidad de generar acidez se encuentran en equilibrio.
- Se determinó el cianuro total en vertimientos y aguas que entran en contacto con sedimentos activos, con el fin de observar el comportamiento del ion cianuro (CN^-) en las fuentes hídricas de las zonas de muestreo, ya que, según las normas vigentes, el límite permisible de desecho es de 1 mg/L CN de cianuro total en aguas residuales (MinAmbiente, Resolución 631 de 2015). Dicha norma menciona parámetros físico-químicos que deben ser monitoreados y sus valores máximos permisibles en vertimientos puntuales de aguas residuales no domésticas a cuerpos de aguas superficiales de actividades de minería. En los análisis realizados por medio del método potenciométrico se puede apreciar que en la muestra del vertimiento de la planta El Porvenir hay una baja pero considerable concentración de cianuro que sobrepasa los límites máximos permisibles (LMP) de 95 mg/L, que se puede disminuir con una adición de peróxido de hidrógeno (H_2O_2) aun mayor por medio de los cálculos correspondientes al tratamiento de residuos. Por esta razón se debe disminuir la concentración de

cianuro total en vertimientos, ya que el cianuro se considera altamente tóxico, porque obstruye la formación de oxígeno en plantas y animales, lo que ocasiona un desequilibrio ecológico.

- Dado que la composición porcentual de azufre determinada por FRX en el material de cabeza estudiado en los entables de El Cerro y Popales oscila entre 0,12% y 3,66%, se puede inferir una baja concentración de sulfuros en comparación con los sectores de El Porvenir, La Clara, Musinga y Media Cuesta, que presentan concentraciones de azufre entre 8,08% y 27,16%.
- Comparando el sector de El Cerro con los sectores de Musinga, Media Cuesta y Popales, el contenido de calcio en el material de cabeza en estos tres últimos es menor, y se encuentra entre 0,23% y 2,45%, por lo que se sugiere una disminuida presencia de carbonatos de calcio.
- Por FRX se determinaron composiciones porcentuales de cobre en material de cabeza de Frontino, que oscilan entre 0,02% y 3,17%, lo que puede ser atribuido a sulfuros de hierro y cobre, como calcopirita.
- Respecto a los elementos traza cuantificados mediante FRX, se determinó que el contenido de zinc en el material de cabeza estudiado en los sectores mineros visitados en Frontino oscila entre 129,56 y 2.014,34 ppm, y que el contenido de plomo se encuentra entre 14,21 y 999,24 ppm, y se los atribuye a los minerales esfalerita y galena, respectivamente.
- En el material de cabeza de El Apique, El Porvenir, La Clarita, Musinga y Popales se cuantificó arsénico, un metaloide que interfiere tanto en procesos de beneficio de oro como en procesos ambientales.
- De acuerdo con los resultados de fluorescencia de rayos X, los elementos mayores que prevalecen en los relaves del sector de El Cerro son silicio, azufre, hierro y calcio, y entre los elementos menores se destacan el cobre, arsénico, zinc, bario y manganeso.
- El alto contenido de calcio determinado por FRX en los relaves de entables como El Porvenir, Unaldo Gallego, Farid Gallego, Ana Gallego y San Diego puede atribuirse a especies alcalinas como carbonatos de calcio que se acumularon y contribuyen a la neutralización de especies ácidas formadas in situ.
- En los relaves de La Clara se encontraron, mediante FRX, 3.567,09 ppm de tungsteno, un elemento de propiedades físico-químicas interesantes para la fabricación de herramientas y otras aplicaciones.
- El plomo cuantificable mediante FRX en los sedimentos activos muestreados en Frontino oscila entre 16,34 y 102,09 ppm, lo que indica movilidad de este metal pesado hacia los ríos tras la remoción de las menas.
- En todos los sedimentos activos muestreados en este estudio, mediante la técnica de FRX se cuantificaron plata y paladio con rangos que oscilan entre 20,95 y 48,16 ppm y 12,33 y 16,53 ppm, respectivamente, lo que pone en evidencia la movilidad de ellos por remoción de las menas.

Existen algunas opciones en estudio para contrarrestar los impactos ambientales de los relaves, como la fitorremediación, la fitoestabilización y el reprocesamiento de minerales, de manera que se recomienda realizar investigaciones en estas áreas.

7.7. RECOMENDACIONES

- Los depósitos de relaves, al contener metales pesados como arsénico, plomo, mercurio, cromo, zinc y cadmio, entre otros, son peligrosos para la salud y el ambiente. En contacto con los cauces de ríos de todos los compuestos tóxicos presentes puede generar efectos graves a la biodiversidad. Dadas las condiciones en que se encuentran los depósitos de relaves del proceso de beneficio del oro, se recomienda el diseño de áreas destinadas para tal fin, con la infraestructura adecuada para evitar la exposición de minerales a fenómenos ambientales como las precipitaciones y la meteorización, que promueven la generación de drenaje ácido de mina y la movilidad de metales pesados, así como pérdida de la biodiversidad por agentes contaminantes.
- Existen algunas opciones en estudio para contrarrestar los impactos ambientales de los relaves, como la fitorremediación, la fitoestabilización y el reprocesamiento de minerales, de manera que se recomienda realizar investigaciones en estas áreas.



8.

RUTA METALÚRGICA PROPUESTA PARA LA ZONA MINERA

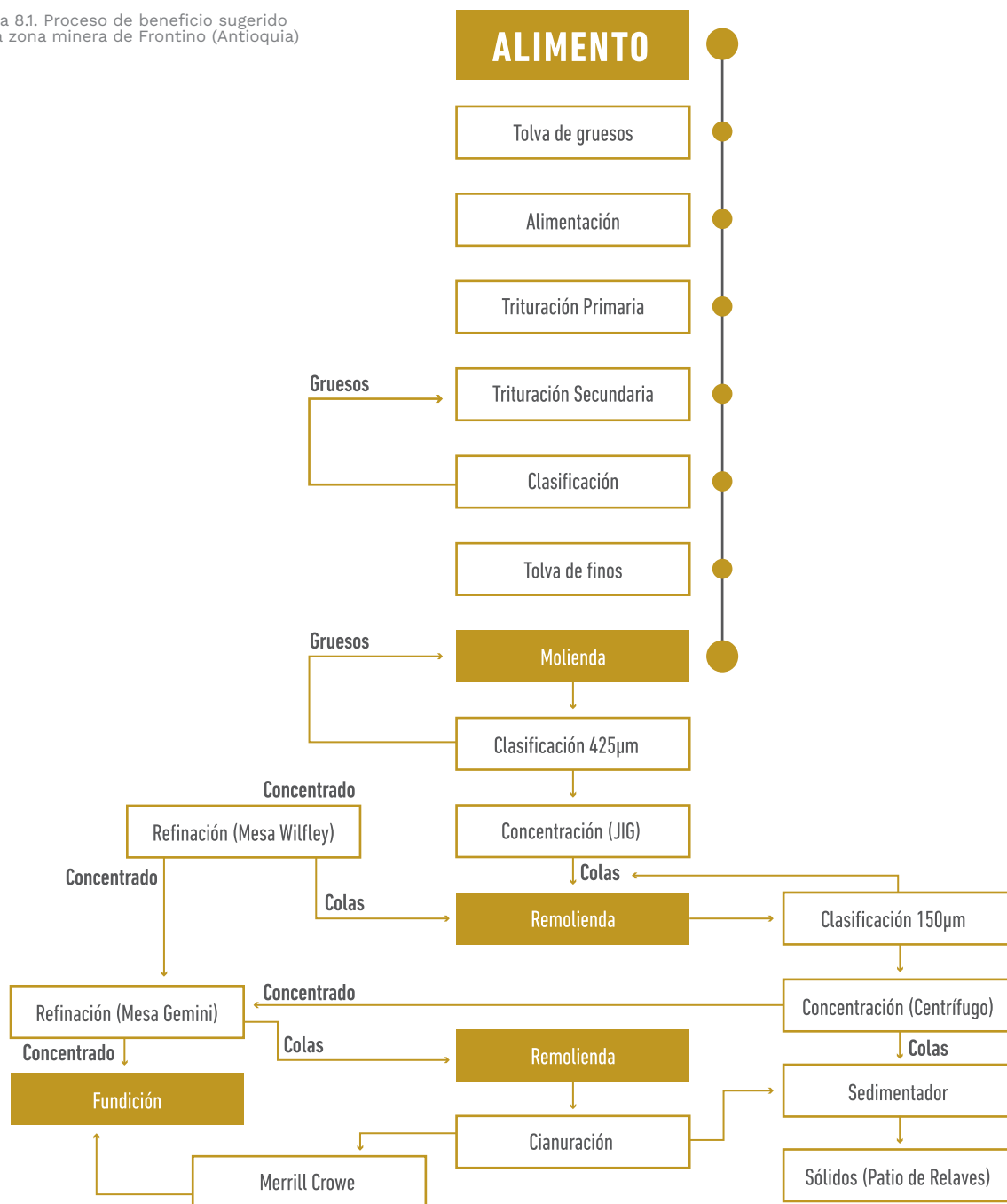
Demstración de la refinación en batea llevada a cabo en la zona de Frontino (Antioquia).
Fotografía tomada por Gabriel Pantoja, Servicio Geológico Colombiano



8.1. PROCESO DE BENEFICIO SUGERIDO

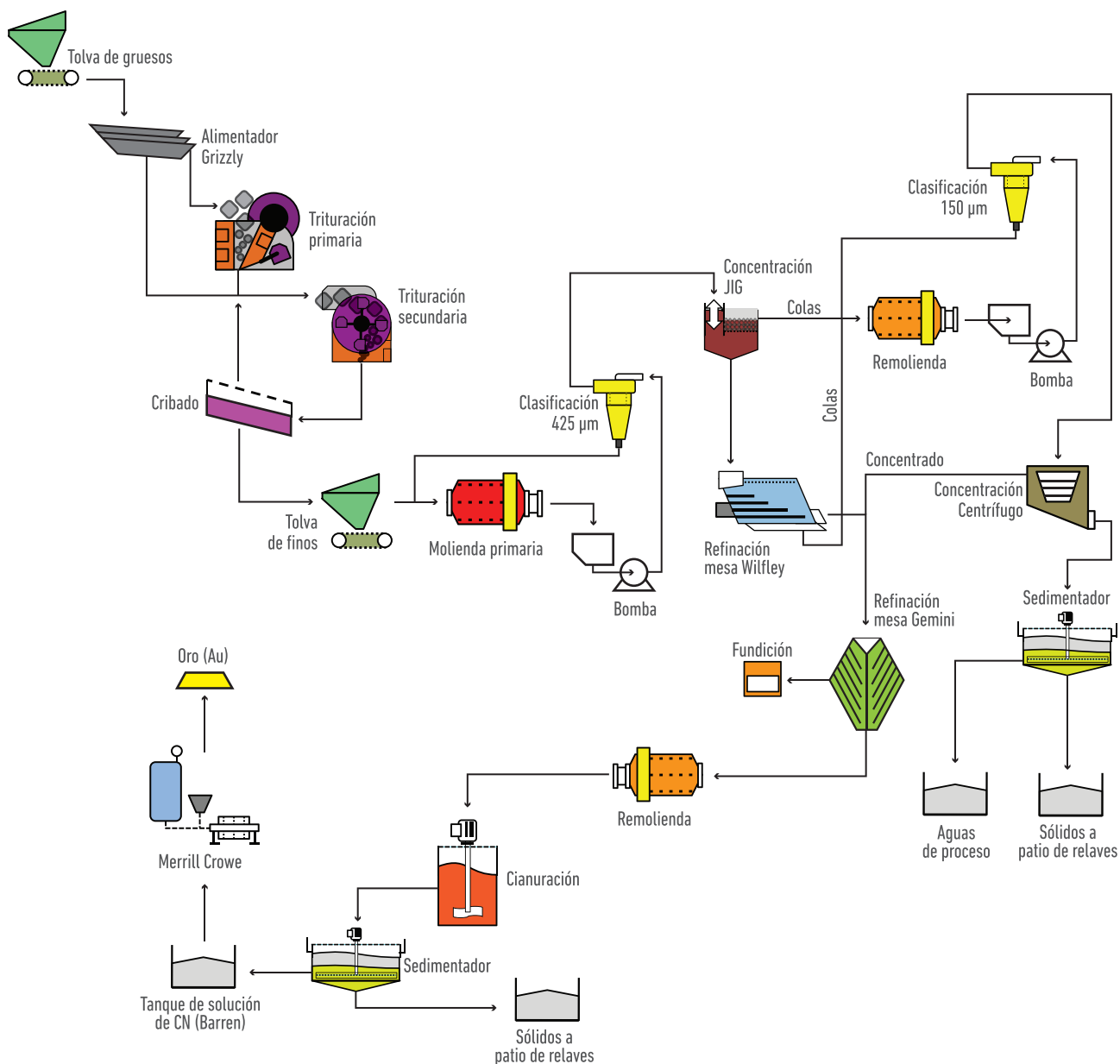
Para el distrito minero de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas se propone una ruta metalúrgica que consta de una etapa inicial de trituración, molienda y clasificación para llevar el tamaño de grano a un d_{80} de 425 micrómetros; obtenido el tamaño de grano, pasa a concentración por gravimetría compuesta por un JIG y una mesa Wilfley. Los rechazos de esta primera etapa siguen a una concentración por centrifugación, pero antes son remolidos a un d_{80} de 150 micrómetros, y los concentrados de la gravimetría pasan a un proceso de refinación que se trabaja con una mesa Gemini, en la que se obtiene un superconcentrado listo para pasar a la etapa de fundición. Los rechazos de refinación gravimétrica y los concentrados del centrifugado son llevados a cianuración, pero antes las colas de refinación son remolidas a un tamaño por debajo de los 75 micrómetros. La solución rica en oro es llevada a una precipitación sobre zinc en polvo, en ausencia de oxígeno, en un proceso conocido como *Merril Crowe*.

Figura 8.1. Proceso de beneficio sugerido para la zona minera de Frontino (Antioquia)












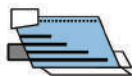


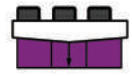





En la figura 8.2 se presenta el diagrama de flujo de la planta de beneficio que se implementaría en la zona minera, con sus respectivas líneas de entradas y salidas de cada operación unitaria. Este diagrama responde a la ruta metalúrgica propuesta y al montaje de la planta sugerida.

Figura 8.2. Diagrama de flujo del proceso de beneficio sugerido para la zona minera de Frontino (Antioquia)



Para tener mayor información sobre las especificaciones técnicas se puede consultar la parte de maquinaria descrita en el capítulo 9, correspondiente al análisis económico y financiero.

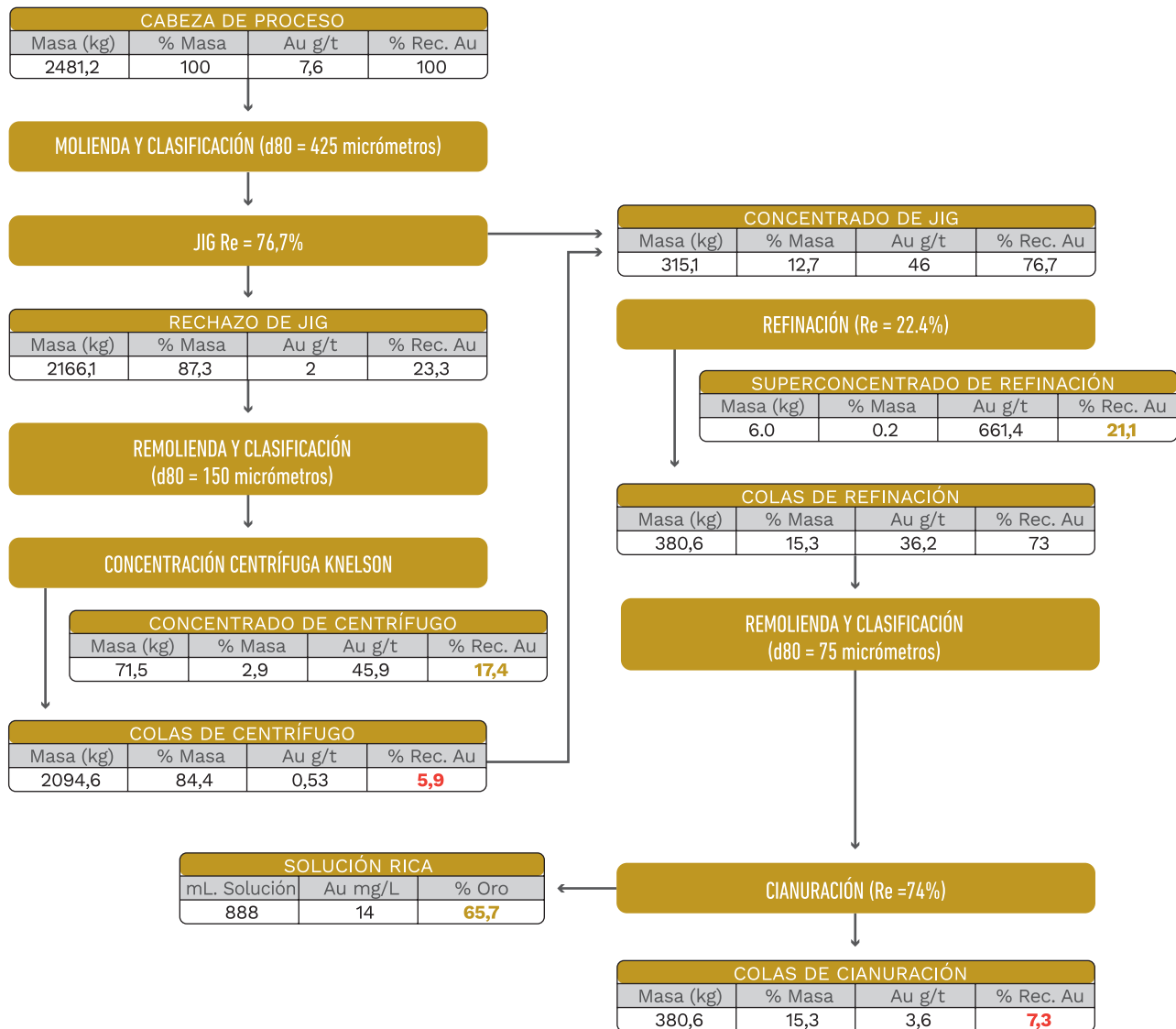
CONVENCIONES

SÍMBOLO	MÁQUINA	FOTOGRAFÍA	SÍMBOLO	MÁQUINA	FOTOGRAFÍA
	Tolva			Jig Concentrador Gravimétrico	
	Trituradora De quijadas			Caja de pulpa	
	Criba Vibratoria			Bomba Centrífuga	
	Molino Chileno			Mesa de Concentración	
	Molino De bolas			Tanques Agitadores	
	Hidrociclón			Tanque solución rica	
	Banda Transportadora			Tanque solución pobre	
	Merril crowe			Tanque de agua De proceso	
	Celdas de flotación Circulares			Sedimentador / tanque espesador	
	Tanque de colas			Fundición Crisol	
	Concentrador Centrifugo Knelson			Alimentador Tipo grizzly	

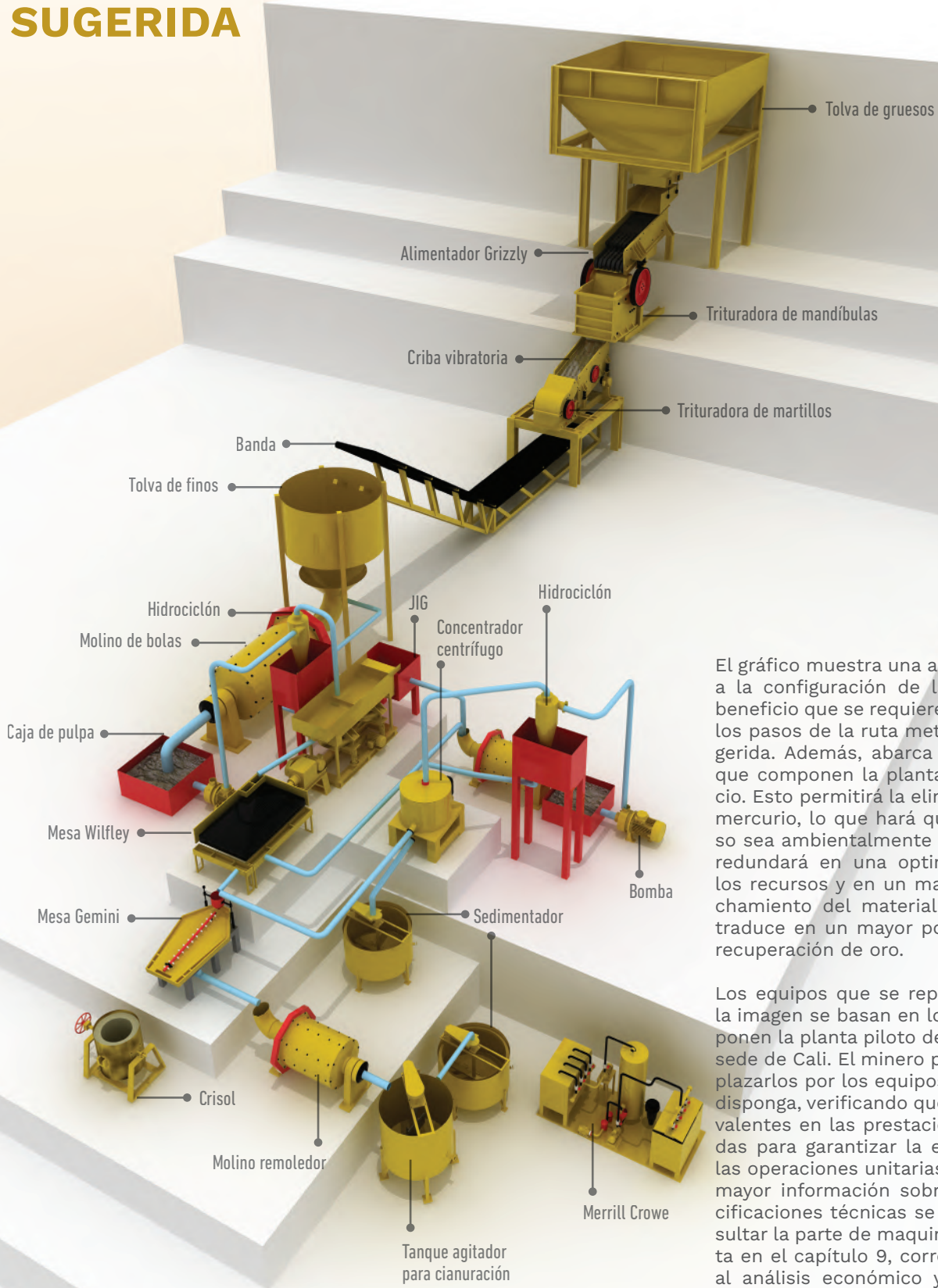
8.2. BALANCE DE MATERIA DEL PROCESO SUGERIDO

Se presentan el diagrama de flujo sugerido con el balance de materia que permiten visualizar y tener control de la cantidad de mineral de entrada y salida, así como de oro procesado en cada etapa del circuito de beneficio.

Figura 8.3. Diagrama de balance de materia del proceso sugerido para la zona minera de Frontino (Antioquia)



8.3. MONTAJE DE LA PLANTA DE BENEFICIO SUGERIDA



El gráfico muestra una aproximación a la configuración de la planta de beneficio que se requiere para seguir los pasos de la ruta metalúrgica sugerida. Además, abarca los equipos que componen la planta de beneficio. Esto permitirá la eliminación del mercurio, lo que hará que el proceso sea ambientalmente sostenible y redundará en una optimización de los recursos y en un mayor aprovechamiento del material, lo cual se traduce en un mayor porcentaje de recuperación de oro.

Los equipos que se representan en la imagen se basan en los que componen la planta piloto del SGC en su sede de Cali. El minero puede reemplazarlos por los equipos de los que disponga, verificando que sean equivalentes en las prestaciones ofrecidas para garantizar la eficiencia de las operaciones unitarias. Para tener mayor información sobre las especificaciones técnicas se puede consultar la parte de maquinaria descrita en el capítulo 9, correspondiente al análisis económico y financiero. En este apartado se exponen las potencias de los motores y la capacidad de procesamiento.

8.4. CONSIDERACIONES SOBRE LAS PLANTAS DE BENEFICIO EXISTENTES EN LA ZONA ESTUDIADA

- En los resultados de los análisis de oro y plata de las muestras colectadas en la planta de beneficio de la mina El Apique se observa que las tasas de enriquecimiento de oro en las mesas 1 y 2 son de 9,9 y 13,9, respectivamente, lo que indica que la concentración gravimétrica es eficiente. Adicionalmente fue calculada una recuperación de oro global, con base en los tenores de cabeza y colas de proceso, de 36%. Esta recuperación se considera baja; el principal problema identificado es la baja recuperación en los procesos gravimétricos y la no existencia de procesos de lixiviación o concentración por flotación.
- De las muestras colectadas en uno de los “arrastres” del sector de Popales se observa que la tasa de enriquecimiento de oro en el canalón es de 1,7, lo que indica que la concentración gravimétrica no es eficiente y su eficiencia en el proceso es tan solo del 10%. Además, fue calculada una recuperación de oro global en otro molino de arrastre del mismo sector, con base en los tenores de cabeza y colas de proceso, de 60,2%. Esta recuperación se considera baja; el principal problema identificado es la baja recuperación en los procesos gravimétricos, la no existencia de procesos de lixiviación, concentración por flotación y la baja eficiencia de los procesos de reducción de partícula.
- En los resultados de los análisis de oro y plata de las muestras colectadas en la planta de beneficio de la mina Media Cuesta se observa que no es posible calcular la tasa de enriquecimiento de oro en los procesos gravimétricos, debido a que existe un enriquecimiento de las colas en cada uno de los procesos de molienda y remolienda. Adicionalmente fue calculada una recuperación de oro global, con base en los tenores de cabeza y colas de proceso, de 48,4%. Esta recuperación se considera baja; el principal problema identificado es la baja recuperación en los procesos gravimétricos y la no existencia de procesos de lixiviación, concentración por flotación y la baja eficiencia de los procesos de reducción de partícula.

8.5. CONCLUSIONES SOBRE LOS MATERIALES QUE ALIMENTAN LAS PLANTAS DE BENEFICIO DE LA ZONA ESTUDIADA Y EL MÉTODO METALÚRGICO

- Los resultados de los ensayos para determinar las propiedades físicas de los minerales de cabeza de proceso de las minas de la zona de Frontino muestran que la densidad de los minerales se encuentra en el rango de 2,9 a 3,4 g/cm³. El límite superior indica que las muestras de cabeza están compuestas por minerales con elevada densidad, como es el caso de los minerales metálicos, los sulfuros y, en el caso de minerales de ganga, los minerales ferromagnesianos.
- Otro de los resultados obtenidos con base en los ensayos de propiedades físicas es el índice de trabajo de Bond (WI), calculado a partir del índice de Hard Grove. El WI muestra un rango de valores entre 7 a 11 kWh/t para los minerales de cabeza de la zona de Frontino. Esto quiere decir que dichos minerales presentan una baja a moderada competencia a la fragmentación en los procesos de molienda primaria y secundaria.
- Los análisis cualitativos de composición elemental y de óxidos por FRX realizados a las muestras de cabeza de proceso de las muestras colectadas en las minas de la zona de Frontino muestran contenidos de SiO₂ en el rango de 10,0% a 54,4%, y de Fe₂O₃ de 9,8% a 48,7%, lo que confirma que existe una alta proporción de minerales ferromagnesianos, sulfuros y minerales metálicos; minerales como el cuarzo se encuentran en bajas proporciones.

Los resultados de los ensayos para determinar las propiedades físicas de los minerales de cabeza de proceso de las minas de la zona de Frontino muestran que la densidad de los minerales se encuentra en el rango de 2,9 a 3,4 g/cm³. El límite superior indica que las muestras de cabeza están compuestas por minerales con elevada densidad, como es el caso de los minerales metálicos, los sulfuros y, en el caso de minerales de ganga, los minerales ferromagnesianos

En los resultados de los ensayos de acondicionamiento de las muestras de cabeza de proceso de las minas de la zona de Frontino se observa que la fragmentación de todas las muestras sigue un patrón similar y que no existe una inflexión en la distribución de tamaños de partícula. Adicionalmente se observa que la generación de partículas finas menores de 75 μm de las muestras de cabeza acondicionadas con tamaño menor de 1,18 mm es de un 16%, lo que se considera moderado

8.5.1. CONCLUSIONES CON RESPECTO A LA REDUCCIÓN DE TAMAÑO

- Con base en los resultados de la caracterización mineralógica de las muestras de cabeza de proceso de las minas de la zona de Frontino fueron establecidos los tamaños de partícula P80 para acondicionar las muestras que serán sometidas a concentración gravimétrica. Para las muestras de las minas El Apique y El Porvenir fueron establecidos P80 de 425 y 600 μm , respectivamente. Este resultado muestra que la liberación de los minerales de interés no necesita de una molienda intensiva, lo que es una ventaja en términos de capacidad y consumo energético de las operaciones de molienda primaria y secundaria. Para el acondicionamiento de las muestras alimentadas a la concentración centrífuga se escogió un P80 de 150 μm , principalmente por los parámetros de operación del equipo de concentración centrífuga tipo Knelson.
- En los resultados de los ensayos de acondicionamiento de las muestras de cabeza de proceso de las minas de la zona de Frontino se observa que la fragmentación de todas las muestras sigue un patrón similar y que no existe una inflexión en la distribución de tamaños de partícula. Adicionalmente se observa que la generación de partículas finas menores de 75 μm de las muestras de cabeza acondicionadas con tamaño menor de 1,18 mm es de un 16%, lo que se considera moderado.

8.5.2. CONCLUSIONES CON RESPECTO A LA CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

- Los resultados de los ensayos de concentración en mesa Wilfley de las muestras de las minas El Apique y El Porvenir muestran que la concentración gravimétrica presenta una recuperación de oro de 76,7% y 52,2%, respectivamente, con una tasa de enriquecimiento de oro de 6 en el concentrado y porcentaje másico entre 7% y 12%, lo que indica la viabilidad de dicha operación unitaria para el beneficio del oro de las menas aurífera anteriormente mencionadas. Adicionalmente, los resultados de análisis de

óxidos por FRX muestran que los concentrados de El Apique y El Porvenir tienen concentraciones de SiO_2 de 13,2% y 2,2%, respectivamente, lo que significa que se obtiene un concentrado relativamente limpio de minerales de ganga que puede ser refinado de forma eficiente en etapas subsecuentes de procesamiento.

- Los rechazos de la mesa Wilfley de las plantas El Apique y El Porvenir, al contener el 23,3% y 47,8% del oro, respectivamente, deben ser remolidos a un d_{80} de 150 μm para ser sometidos a concentración centrífuga con el objeto de recuperar el oro presente en dichos rechazos.
- Los resultados de refinación en batea de los concentrados gravimétricos obtenidos en mesa Wilfley de la muestra de la mina El Apique revelaron un tenor de oro en el superconcentrado de 621,2 g/t. Dicho resultado no es fundible, ya que debe estar por encima de los 2.500 g/t de oro, lo que sugiere que la concentración en batea no es el método más apropiado para refinar los concentrados, o que se requiere una molienda más fina para liberar el oro presente en los minerales metálicos. Por otro lado, en la mina El Porvenir el superconcentrado arrojó un tenor de oro de 4.514 g/t, que sí es fundible, y es posible recuperar el oro libre presente en los concentrados.
- Como alternativa a la concentración gravimétrica en mesa Wilfley fue considerada la concentración centrífuga en un equipo tipo Knelson, debido a los resultados de la caracterización mineralógica de las muestras de cabeza de proceso de El Apique y El Porvenir, en los que se observa una gran proporción de partículas de oro con diámetros menores de 106 μm . Los resultados de los ensayos de concentración centrífuga de las muestras de las minas El Apique y El Porvenir muestran que la concentración usando el equipo Knelson presenta una recuperación de oro de 77,7% y 64,7%, respectivamente, con una tasa de enriquecimiento de oro de 20 en el concentrado, lo que indica la viabilidad de dicha operación unitaria. Otra de las ventajas de la concentración centrífuga es la obtención de una masa reducida de concentrado con bajas concentraciones (menor del 7% de SiO_2) de minerales de ganga.

8.5.3. CONCLUSIONES CON RESPECTO A LA CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

- Los resultados de los ensayos de concentración por flotación de las muestras de las minas El Apique y El Porvenir muestran que la flotación presenta una recuperación de oro de 21,0% y 35,4%, respectivamente, con una tasa de enriquecimiento de oro de 4 en el concentrado, lo que indica la baja eficiencia de dicha operación unitaria para el beneficio del oro. Adicionalmente, los resultados de análisis de óxidos por FRX muestran que los concentrados y colas de El Apique y El Porvenir tienen concentraciones de SiO₂ similares, lo que significa que existe un problema con el proceso de flotación de los minerales de interés. Con base en estos resultados se realizaron análisis mineralógicos de las colas de flotación de las muestras de El Apique y El Porvenir. Los resultados muestran que existen partículas con diámetros superiores a 106 µm que tienen dificultad en flotar con la espuma. Además se observó que algunas partículas de oro se encuentran recubiertas por una pátina de óxido de hierro (hematita), que hace que dichas partículas sean retenidas (deprimidas) en la pulpa y no consigan flotar. Otra dificultad vista en las secciones delgadas pulidas para que el oro no flotara es la forma irregular que presenta (puntiaguda).
- Con base en los resultados experimentales obtenidos, no se recomienda la implementación del proceso de concentración por flotación en la ruta metalúrgica, debido a sus bajas recuperaciones.

8.5.4. CONCLUSIONES CON RESPECTO A LA CIANURACIÓN

- La mineralogía de oro, en el capítulo 4, muestra que los granos de la mina El Apique, que representan el 87% del peso, tienen un tamaño por encima de 300 µm, lo que significa que el oro de dicha mina es recuperable gravimétricamente. Los granos restantes se encuentran por debajo de los 100 µm; por tal motivo, los rechazos de la refinación en batea deben ser remolidos a un pasante de 75 µm y sometidos a cianuración convencional.
- Al inicio de la cianuración se verificó que la muestra no presentará sales, para evitar interrumpan la lixiviación del oro.
- Los valores medidos de los parámetros de operación antes de iniciar la cianuración, como el oxígeno disuelto y el pH, arrojaron resultados de 3,32 y 8,78 mg/L, respectivamente; por ende, solo fue adicionada cal para subir el pH, no siendo necesaria la inyección de aire.
- La recuperación de la lixiviación por cianuración agitada convencional de la muestra de la mina El Apique fue del 21%, lo que representa una baja recuperación. Adicionalmente, el tiempo de cianuración del oro fue de 96 horas, que es un tiempo excesivo; por ende, se concluye que no es viable el proceso de cianuración convencional de oro. En cuanto al consumo de reactivos, se evidenció un alto valor de cianuro de sodio (9,36 kg de CN/t de mineral que hay que cianurar). Dicho consumo inviabiliza la cianuración.
- En la mina El Porvenir, la caracterización mineralógica muestra que los granos de oro tienen una distribución de tamaño de partícula bimodal: el 47% del peso de los granos de oro está por encima de los 100 µm, y el restante 53% por debajo de ese valor. Por este motivo se remolieron los rechazos de refinación hasta un tamaño pasante en 75 µm. Las colas de proceso tomadas en campo fueron cianuradas directamente sin ser remolidas, ya que presentaban un tamaño de partícula adecuado para dicho proceso.
- En la verificación de sales presentes en la muestra de los rechazos de refinación y colas de proceso de la mina El Porvenir que se someterían a cianuración se observó que existía una gran cantidad de sales solubles en cada una de las muestras. Fue suficiente someter los rechazos de refinación a dos lavados para disminuir el contenido de sales solubles. En los 250 g de muestra se consumieron 300 ml de agua. Por otro lado, la muestra de colas de proceso que se cianurarían se lavó nueve veces, con un consumo de 2.500 ml de agua. El procedimiento dejó un remanente alto en sales.

En la ruta metalúrgica se sugiere la cianuración en las condiciones de operación reportadas en la información levantada en la encuesta de campo de la mina El Porvenir, ya que dicha mina realiza pretratamiento del mineral y utiliza la tecnología de nanocatalizadores para acelerar la cinética de reacción de la lixiviación del oro con cianuro, con lo que se obtienen las mismas recuperaciones reportadas en el laboratorio del SGC. De este modo se disminuyen los tiempos de cianuración a 6 horas, y el consumo de cianuro, a 2 kg NaCN/t.

- En las muestras de la mina El Porvenir que fueron cianuradas por agitación se observaron bajas concentraciones de oxígeno disuelto, por debajo de 0,5 mg/l. Debido a esto fue necesario inyectar aire durante cuatro horas a cada muestra, para aumentar la concentración de oxígeno disuelto y poder, así, iniciar cada cianuración.
- En la mina El Porvenir, las recuperaciones de las lixiviaciones por cianuración agitada convencional de los rechazos de refinación en batea y colas de proceso que se someten a cianuración fueron de 90% y 94%, respectivamente. Dichas recuperaciones son consideradas altas. Entretanto, los consumos de cianuro están por encima de 12 kg NaCN/t de mineral, lo que hace económica y ambientalmente inviable este proceso.
- En la ruta metalúrgica se sugiere la cianuración en las condiciones de operación reportadas en la información levantada en la encuesta de campo de la mina El Porvenir, ya que dicha mina realiza pretratamiento del mineral y utiliza la tecnología de nanocatalizadores para acelerar la cinética de reacción de la lixiviación del oro con cianuro, con lo que se obtienen las mismas recuperaciones reportadas en el laboratorio del SGC. De este modo se disminuyen los tiempos de cianuración a 6 horas, y el consumo de cianuro, a 2 kg NaCN/t.

En la zona se encuentran las técnicas alternativas que permiten la abolición del mercurio en plantas desarrolladas. Los resultados de tenor obtenidos de las muestras tomadas en estas plantas son similares a los propuestos en este documento si se aplica la ruta metalúrgica propuesta

8.6. CONCLUSIONES ACERCA DE LA SUSTITUCIÓN DE LA AMALGAMACIÓN

- En la zona se encuentran las técnicas alternativas que permiten la abolición del mercurio en plantas desarrolladas. Los resultados de tenor obtenidos de las muestras tomadas en estas plantas son similares a los propuestos en este documento si se aplica la ruta metalúrgica propuesta.

9.

ESTUDIO ECONÓMICO Y FINANCIERO

La toma de decisiones de inversión en proyectos de reconversión y modernización tecnológica de una empresa minera requiere un análisis económico y financiero riguroso, a fin de establecer la pertinencia de emprender el proyecto y efectuar una asignación eficiente de recursos.

En este capítulo se aportan los fundamentos teóricos y metodológicos mínimamente necesarios para que el minero pueda realizar un ejercicio de planeación y evaluación financiera de la operación futura de su mina y de su planta de beneficio, después de haber implementado alguna de las dos rutas metalúrgicas propuestas en esta guía.

Detalle de batea, donde se percibe la separación entre los sulfuros de ganga y el oro separado por la concentración. Fotografía tomada por Fabián Ramírez, Servicio Geológico Colombiano

La toma de decisiones de inversión en proyectos de reconversión y modernización tecnológica de una empresa minera requiere un análisis económico y financiero riguroso, a fin de establecer la pertinencia de emprender el proyecto y efectuar una asignación eficiente de recursos.

En este capítulo se aportan los fundamentos teóricos y metodológicos mínimamente necesarios para que el minero pueda realizar un ejercicio de planeación y evaluación financiera de la operación futura de su mina y de su planta de beneficio, después de haber implementado la ruta metalúrgica propuesta en esta guía.

9.1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS PARA LA EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO

Esta primera sección se dedica al estudio de generalidades teóricas sobre los proyectos de inversión y al análisis de cada una de las etapas que comprende el estudio y la evaluación financiera de proyectos de inversión.

9.1.1. GENERALIDADES SOBRE LOS PROYECTOS DE INVERSIÓN

9.1.1.1. DEFINICIÓN

Un proyecto de inversión puede definirse como un plan que consta de dos elementos esenciales: el primero, una serie de actividades secuenciales e interrelacionadas entre sí, y el segundo, la descripción de un agregado de recursos o medios que permitirán realizar la materialización de una idea, la solución de un problema o la satisfacción de una necesidad.

Los proyectos de inversión tienen varios orígenes. En el caso de los proyectos de modernización tecnológica, estos resultan de la necesidad de las empresas de aumentar su productividad, adoptar prácticas responsables con el medio ambiente y disminuir costos directos para competir eficientemente en el mercado, en función del precio y la calidad, y, a la vez, contribuir al desarrollo sostenible del lugar o comunidad en donde se desarrolla el proyecto

9.1.1.2. CLASIFICACIÓN

De modo general, los proyectos de inversión pueden clasificarse de tres formas:

1. Según la categoría. Según esta clasificación, los proyectos pueden ser de prestación de servicios o de producción o fabricación de bienes (en este caso, el proyecto es de producción de bienes).
2. Según la actividad económica. Esta clasificación se efectúa con base en el sector económico que atiende el proyecto (en este caso, el sector económico del proyecto es el de minería aurífera).
3. Según el carácter y la naturaleza de la entidad que los promueva. De acuerdo con esta característica, los proyectos se clasifican en privados (con ánimo de lucro) y públicos (sin ánimo de lucro) (en este caso, el proyecto es de carácter privado con ánimo de lucro).

9.1.1.3. EL CICLO DE LOS PROYECTOS

La expresión ciclo de vida de un proyecto hace referencia al conjunto de etapas secuenciales que van desde su inicio hasta su cierre. En la formulación y evaluación de proyectos es indispensable disponer de información oportuna, confiable y suficiente en cada una de estas etapas, con el objetivo de que el inversionista pueda tomar la mejor decisión en función de sus necesidades.

Las etapas del ciclo de vida de los proyectos son la propuesta, la preinversión, la inversión y la operación.

La propuesta

En esta etapa se llevan a cabo los estudios diagnósticos necesarios para identificar el problema o los problemas que se esperan solucionar, al igual que las oportunidades de negocio que puedan ser aprovechadas. En el caso de los proyectos de modernización tecnológica, esta etapa corresponde a todos los estudios diagnósticos del sistema de operación que se realizan con el fin de identificar necesidades de reemplazo de maquinarias y equipos obsoletos y la sustitución de procesos.

La preinversión

Esta etapa comprende la realización de estudios previos a la toma de decisiones de inversión. Por lo general, esta etapa se divide en dos fases: la formulación y la evaluación.

La formulación del proyecto

En la fase de formulación, los estudios técnicos que se efectúan tienen como objetivo fundamental establecer los mejores procedimientos para satisfacer la necesidad o solucionar los problemas previamente identificados, así como cuantificar los recursos necesarios para la implementación de la propuesta de mejora y, finalmente, estimar los ingresos y egresos que resultarán de la operación del proyecto.

La etapa de formulación del proyecto se puede desarrollar en dos niveles: prefactibilidad y factibilidad.

Prefactibilidad

En los estudios de prefactibilidad, las investigaciones se realizan de forma preliminar a partir de información proveniente de fuentes primarias (trabajo de campo) y secundarias (bibliográficas). Vale la pena aclarar que en algunos casos la información secundaria es limitada, por lo cual es necesario realizar una investigación más profunda antes de decidir la elaboración de un estudio definitivo o de factibilidad.

Factibilidad

En los estudios de factibilidad, o definitivos, las investigaciones que se realizan son de mayor profundidad, puesto que la información resultante debe permitir la definición de estrategias definitivas para la materialización de la propuesta. Por lo general, los estudios de prefactibilidad o de factibilidad contienen los siguientes estudios:

- Estudio de mercado, que permite verificar la existencia de mercado para el bien o servicio, por medio del estudio de la demanda, la oferta y los precios del bien que se va a producir.
- Estudio técnico, que tiene como propósito evaluar la viabilidad técnica de la producción del producto para alcanzar los objetivos del proyecto y descartar contingencias técnicas que impidan su implementación.
- Estudio organizacional, que permite verificar la mejor forma de organización o estructura empresarial del proyecto productivo, de acuerdo con sus características y necesidades específicas.
- Estudio financiero, que permite cuantificar el monto de las inversiones necesarias para la implementación de la propuesta y definir potenciales ingresos y los posibles egresos de operación durante el período de evaluación del proyecto. Para el efecto se considera la información resultante de los estudios que le anteceden (de mercado, organizacional y técnico).

La evaluación del proyecto

En esta fase se valora la viabilidad de la propuesta de inversión tomando como referencia la información contenida en cada uno de los informes técnicos. El objetivo fundamental de esta fase es evaluar la bondad financiera de las alternativas encontradas, con el fin de aceptarlas o rechazarlas, conforme a las exigencias de rentabilidad del inversionista.

La inversión

En esta etapa se materializan las acciones contenidas en los estudios técnicos que se efectuaron en la etapa de preinversión, lo cual da como resultado la adquisición de bienes o servicios que servirán para satisfacer la necesidad o solucionar los problemas previamente identificados.

La etapa de inversión comprende el período en que se toma la decisión de implementar el proyecto (desembolso del dinero) y finaliza en el momento en que el proyecto inicia su operación.

La operación

Esta etapa corresponde al período de permanente producción de bienes o prestación de servicios. En el caso de los proyectos de modernización tecnológica, la etapa de operación inicia en el momento en que se utiliza la maquinaria y se emplean procesos nuevos para la producción de bienes.

9.1.2. ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA DE PROYECTOS DE INVERSIÓN

9.1 2.1. PROPÓSITO DEL ESTUDIO FINANCIERO

El estudio financiero integra la información contenida en los demás estudios técnicos, y su objetivo primordial es valorar el monto de la inversión necesaria para la implementación de la propuesta, así como estimar los ingresos y egresos de la operación del proyecto durante el tiempo de evaluación.

9.1.2.2. ETAPAS DEL ESTUDIO FINANCIERO

La elaboración del estudio financiero comprende tres etapas: a) inversión inicial, b) ingresos operacionales, y c) costos operacionales.

Inversión inicial

Esta etapa consiste en la identificación y cuantificación monetaria de los costos de la inversión para la puesta en marcha de la propuesta. Estas inversiones están representadas en activos fijos y activos diferidos.

Activos fijos

Son aquellos activos tangibles que se emplean de forma constante en la producción de bienes y servicios. El costo de estos activos comprende, además del valor de su compra, los demás gastos en que incurre la empresa para dejarlos en condiciones de uso. Algunos ejemplos de este tipo de activos son los terrenos, edificaciones, maquinaria y equipos, vehículos, minas y canteras, entre otros.

Teniendo en cuenta que el presente capítulo tiene por objetivo primordial aportar información suficiente al minero para que por su cuenta realice un ejercicio de planeación financiera, en esta sección se incluye una explicación detallada de cada una de las etapas que comprende el estudio y la evaluación financiera de proyectos de inversión

La inversión en compra de maquinaria y equipos requeridos para la adecuación de la planta se recupera descontando su valor de las utilidades que se reportan a la DIAN para efectos de pagar el impuesto de renta.

A su vez, estos activos fijos se subdividen en tres clases: a) no depreciables (con vida útil ilimitada), b) depreciables (con vida útil limitada) y c) agotables (representados en recursos naturales cuya cantidad y valor disminuyen al ser extraídos).

Activos diferidos

Son aquellos activos o inversiones que se realizan en contratación de servicios o derechos que se requieren para la puesta en marcha del proyecto. Algunos ejemplos de este tipo de activos son las licencias ambientales para la explotación de recursos naturales, pago de estudios técnicos y pago de permisos o derechos adquiridos, entre otros.

Costos operacionales

De acuerdo con el Glosario minero de 2017, el costo operacional es el total que se deriva de las erogaciones que hace el contratista por concepto del pago de salarios al personal, y de todos los otros gastos relacionados con el desarrollo de la operación.

En el caso de los proyectos que tienen como objeto la producción de bienes, los costos operacionales se subdividen en costos directos y costos indirectos.

Costos directos

Son aquellas erogaciones o gastos que tienen relación directa con la fabricación del producto. Algunos de estos están relacionados con materia prima, insumos, mano de obra directa (operarios), mantenimiento, depreciación de maquinaria y equipos, etc.

Costos indirectos

Son aquellas erogaciones o gastos que no se relacionan directamente con la fabricación del producto. Algunos de estos están relacionados con mano de obra indirecta (servicios de aseo y vigilancia), servicios públicos, arrendamiento de plantas, etc.

Ingresos operacionales

De acuerdo con el Glosario minero de 2017, los ingresos operacionales son la entrada de dinero a una empresa derivada de la venta de sus productos, servicios, operaciones financieras y otros.

Se puede precisar que una inversión es conveniente si al final del período de evaluación de esta se logra recuperar con intereses y deja un excedente

9.1.2.3. PROPÓSITO DE LA EVALUACIÓN FINANCIERA

La evaluación financiera de proyectos tiene como objetivo fundamental comprobar la pertinencia de iniciar un proyecto, para lo cual es necesario valorar la rentabilidad de la inversión a la luz de las exigencias de rentabilidad propias del inversionista.

9.1.2.4. ETAPAS DE LA EVALUACIÓN FINANCIERA

La evaluación financiera de proyectos comprende esencialmente dos etapas: la construcción del flujo de caja del proyecto y la aplicación de métodos de evaluación para establecer la conveniencia de emprender o no un proyecto.

La construcción del flujo de caja del proyecto

El flujo de caja constituye una herramienta esencial para la evaluación de proyectos, pues contiene el registro sistematizado de la información financiera necesaria para construir los indicadores de rentabilidad del proyecto. En efecto, esta herramienta permite determinar los flujos netos de efectivo que se utilizan en las técnicas de evaluación de proyectos.

Los componentes del flujo de caja son: a) inversión inicial del proyecto, b) ingresos y egresos reales de efectivo, c) depreciación y amortización, d) impuestos causados y pagados.

El valor anual del desgaste de la maquinaria y de los equipos por uso (depreciación) se debe incluir en el flujo de caja del proyecto como gasto deducible de los impuestos que hay que pagar.

Debe tenerse en cuenta que, en la construcción del flujo de caja se consideran los ingresos y egresos en el momento en que ocurren.

Aplicación de métodos para evaluar proyectos de inversión

Entre los métodos más reconocidos para la evaluación financiera de proyectos de inversión se encuentran la tasa interna de retorno (TIR), el valor presente neto (VPN) y la relación beneficio-costos (RB/C).

Valor presente neto

El valor presente neto (VPN) es una cifra monetaria que resulta de comparar el valor presente de los ingresos con el valor presente de los egresos; es decir, es el valor de la diferencia entre los ingresos y egresos del proyecto (flujos netos de efectivo) en pesos de la misma fecha (Mesa, 2010).

Para comparar la diferencia de los ingresos y egresos del proyecto en pesos de una misma fecha se requiere trasladar estas cifras monetarias del futuro al presente, para lo cual es necesario definir una tasa de descuento.

Los criterios para aceptar o rechazar un proyecto utilizando el VPN, de acuerdo con lo planteado por Mesa (2010), son los siguientes:

Si el VPN es mayor de cero, se acepta el proyecto (el inversionista gana más de lo que quería ganar: el VPN indica cuánto más ganó en pesos del presente).

Si el VPN es igual a cero, es indiferente aceptar el proyecto (el inversionista gana lo que quería ganar después de recuperar la inversión inicial).

Si el VPN es menor de cero, se rechaza el proyecto (el VPN indica la cantidad de dinero en pesos del presente que faltó para que el inversionista ganara lo que pretendía ganar —esto no indica pérdida—).

Tasa interna de retorno

La tasa interna de retorno (TIR) es un indicador de rentabilidad financiera que indica hasta cuánto el inversionista podría aumentar su rendimiento a partir de lo invertido en el proyecto (tasa de descuento). En este caso, la TIR es la tasa que hace que el VPN sea igual a cero.

Los criterios para aceptar o rechazar un proyecto utilizando la TIR, de acuerdo con lo planteado por Mesa (2010), son los siguientes:

Si la TIR es mayor que la tasa de descuento, se acepta el proyecto (el inversionista obtiene un rendimiento mayor que el esperado).

Si la TIR es igual a la tasa de descuento, es indiferente aceptar o no el proyecto (el inversionista es indiferente respecto a emprender o no el proyecto).

Si la TIR es menor que la tasa de descuento, se rechaza el proyecto (el inversionista gana menos de lo que pretendía ganar).

Análisis de la relación beneficio-costos

En este análisis se mide la relación beneficio-costos (RB/C) de un proyecto, que se obtiene mediante la división de la suma total de los ingresos generados durante el tiempo de evaluación entre la sumatoria de los costos del mismo, ambas sumas valoradas en pesos de hoy.

Para calcular la relación beneficio-costos es necesario aplicar la fórmula del VPN para traer a valor presente los valores futuros de los ingresos y costos del proyecto.

Los criterios para aceptar o rechazar un proyecto utilizando la relación beneficio-costos son los siguientes:

Si la RB/C es mayor que uno, se acepta el proyecto (los beneficios son mayores que los costos, aun si se incluye la inversión inicial).

Si la RB/C es igual a uno, es indiferente aceptar o no el proyecto (los beneficios son iguales a los costos).

Si la RB/C es menor que uno, se rechaza el proyecto (los beneficios son menores que los costos).

9.2. METODOLOGÍA PARA EL ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO EN LA ZONA MINERA DE FRONTINO

En esta sección se enseña la metodología que se emplea en cada una de las etapas del estudio y evaluación financiera del proyecto, correspondiente a la ruta metalúrgica propuesta para la zona minera de Frontino, al mismo tiempo que se exponen las recomendaciones técnicas (provenientes de los estudios geológico, minero, metalúrgico y químico-ambiental) que soportan la definición de las variables de operación de la mina y de la planta

de beneficio que representa las condiciones típicas de la zona, y se presentan los supuestos que se tuvieron en cuenta para realizar la proyección de ingresos y egresos de la operación futura, durante el horizonte de evaluación definido.

Variables de operación futura de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de Frontino

Para la realización del estudio financiero se establecieron unas variables de operación de la mina y de la planta de beneficio típicas de la zona, que fueron determinadas por el equipo técnico a partir de la información recolectada en campo y los resultados de los estudios técnicos efectuados.

• Tiempo de trabajo en mina	8 h/día
• Volumen de material de mina extraído	25 t/día
• Volumen de material estéril extraído	17 t/día
• Volumen de material mineral extraído	8 t/día
• Capacidad de procesamiento planta	1 t/h
• Tiempo de funcionamiento de la planta	8 h/día
• Volumen de procesamiento	8 t/día
• Turnos por día	1 por día
• Días de operación al mes	26 días
• Volumen de procesamiento	208 t/mes
• Tenor de corte por tonelada de material de mina	7,6 g/t
• % Total de recuperación de oro	86,2%
• Recuperación total de oro	6,55 g/t

9.2.1. ESTUDIO FINANCIERO

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente las inversiones en activos fijos y diferidos que se requieren para la puesta en marcha de la ruta metalúrgica, como se explica enseguida.

9.2.1.1. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE LA INVERSIÓN INICIAL

Activos fijos

La inversión en activos fijos está representada en la adquisición de maquinaria y equipo tanto para las operaciones de extracción del material de mina, como para las operaciones unitarias del proceso de beneficio (incluyendo el costo de instalaciones eléctricas e hidráulicas para su funcionamiento) y el costo del montaje del laboratorio.

Maquinaria y equipo

Figura 9.1. Maquinaria para la fase de extracción del mineral.

Con el fin de implementar los nuevos procesos que se detallan en la ruta metalúrgica contenida en esta guía se ha incluido este rubro, que comprende el costo de la maquinaria y los equipos que se deben adquirir para mejorar algunos de los procesos que se están llevando a cabo en la operación de extracción del mineral y en la planta de beneficio”.

Para la definición de la maquinaria y los equipos que deben comprarse se partió del inventario inicial de las minas y plantas de la zona, con el objetivo de no incurrir en costos innecesarios y así optimizar los recursos disponibles.

DESCRIPCIÓN DE MAQUINARIA Y EQUIPO	ESPECIFICACIÓN TÉCNICA	CANTIDAD
Perforadora neumática	26 kg	2
Picador neumático	8,5 kg	2
Rotomartillo eléctrico	599 x 134 x 287 mm	2
Ventiladores axiales	90 m ³ /minuto	2
Extractor, ventilador axial	45 m ³ /minuto	1
Compresor portátil diésel	Unidad compresora 5 años (10.000 horas)	1
Planta eléctrica diésel doméstica	9,6 kW	1
Bomba autocebante	1,5 HP	2
Bomba sumergible	1,5 HP	1
Malacate con motor	3 HP	2

En la figura 9.1 se detalla la maquinaria y los equipos nuevos que se requieren para mejorar las operaciones en la fase de extracción del mineral, de acuerdo con las condiciones e inventario actual de las minas de la zona.

De igual manera, en la figura 9.2 se relaciona la maquinaria y los equipos nuevos que deberán ser adquiridos para la implementación de la ruta metalúrgica propuesta.

Figura 9.2. Maquinaria para la fase de beneficio del mineral.

PROCESOS	MÁQUINA Y DESCRIPCIÓN	ESPECIFICACIÓN TÉCNICA	CANTIDAD
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Tolva para almacenar material de mina	4 m x 4m x 2m	1
	Trituradora de quijadas	10" x 16"	1
	Criba vibratoria	1,20 x 2,40	1
	Trituradora de martillos	24" x 10"	1
	Tolva para material triturado	4 m x 4m x 2m	1
	Caja de pulpa	0,80 m x 0,80 m x 1 m	2
	Bomba de sólidos	2,5" x 2"	2
	Hidrociclón 1	4"	1
	Hidrociclón 2	4"	1
	Molino de bolas primario	4" x 5" - 1,20 x 1,50	1
Molino de bolas secundario	1,0 m x 2,5 m	2	
CONCENTRACIÓN	JIG	8 x 12 dúplex	1
	Concentrador centrífugo	2 t/h	1
	Mesa de concentración secundaria	1,50 x 2,50 m	1
	Mesa Gemini de refinación	40 kg/h	1
	Tanque espesador	2,5 m	2
CIANURACIÓN	Tanques de cianuración agitada	D = 3 m, H = 3 m	1
	Tanque para precipitación de oro en zinc	D = 3 m, H = 3,5 m	1
	Precipitación, sistema Merrill Crowe	5 a 10 m ³ /hora	1
FUNDICIÓN	Horno con crisol	Capacidad de 15 kg	1
MANEJO AMBIENTAL	Bomba para soluciones de 2" x 1,5" de alta	5 HP	1
	Bomba para soluciones de 2" x 1,5" de baja	2 HP	1
	Bomba sumergible	2 HP	1
	Tanque de lámina	Capacidad de 30 m ³	1
	Tanques auxiliares de propileno	1000 L	1
	Tanque auxiliares de lámina para neutralización	D = 3 m, H = 3,5 m	1
	Tanque reactor	D = 3 m, H = 3 m	1
Filtro prensa	35 marcos	1	

La puesta en marcha de la propuesta de modernización requiere la compra total de la maquinaria que se relaciona enseguida. Estas especificaciones técnicas corresponden al volumen de material mineral que se debe extraer por día y a la capacidad de procesamiento de la planta de beneficio definida por el equipo técnico

Instalaciones eléctricas e hidráulicas

Este rubro comprende el costo de materiales y el pago de honorarios del personal calificado que llevará a cabo las adecuaciones eléctricas e hidráulicas necesarias para la instalación y puesta en funcionamiento de la maquinaria y los equipos nuevos.

Montaje de laboratorio

Este rubro comprende el costo del montaje del laboratorio requerido para obtener información oportuna y veraz acerca de la eficiencia de las operaciones implicadas en el proceso, y de los impactos ambientales de tipo químico que se estén causando con el proceso de beneficio.

Activos diferidos

La adquisición del siguiente activo diferido está sujeta a las condiciones propias de cada unidad de explotación.

El monto de las inversiones que se requieren para mejorar las operaciones en la fase de extracción del mineral y la adecuación de la planta de beneficio (maquinaria y equipo, instalaciones eléctricas e hidráulicas y montaje de laboratorio) dependerá de las características de cada mina y de cada planta, así como de la negociación del minero con su proveedor

Licencia ambiental

Este rubro comprende el costo de los estudios previos que se deben realizar para tramitar la solicitud de la licencia ambiental y el valor que se debe pagar a la autoridad ambiental competente, una vez sea aprobada la licencia.

Para el desarrollo de la explotación minera y el beneficio de oro se debe contar con dos criterios básicos: a) trabajar bajo el amparo de un título minero, y b) contar con licencia ambiental.

9.2.1.2. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE COSTOS DE LA FASE DE EXTRACCIÓN

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente cada uno de los costos directos de la fase de extracción del material de mina.

Costos directos de la fase de extracción

Los costos directos de la fase de extracción del mineral tienen que ver con la adquisición de insumos (partes, accesorios, herramientas, suministros, combustible y explosivos), la compra de elementos de seguridad industrial, la contratación de mano de obra, el mantenimiento de maquinaria y equipos, el pago de energía eléctrica y la depreciación de bienes físicos.

Insumos para la fase de extracción

Respecto al rubro de insumos, se tiene en cuenta el costo mensual de la adquisición de partes y accesorios de la maquinaria y los equipos, las herramientas y los suministros para la extracción, y el combustible y los explosivos utilizados.

En las siguientes tablas se muestra el detalle de los insumos que se utilizan en las operaciones de extracción del material de mina, de acuerdo con los metros de avance en la exploración definidos previamente por el equipo técnico (26 metros de avance mensual, según variables de operación de la mina y de la planta típicas de la zona).

Mano de obra para la fase de extracción

En este rubro se cuantifica el pago mensual de los salarios del personal vinculado a la operación de extracción del mineral, los aportes a seguridad social que deben ser asumidos por el empleador con base en la Ley 100 de 1993 (salud, pensión y ARL), los aportes parafiscales que deben destinarse al Instituto de Bienestar Familiar (ICBF), al SENA y a las cajas de compensación familiar (CCF), así como la respectiva provisión mensual para el pago de las prestaciones sociales (prima, vacaciones, cesantías e intereses de cesantías).

Salarios de los empleados

El costo de mano de obra se calcula para un total de diez empleados, conforme a la distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, que se muestran en la figura 9.4.

Figura 9.3. Insumos para la extracción de material de mina.

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD
PARTES Y ACCESORIOS	
Acople 3/4 espigo CH	2 unidades
Acople 3/4 macho CH	2 unidades
Acople 3/4 macho CH	2 unidades
Abrazadera 3/4 CH	2 unidades
Barra de avance	1 unidades
Broca Helicoidal SDS MAX DIAGER 32*690	2 unidades
Broca Helicoidal SDS MAX DIAGER 1. 174*36 (32*920 mm)	2 unidades
Barrena integral sandvik de 3" (0,80) cm	1 unidades
Barrena integral sandvik de 4" (1,20) cm	1 unidades
Mangas de ventilador	26 metros
HERRAMIENTAS Y SUMINISTROS	
Carretas	1 unidades
Palas	4 unidades
Picas	4 unidades
Manguera para aire comprimido 1"	26 metros
Manguera para agua 1"	26 metros
Tablón de madera x 2 m	30 tablones
Palancas de madera	26 unidades
Cable encauchetado 3 x 10"	60 metros
Toma eléctrica	2 unidades
Clavos de acero de 3"	1 caja x 25 Unidades
Tubo PVC 3"	24 metros
Clavija industrial	2 unidades
Bombillos de litio	8 unidades
Ducto plástico para ventilador (mangas)	75 metros
Aceite Mobil Almo 527	2 unidades
COMBUSTIBLE Y EXPLOSIVOS	
Combustible diésel	208 galones
Indugel Plus AP (26mm x 250 mm) caja de 25 kilogramos	400 kg
Detonador común n.º 8 (caja de 100 unidades)	800 unidades
Mecha lenta de seguridad (caja de 500 metros)	2.000 metros

Figura 9.4. Distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, fase de extracción.

PROCESO	CARGO	CANTIDAD DE OPERARIOS	TURNOS X DÍA	SUELDO BÁSICO X MES (COP)	AUX. TRANSPORTE X MES (COP)	SALARIO TOTAL X MES (COP)*
Frente de explotación	Operario	4	1	877.803	102.854	3.922.628
Carga y transporte	Operario	2	1	877.803	102.854	1.961.314
Preparación	Operario	2	1	877.803	102.854	1.961.314
Desarrollo	Operario	1	1	877.803	102.854	980.657
General	Supervisor	1	1	877.803	102.854	980.657
Total		10		4.389.015	514.270	9.806.570

* El salario total asignado a los operarios y el supervisor corresponde al valor del salario mínimo mensual vigente en Colombia durante 2020.

Figura 9.5. Tablas de aportes a seguridad social, parafiscales y prestaciones sociales.

CONCEPTO	APORTE SGSS COP (\$)	DESCRIPCIÓN
EPS (salud)	\$ 74.613	Aporte total (12,5 %): \$ 109.725 Aporte del empleador (8,5 %): \$74.613 Aporte del trabajador (4 %): \$35.112
AFP (pensión)	\$ 105.336	Aporte total (16 %): \$ 140.448 Aporte empleador (12 %): \$105.336 Aporte trabajador (4 %): \$35.112
ARL profesionales)	\$ 61.095	Aporte total Riesgo V (6,96 %): \$61.095 Aporte empleador: \$61.095
Total:	\$ 241.044	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en la Ley 100 de 1993.

CONCEPTO	APORTES PARAFISCALES COP(\$)	DESCRIPCIÓN
Caja de Compensación Familiar	\$ 35.112	Aporte total al CCF: (4 %) a cargo del empleador
ICBF	\$ 26.334	Aporte total al ICBF: (3 %) a cargo del empleador
SENA	\$ 17.556	Aporte total al SENA -: (2 %) a cargo del empleador
Total:	\$ 79.002	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en los porcentajes establecidos en el Código Sustantivo del Trabajo.

CONCEPTO	PRESTACIONES SOCIALES COP(\$)	DESCRIPCIÓN
Cesantías (8,33%)	\$ 81.689	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Intereses de cesantías (12%)	\$ 9.803	(12 %): corresponde al 12 % sobre el valor a pagar de las cesantías
Prima de servicios (8,33%)	\$ 81.689	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Vacaciones (4,17%)	\$ 40.893	(4,17 %): la ley del trabajo establece 15 días hábiles consecutivos de vacaciones anuales remuneradas
TOTAL	\$ 214.074	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en Ley 1607 de 2012.

El cálculo de los aportes al SGSS y de las contribuciones parafiscales se debe realizar sobre la base del sueldo básico, es decir, sin tener en cuenta el auxilio de transporte, en tanto que la liquidación de las prestaciones sociales se debe tomar como base del cálculo del salario total, esto es, el sueldo básico más el auxilio de transporte

Aportes al Sistema General de Seguridad Social

El cálculo de aportes a cargo del empleador, con destino al Sistema General de Seguridad Social (SGSS), se realizó con base en los sueldos básicos por mes que se indicaron en la figura 9.5.

Fórmula para calcular los aportes a seguridad social (SGSS)

Aportes a seguridad social (\$/mes) = sueldo básico (\$) × % aportes (EPS, pensión, ARL)

Aportes parafiscales

El cálculo de aportes parafiscales que corresponden a una contribución obligatoria del empleador con destino al Servicio Nacional de Aprendizaje, al Instituto Colombiano de Bienestar Familiar y a las cajas de compensación familiar, con el propósito de que dicho aporte permita a estas entidades ejecutar las labores para las cuales fueron creadas, se estimó conforme a los salarios básicos asignados a los empleados.

Fórmula para calcular los aportes a parafiscales

Aportes parafiscales (\$/mes) = sueldo básico (\$) × % aporte (SENA, ICBF, CCF)

Prestaciones sociales

El cálculo de la provisión mensual sobre el valor de la nómina, para el pago de prestaciones sociales a los trabajadores, se estimó con base en el salario mensual total asignado a cada operario.

Fórmula para calcular la provisión para pago de prestaciones sociales

Provisión (\$/mes) = salario total (\$) × % de carga prestacional (prima, vacaciones, cesantías)

Fórmula para calcular la provisión para intereses de cesantías

Provisión para pago de intereses de cesantías (\$/mes) = cesantías (\$) × 12%

Elementos de protección personal usados en la fase de extracción

Este rubro comprende el costo de la adquisición de los elementos que conforman el equipo de protección personal de los operarios de la mina.

Para calcular este costo se consideró la frecuencia de compra de los elementos y las respectivas cantidades, para establecer un factor de conversión que permitiera convertir el costo total en un costo mensual. Lo anterior, teniendo en cuenta que estos elementos tienen frecuencia de compra diferente.

La figura 9.6 contiene el detalle de los elementos de protección personal que se requieren para garantizar la seguridad de los trabajadores de la mina.

Mantenimiento de los bienes físicos usados en la fase de extracción

En este rubro se cuantifican todos los gastos necesarios para conservar la maquinaria y los equipos en buenas condiciones, a efectos de que trabajen con rendimiento normal durante su vida útil y prolonguen sustancialmente su tiempo de uso.

El costo del mantenimiento de la maquinaria y de los equipos se estableció como un porcentaje equivalente a 0,30% del valor comercial de la maquinaria (este valor incluye el costo del mantenimiento preventivo y correctivo y la compra de repuestos).

Fórmula para calcular el costo de mantenimiento

Costo de mantenimiento (\$) = valor comercial total (\$) × 0,30%

Costo de energía eléctrica utilizada en la fase de extracción

En este rubro se cuantifica el costo de la energía eléctrica mensual que se consume en el proceso de extracción del mineral.

El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados para extraer el mineral y el número de horas al día durante las cuales se utilizarían, de acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos.

El costo total por energía eléctrica mensual se calcula con base en el consumo en kWh/mes, y la tarifa por kW que se paga a la empresa que suministra el servicio.

Fórmula para calcular el costo mensual de energía eléctrica

Costo de la energía eléctrica (\$) = consumo energía (kWh/mes) × tarifa kW (\$)

La figura 9.7 contiene el detalle del consumo de energía eléctrica por mes de cada equipo.

Figura 9.6. Elementos de protección personal para trabajadores en mina.

DESCRIPCIÓN	FRECUENCIA DE COMPRA	CANTIDAD*
Arnés en X Expert Line	Quinquenal	5 unidades
Línea de vida de 16 mm, 50 metros	Quinquenal	5 unidades
Cargador individual CH	Anual	15 unidades
Lámpara KL5LM naranja 8.000 lux	Anual	15 unidades
Cargador para lámpara	Anual	4 unidades
Lámpara KL4MS	Anual	4 unidades
Casco con portálampara	Anual	15 unidades
Overol tipo piloto con cinta	Cuatrimstral	30 unidades
Cinturón minero de nylon con anillo	Cuatrimstral	10 unidades
Bota de seguridad exportadora	Cuatrimstral	15 unidades
Bota conga II	Cuatrimstral	15 unidades
Fono Samuray (protector auditivo externo)	Cuatrimstral	15 unidades
Conjunto de 2 piezas de ajuste en broche (impermeable)	Cuatrimstral	15 unidades
Respirador media cara 7500	Cuatrimstral	15 unidades
Guante de nylon de nitrilo	Mensual	30 unidades
Filtros para partículas 7993B A/E 110167-5	Mensual	20 unidades
Lente Nitro II AF 110005-0	Mensual	15 unidades
Protector reusable Libus - Reflex bolsa (protector auditivo de inserción)	Mensual	20 unidades
Autorescatador modelo Ci-30KS	Anual	10 unidades
Monitor multigas IBRID MX6- multidetector seis gases	Bianual	2 unidades
Estuche portátil, multidetector	Anual	2 unidades
Paquete de calibración 1 año	Anual	1 unidad

* Las cantidades se determinaron para un total de 10 empleados.

Figura 9.7. Consumo de energía eléctrica por equipo.

EQUIPO	CANTIDAD	POTENCIA DE MOTOR hp	POTENCIA DE MOTOR Kw	POTENCIA EFECTIVA Kw	HORAS TRABAJO	Kw/DÍA	Kw/MES
Rotomartillo eléctrico	2	2	1,49	1,19	8	19,09	496,34
Ventiladores axial	2	2	1,49	1,19	8	19,09	496,34
Bomba sumergible	1	1,5	1,12	0,89	8	7,16	186,13
Extractor ventilador axial	1	2	1,49	1,19	8	9,54	248,17
Motor malacate	2	3	2,24	1,79	8	28,63	744,51
Total:						84	2.171

Depreciación de la maquinaria y el equipo usados en la fase de extracción

En este rubro se valora la reducción del valor de la maquinaria como consecuencia de su uso. Debe tenerse en cuenta que, pese a que la depreciación no representa una salida de efectivo, este mecanismo debe considerarse a efectos de recuperar la inversión en activos fijos.

El método de línea recta está reconocido por la DIAN para descontar el valor de la depreciación de la base de cálculo del impuesto de renta y complementarios

El valor de depreciación mensual de cada equipo se estimó por medio del método en línea recta, utilizando como referencia un tiempo de vida útil de diez años.

Fórmula para calcular la depreciación de la maquinaria y el equipo

Costo depreciación (\$) = valor comercial del equipo (\$) / tiempo de vida útil (meses)

9.2.1.3. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE COSTOS DE LA FASE DE BENEFICIO

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente cada uno de los costos (directos e indirectos) de la operación de la planta de beneficio, conforme a la ruta metalúrgica propuesta.

De acuerdo con el diagrama de operaciones de la ruta metalúrgica propuesta (sección 8.1.), los costos de operación se cuantificaron y clasificaron para cada uno de los siguientes procesos:

- Trituración y molienda
- Concentración (gravimétrica)
- Cianuración
- Fundición
- Manejo ambiental

Costos directos de la fase de beneficio

Los costos directos del proceso de beneficio tienen que ver con la adquisición de materia prima e insumos, la contratación de mano de obra, el mantenimiento de maquinaria y equipos, análisis y pruebas de laboratorio, pago de servicios públicos (energía eléctrica y agua) y depreciación de bienes físicos.

Materia prima para la fase de beneficio-costos de extracción

El costo de materia prima corresponde al valor que se debe pagar por cada tonelada de material mineral puesto en tolva. En este ejercicio, el costo de la materia prima se define como el costo de extracción del mineral, la reducción del valor.

Debe tenerse en cuenta que, en la estimación de los costos totales de la fase de beneficio, al costo de extracción por cada tonelada de material procesado se le descuenta el valor de la depreciación de los bienes físicos y maquinaria utilizados en esta fase, a efectos de facilitar la sistematización de la información en el flujo de caja del proyecto.

Figura 9.8. Insumos para la fase de beneficio.

PROCESOS	DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CONSUMO / TONELADA*	CONSUMO MENSUAL**
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Cuerpos moledores	kg	1,2	250
	Revestimientos trituradora primaria	kg	1,2	250
	Revestimientos trituradora secundaria	kg	1,2	250
	Revestimientos de molino primario	kg	1,2	250
	Revestimientos de molino secundario	kg	1,2	250
CIANURACIÓN***	Cianuro de sodio (NaCN)	kg	2	52
	Cal (CaO)	kg	7	182
	Hidróxido de sodio (potasa)	kg	0,0391	1,02
	Acetato de plomo	kg	0,003	0,08
	Polvo de zinc	kg	0,024	0,624
	Celite (Diactive 12)	kg	0,013	0,338
FUNCIONIÓN	Bórax Pentahidratado	kg	0,044	9
	Carbonato de sodio	kg	0,008	2
	Sílice - Cuarzo	kg	0,025	5
MANEJO AMBIENTAL	Floculante	kg	0,004	1
	Ácido sulfúrico	kg	0,300	62
	Peróxido de hidrógeno	kg	0,230	48

* La dosificación por tonelada fue determinada por el equipo técnico. ** La cantidad consumida mensualmente se estimó para 208 toneladas, conforme a las variables de operación de la planta. *** La cantidad de mineral que va a cianuración corresponde al 12,5% del material de cabeza, correspondiente a las colas de refinación por batea.

Mano de obra que interviene en la fase de beneficio

En este rubro se cuantifica el pago mensual de los salarios del personal vinculado a la operación de beneficio, los aportes a seguridad social que deben ser asumidos por el empleador con base en la Ley 100 de 1993 (salud, pensión y ARL), los aportes parafiscales que deben destinarse al Instituto de Bienestar Familiar (ICBF), al SENA y a las cajas de compensación familiar (CCF), así como la respectiva provisión mensual para el pago de las prestaciones sociales (prima, vacaciones, cesantías e intereses de cesantías).

Salarios de los empleados

El costo de mano de obra se calcula para un total de seis empleados, conforme a la distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, que se muestran en la figura 9.9.

Figura 9.9. Distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, fase de beneficio.

PROCESO	CARGO	CANTIDAD DE OPERARIOS	TURNOS X DÍA	SUELDO BÁSICO X MES (COP)	AUX. TRANSPORTE X MES (COP)	SALARIO TOTAL X MES (COP)*
Trituración y molienda	Operario	2	1	877.803	102.854	1.961.314
Concentración	Operario	2	1	877.803	102.854	1.961.314
Cianuración	Operario	1	1	877.803	102.854	980.657
Fundición	Operario	1	1	877.803	102.854	980.657
Total		6				5.883.942

* El salario total asignado a los operarios y el supervisor corresponde al valor del salario mínimo mensual vigente en Colombia durante 2020.

Aportes al Sistema General de Seguridad Social

El cálculo de aportes a cargo del empleador, con destino al Sistema General de Seguridad Social (SGSS) se realizó con base en los sueldos básicos por mes que se indicaron en la figura 9.9.

Fórmula para calcular los aportes a seguridad social

Aportes a seguridad social (\$/mes) = sueldo básico (\$) × % aportes (EPS, pensión, ARL)

Figura 9.10. Tablas de aportes a seguridad social, parafiscales y prestaciones sociales.

CONCEPTO	APORTE SGSS COP (\$)	DESCRIPCIÓN
EPS (salud)	\$ 74.613	Aporte total (12,5 %): \$ 109.725 Aporte del empleador (8,5 %): \$74.613 Aporte del trabajador (4 %): \$35.112
AFP (pensión)	\$ 105.336	Aporte total (16 %): \$ 140.448 Aporte empleador (12 %): \$105.336 Aporte trabajador (4 %): \$35.112
ARL profesionales)	\$ 61.095	Aporte total Riesgo V (6,96 %): \$61.095 Aporte empleador: \$61.095
Total:	\$ 241.044	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en la Ley 100 de 1993.

CONCEPTO	APORTES PARAFISCALES COP(\$)	DESCRIPCIÓN
Caja de Compensación Familiar	\$ 35.112	Aporte total al CCF: (4 %) a cargo del empleador
ICBF	\$ 26.334	Aporte total al ICBF: (3 %) a cargo del empleador
SENA	\$ 17.556	Aporte total al SENA -: (2 %) a cargo del empleador
Total:	\$ 79.002	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en los porcentajes establecidos en el Código Sustantivo del Trabajo.

CONCEPTO	PRESTACIONES SOCIALES COP(\$)	DESCRIPCIÓN
Cesantías (8,33%)	\$ 81.689	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Intereses de cesantías (12%)	\$ 9.803	(12 %): corresponde al 12 % sobre el valor a pagar de las cesantías
Prima de servicios (8,33%)	\$ 81.689	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Vacaciones (4,17%)	\$ 40.893	(4,17 %): la ley del trabajo establece 15 días hábiles consecutivos de vacaciones anuales remuneradas
TOTAL	\$ 214.074	

*Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2020, con base en Ley 1607 de 2012.

Aportes parafiscales

El cálculo de aportes parafiscales que corresponden a una contribución obligatoria del empleador con destino al Servicio Nacional de Aprendizaje, al Instituto Colombiano de Bienestar Familiar y a las cajas de compensación familiar, con el propósito de que dicho aporte permita a estas entidades ejecutar las labores para las cuales fueron creadas, se estimó conforme a los salarios básicos asignados a los empleados.

Fórmula para calcular los aportes a parafiscales

Aportes parafiscales (\$/mes) = sueldo básico (\$) × % aporte (SENA, ICBF, CCF)

Prestaciones sociales

El cálculo de la provisión mensual sobre el valor de la nómina, para el pago de prestaciones sociales a los trabajadores, se estimó con base en el salario mensual total asignado a cada operario.

Fórmula para calcular la provisión para pago de prestaciones sociales

Provisión (\$/mes) = salario total (\$) × % de carga prestacional (prima, vacaciones, cesantías)

Fórmula para calcular la provisión para intereses de cesantías

Provisión para pago de intereses de cesantías (\$/mes) = cesantías (\$) × 12 %

El cálculo de los aportes al SGSS y las contribuciones parafiscales se debe realizar sobre la base del sueldo básico, es decir, sin tener en cuenta el auxilio de transporte, en tanto que la liquidación de las prestaciones sociales se debe tomar como base del cálculo del salario total, esto es, el sueldo básico más el auxilio de transporte

Mantenimiento de los bienes físicos de la fase de beneficio

En este rubro se cuantifican todos los gastos necesarios para conservar la maquinaria y los equipos de la planta de beneficio en buenas condiciones, a efectos de que trabajen con rendimiento normal durante su vida útil.

El costo del mantenimiento de la maquinaria y de los equipos se estableció como un porcentaje equivalente a 0,30% del valor comercial de la maquinaria (este valor incluye el costo del mantenimiento preventivo y correctivo y la compra de repuestos).

Fórmula para calcular el costo de mantenimiento

Costo de mantenimiento (\$) = valor comercial total (\$) × 0,30 %

Análisis y pruebas de laboratorio de la fase de beneficio

Este rubro comprende el costo de los ensayos de laboratorio que deben realizarse cada mes con el objetivo de disponer de información oportuna y veraz acerca de la eficiencia de las operaciones en cada uno de los procesos, así como de los impactos ambientales de tipo químico que se estén generando.

En la figura 9.11 se relacionan los tipos de ensayos, tipos de muestras y cantidades mínimas que se deben realizar en cada mes de la operación.

Servicios públicos de la fase de beneficio

Es necesario precisar que en los costos indirectos de fabricación (CIF) usualmente se tienen en cuenta los costos de los servicios públicos. Sin embargo, en este ejercicio financiero se clasifica el costo del consumo de agua y energía como costos directos del proceso de operación, con el objetivo de establecer un punto de referencia para evaluar el aumento de consumo de energía que se generaría en la planta, a partir de la implementación de la propuesta tecnológica, y estimar el costo del consumo de agua en el proceso de beneficio.

Costo de energía eléctrica

En este rubro se cuantifica el costo de la energía eléctrica que se consume mensualmente en el proceso de beneficio.

Figura 9.11. Análisis y pruebas de laboratorio de la fase de beneficio.

PROCESOS	TIPO DE ENSAYO	TIPO DE MUESTRA	CANTIDAD (UNIDAD/MES)
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Ensayos al fuego	Cabeza general	26
CONCENTRACIÓN	Ensayos al fuego	Cola de flotación	26
	Ensayos al fuego	Concentrado de mesa	26
	Ensayos al fuego	Superconcentrado	8
FUNDICIÓN	Ensayos al fuego	Fundido	8
CIANURACIÓN	Ensayos al fuego	Cola de cianuración	26
	Absorción atómica	Oro en solución de cianuración	52
	Absorción atómica	Oro en solución pobre	26
	Absorción atómica	Cinc en solución pobre	2
	Absorción atómica	Cobre en solución	2
MANEJO AMBIENTAL	Absorción atómica	Ambientales	4

Figura 9.12. Consumo de energía por equipos de la fase de beneficio.

	EQUIPO	CANTIDAD	POTENCIA DE MOTOR hp	POTENCIA Kw	POTENCIA EFECTIVA Kw	HORAS TRABAJO	Kw/ DÍA	Kw/ MES
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Trituradora de quijadas	12	8,95	7,16	1	4	28,63	745
	Criba vibratoria	2	1,49	1,19	1	4	4,77	124
	Trituradora de martillos	25	18,64	14,91	1	4	59,66	1.551
	Molino de bolas primario	30	22,37	17,90	1	8	143,17	3.723
	Molino de bolas secundario	25	18,64	14,91	2	8	238,62	6.204
	Bomba de sólidos	7,5	5,59	4,47	2	8	71,59	1.861
	Total trituración y molienda							
CONCENTRACIÓN	JIG	2	1,4914	1,19	1	8	9,54496	248
	Concentrador centrífugo	2	1,4914	1,19	1	8	9,54496	248
	Mesa de concentración secundaria	1,5	1,11855	0,89	1	8	7,15872	186
	Mesa Gemini de refinación	1	0,7457	0,60	1	8	4,77248	124
	Tanque espesador	2	1,4914	1,19	2	8	19,08992	496
	Total concentración							
CIANURACIÓN	Tanque agitación (lixiviación)	12	8,9484	7,16	1	8	57,26976	1.489
	Precipitación, sistema Merrill Crowe	14	10,4398	8,35	1	4	33,40736	869
	Compresor	45	33,5565	26,85	1	8	214,7616	5.584
	Total cianuración							7.941
MANEJO AMBIENTAL	Tanque de agitado para neutralización	12	8,9484	7,16	1	8	57,26976	1.489
	Bombas para recirculación de aguas y soluciones	5	3,7285	2,98	3	8	71,5872	1.861
	Total manejo ambiental							3.350
	Total							26.802

El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la planta y el número de horas al día durante las cuales se utilizarían, de acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos para la planta de beneficio. La figura 9.12 contiene el detalle del consumo de energía eléctrica por mes de cada equipo.

El costo total por energía eléctrica mensual se calcula con base en el consumo en kWh/mes, y la tarifa por kW que se paga a la empresa que suministra el servicio.

Fórmula para calcular el costo mensual de energía eléctrica

Costo de la energía eléctrica (\$) = consumo energía (kW-h/mes) × tarifa kW (\$)

Costo del agua

En este rubro se cuantifica el costo por consumo de agua en el proceso de beneficio de la planta, de acuerdo con la tarifa reportada por la empresa prestadora del servicio en la zona.

Para determinar la cantidad de agua que se consume en el proceso de beneficio de la planta, el equipo técnico realizó un ejercicio experimental basándose en un balance hídrico de masa, mediante el cual se logró establecer que el consumo específico de agua por tonelada de mineral procesado es de 0,53 m³.

Fórmula empleada para calcular el costo mensual de agua

Costo del agua (\$) = consumo de agua (m³/mes) × tarifa m³ (\$)

Depreciación de la maquinaria y el equipo para la fase de beneficio

En este rubro se valora la reducción en el valor de la maquinaria como consecuencia de su uso. Debe tenerse en cuenta que, pese a que la depreciación no representa una salida de efectivo, este mecanismo debe considerarse a efectos de recuperar la inversión en activos fijos.

El valor de depreciación mensual de cada equipo se estimó por medio del método en línea recta, utilizando como referencia un tiempo de vida útil de diez años.

Fórmula para calcular la depreciación de la maquinaria y el equipo

Costo depreciación (\$) = valor comercial del equipo (\$) / tiempo de vida útil (meses)

El método de línea recta está reconocido por la DIAN para descontar el valor de la depreciación de la base de cálculo del impuesto de renta y complementarios

El costo e ingreso unitario, es decir, el valor por cada gramo de oro, se calcula dividiendo el valor de los costos totales del mes entre el número de gramos recuperados, y viceversa

Costos indirectos de la fase de beneficio

En este análisis, los costos indirectos de fabricación (CIF) se calculan en un 10% de la suma de los costos directos de la planta de beneficio.

Costos totales de la fase de beneficio

Los costos totales de la operación mensual de la planta de beneficio se determinan mediante la suma de los costos directos e indirectos.

Fórmula para calcular el costo total

Costos totales mensuales (\$) = total de los costos directos mensuales (\$) + total de los costos indirectos mensuales (\$)

9.2.1.4. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE INGRESOS DE OPERACIÓN

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente los ingresos mensuales que se obtienen de la operación de la planta de beneficio después de la implementación de la ruta metalúrgica. Para esto se debe multiplicar la cantidad de oro producido en gramos por el precio al que se vende cada gramo de oro.

La cantidad de oro recuperado se halla mediante la aplicación de la siguiente fórmula:

Fórmula para calcular la cantidad de oro por tonelada procesada

$$\text{Oro recuperado por tonelada (g)} = \text{tenor (g)} \times \% \text{ de recuperación total}$$

Figura 9.13. Recuperación de oro en la fase de beneficio.

CANTIDAD DE MATERIAL PROCESADO (t)	TENOR	RECUPERACIÓN TOTAL (%)*	CANTIDAD RECUPERADA (g/t)**
1	7,6	100	7,6
1	7,6	86,2%	6,55

* Con la implementación de la propuesta tecnológica se puede alcanzar mínimo un 86,2 % de recuperación de oro por tonelada. ** En la zona minera de Frontino el tenor de corte con el cual es rentable la operación de la ruta metalúrgica sugerida es de mínimo 7,2 gramos por tonelada, manteniendo el porcentaje de recuperación de oro por tonelada y con la capacidad sugerida de 8 t/día.

En la zona minera de Frontino, Abriaquí y Cañasgordas, el tenor de corte con el que es rentable la operación de la ruta metalúrgica sugerida es de mínimo 6,8 gramos por tonelada

Una vez se ha determinado la cantidad de oro recuperado por cada tonelada de mineral procesada, se emplea la siguiente fórmula para establecer la cantidad de oro que se produce en un mes:

Fórmula para calcular la producción mensual de oro

$$\text{Producción mensual de oro (g)} = \text{oro recuperado por tonelada (g)} \times \text{mineral procesado mensualmente (t)}$$

Finalmente, se utiliza la siguiente fórmula para determinar los ingresos mensuales por la venta de oro producido:

Fórmula para calcular los ingresos mensuales por venta de oro

$$\text{Ingresos totales mensuales (\$)} = \text{producción mensual de oro (g)} \times \text{precio del oro (\$/g)}$$

9.2.2. EVALUACIÓN FINANCIERA

En esta sección se expone la metodología que se emplea en las dos etapas de la evaluación financiera y se presentan los supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de ingresos y costos de operación durante el horizonte definido para la evaluación del proyecto.

Recordemos que la evaluación financiera de proyectos comprende esencialmente dos etapas: la construcción del flujo de caja del proyecto y la aplicación de métodos de evaluación para establecer la conveniencia de emprender o no un proyecto.

9.2.2.1. CONSTRUCCIÓN DEL FLUJO DE CAJA DEL PROYECTO

El tiempo definido para medir la bondad financiera del proyecto, u horizonte de evaluación del proyecto, es de cinco años.

A continuación, se explican cada uno de los componentes del flujo de caja y los supuestos que se utilizaron para la proyección de ingresos y costos de operación de la planta de beneficio en cada uno de los años que comprende el horizonte de evaluación.

Inversión inicial

El monto de la inversión inicial se registra en la estructura del flujo de caja en el año cero. Esto se debe a que la inversión se realiza antes de poner en marcha el proyecto.

Ingresos gravables

Los ingresos gravables que se registran en el flujo de caja del proyecto son los mismos ingresos operacionales que resultan de la venta de oro producido en cada año.

Supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de los ingresos gravables

La producción anual se mantiene constante en el horizonte de evaluación del proyecto (cada año se produce la misma cantidad de oro). A partir del segundo año, el precio del oro aumenta en una proporción del 3% anual.

Fórmula para calcular los ingresos gravables anuales

Ingresos gravables en el año 1 (\$) = producción de oro en el año 1 (g) × precio del oro en el año 1 (\$/g)

Egresos deducibles

Los egresos deducibles que se registran en el flujo de caja del proyecto son los costos de operación, la depreciación y el pago de regalías.

La tasa para la liquidación de regalías por explotación de oro es del 4% sobre la producción en boca de mina, según lo establece el artículo 16 de la Ley 756 de 2002.

Fórmula para calcular la liquidación de las regalías

Regalías del año 1 (\$) = producción de oro en el año 1 (g) × precio fijado por el Banco de la República en el año 1 (\$/g) × 4%

Supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de los egresos deducibles

- A partir del 2.º año, el costo de la materia prima (representado en el costo de extracción) aumenta en una proporción del 3% anual
- A partir del 2.º año, el costo de los insumos aumenta en una proporción del 2% anual
- A partir del 2.º año, el costo de mano de obra aumenta en una proporción del 4% anual
- A partir del 2.º año, el precio para la liquidación de las regalías aumenta en una proporción de 3% anual

Las regalías corresponden a una contraprestación económica que debe reconocerse al Estado por la explotación de un recurso natural no renovable. En este caso, las regalías se pagan por la producción de oro, debido a que después de beneficiar el mineral este no se regenera

De conformidad con los artículos 58, 332 y 360 de la Constitución Política de Colombia de 1991, toda explotación de recursos naturales no renovables de propiedad estatal genera una regalía como contraprestación económica

Los demás costos de operación (mantenimiento, análisis y pruebas de laboratorio, servicios públicos y costos indirectos de fabricación) permanecen constantes en el horizonte de evaluación del proyecto, es decir que para cada año el costo en estos rubros es el mismo.

Utilidad operacional

La utilidad operacional es la ganancia obtenida por la empresa, antes del pago de impuestos.

Fórmula para calcular la utilidad antes de pagar impuestos

Utilidad operacional del año 1 (\$) = ingresos gravables en el año 1 (\$) – egresos deducibles en el año 1 (\$)

Margen de utilidad operacional

Este indicador determina el porcentaje que queda por cada peso de venta después de deducir todos los costos y gastos de la operación de la planta de beneficio.

Fórmula para calcular el margen de utilidad operacional

Margen de utilidad operacional del año 1 (%) = utilidad operacional en el año 1 (\$) / ingresos gravables en el año 1 (\$) × 100

Impuestos

En el flujo de caja del proyecto se debe estimar el impuesto de renta, que corresponde a una contribución que grava el ingreso de las personas y entidades económicas. Este impuesto sobre la renta incluye el gravamen al trabajo, al capital y la combinación de ambos (Glosario minero, 2017).

En la última reforma tributaria, contenida en la Ley 1819 del 29 de diciembre de 2016, se estableció el 33% como tarifa general del impuesto de renta para las personas jurídicas.

Debe tenerse en cuenta que en el momento de la liquidación del impuesto de renta se toman como base los ingresos gravables generados en el último año y se descuenta el monto correspondiente a los costos de operación, o egresos deducibles.

Fórmula para calcular el impuesto de renta

Impuesto de renta del año 1 (\$) = utilidad antes de pagar impuestos del año 1 (\$) × 33%

Utilidad neta

La utilidad neta es la ganancia obtenida por la empresa después de haber pagado impuestos.

Fórmula para calcular la utilidad neta

Utilidad neta del año 1 (\$) = utilidad operacional del año 1 (\$) – impuesto de renta del año 1 (\$)

Margen de utilidad neta

Este indicador determina el porcentaje que queda por cada peso de venta después de deducir todos los costos y gastos de la operación de la planta de beneficio, incluido el pago de impuesto de renta.

Fórmula para calcular el margen de utilidad neta

Margen de utilidad neta del año 1 (%) = (utilidad neta del año 1 (\$) / ingresos gravables en el año 1 (\$)) × 100

Flujo neto de efectivo

Los flujos netos de efectivo son los beneficios futuros que genera el proyecto en cada año que comprende el horizonte de evaluación.

Fórmula para calcular el flujo neto de efectivo

Flujo neto de efectivo en el año 1 (\$) = utilidad neta en el año 1 (\$) + depreciación en el año 1 (\$)

9.2.2.2. APLICACIÓN DE MÉTODOS PARA EVALUAR PROYECTOS

Enseguida se presentan las fórmulas que se emplearon para calcular los indicadores de evaluación financiera del proyecto ruta metalúrgica propuesta.

Valor presente neto (VPN)

Para calcular el VPN se utilizaron dos tasas de descuento: la primera, equivalente al 20%, y la segunda, del 25%. Recordemos que la tasa de descuento (TD) se utiliza para trasladar los flujos netos de efectivo del futuro al presente.

Fórmula para calcular el VPN

$$\text{VPN} = (-) \text{ inversión inicial (\$)} + \frac{\text{FNE (\$)}_{\text{año 1}}}{(1 + \text{TD})^1} + \frac{\text{FNE (\$)}_{\text{año 2}}}{(1 + \text{TD})^2} \dots \frac{\text{FNE (\$)}_{\text{año 5}}}{(1 + \text{TD})^5}$$

Tasa interna de retorno (TIR)

Fórmula para calcular la TIR

$$\text{TIR} = (-) \frac{\text{Inversión Inicial (\$)} + \sum_{t=1}^5 \text{FNE (\$)}}{\sum_{t=1}^5 (\text{TD}(\%) \times \text{FNE}(\$))}$$

Relación beneficio/costo (rb/c)

Antes de calcular la relación beneficio/costo se requiere estimar el valor presente neto (VPN) de los beneficios y de los costos. Para esto se utilizaron dos tasas de descuento: la primera, equivalente al 20%, y la segunda, del 25%.

Fórmulas para calcular el valor presente de los ingresos y de los costos

$$\text{VPN Ingresos} = \frac{\text{Ingresos operacionales año 1}}{(1+ \text{TD})^1} + \frac{\text{Ingresos operacionales año 2}}{(1+ \text{TD})^2} \dots \frac{\text{Ingresos operacionales año 2}}{(1+ \text{TD})^2}$$

$$\text{VPN Costos} = \frac{\text{Costos operacionales año 1}}{(1+ \text{TD})^1} + \frac{\text{Costos operacionales año 2}}{(1+ \text{TD})^2} \dots \frac{\text{Costos operacionales año 2}}{(1+ \text{TD})^2}$$

Después de estimar el valor presente neto (VPN) de los ingresos y de los costos se procede a calcular la relación beneficio/costo (RB/C) a partir de la aplicación de la siguiente fórmula:

Fórmula para calcular la relación beneficio/costo (RB/C)

$$\text{Relación beneficio/costo} = \frac{\sum_{t=1}^5 (\text{VPN}) \text{ Ingresos}(\$)}{\sum_{t=1}^5 (\text{VPN}) \text{ Costos}(\$)}$$

Debe tenerse en cuenta que para el cálculo de la RB/C, en los costos operacionales no se tiene en cuenta la depreciación de los bienes físicos y la maquinaria.

9.3. ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO DE LA ZONA MINERA DE FRONTINO

En esta sección se presentan los resultados del ejercicio financiero, el monto de recursos económicos que se requieren para la inversión inicial, los costos totales y el valor de la producción en función de los parámetros de operación definidos para la mina y la planta, y los indicadores que comprueban la viabilidad financiera del proyecto, de acuerdo con las condiciones iniciales típicas en la zona.

Figura 9.14. Inversión inicial.

DESCRIPCIÓN	COSTO COP (\$)*	% PARTICIPACIÓN SOBRE COSTOS TOTALES
Activos fijos		
Maquinaria y equipos nuevos, operaciones de extracción	148.147.534	10,6%
Maquinaria y equipos nuevos, operaciones de beneficio	1.097.278.032	78,3%
Instalaciones eléctricas e hidráulicas	156.555.311	11,2%
Total activos fijos	1.401.980.876	100%

* Los precios cotizados se encuentran detallados en el informe técnico.

Figura 9.15. Costos de la fase de extracción.

DESCRIPCIÓN	COP \$	COP (\$/t)*
Mantenimiento	444.443	2.137
Depreciación maquinaria y equipo	1.234.563	5.935
Energía eléctrica	1.355.003	6.514
Partes y accesorios	2.937.594	14.123
Elementos de seguridad industrial	5.799.048	27.880
Herramientas y suministros	6.106.552	29.358
Combustible y explosivos	11.448.052	55.039
Mano de obra	15.147.775	72.826
Total	44.473.028	213.813

*El costo de extracción del mineral por cada tonelada, descontando el valor de la depreciación de los bienes físicos, es de COP 207.877/t.

Figura 9.16. Estructura de los costos de la fase de extracción de oro, operación futura en mina.

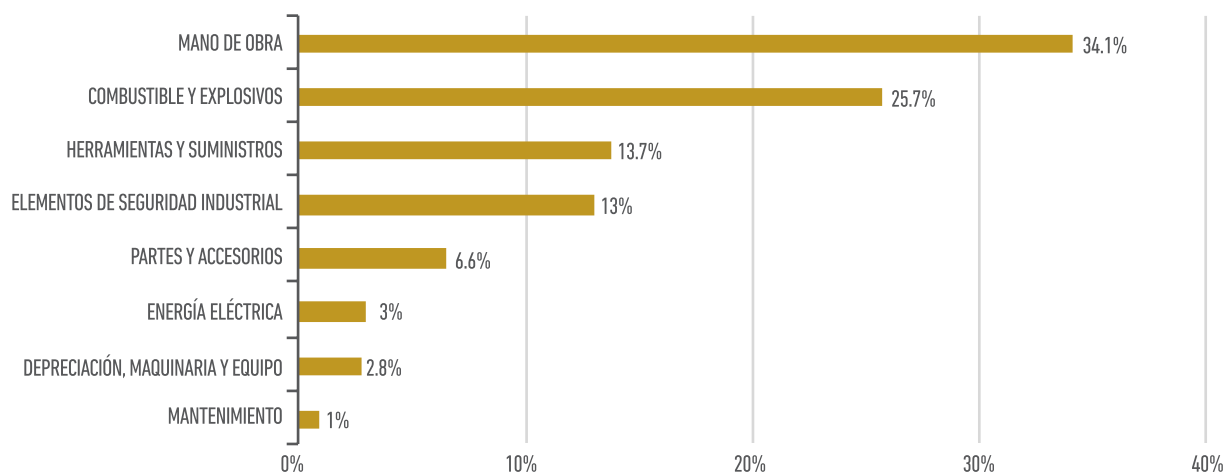


Figura 9.17. Costos de operación total (extracción + beneficio) por mes.

DESCRIPCIÓN	COP (\$)
COSTOS DIRECTOS	
Materia prima	43.238.465
Insumos	7.190.580
Mano de obra	9.088.688
Mantenimiento	3.291.834
Análisis y pruebas de laboratorio	27.296.558
Servicios públicos	17.090.930
Depreciación de maquinaria y equipo	10.378.546
Total costos directos	117.575.602
COSTOS INDIRECTOS	
Costos indirectos de fabricación (CIF)	11.757.560
Total costos directos + indirectos	129.333.163

Figura 9.18. Estructura de los costos de la fase de beneficio, operación futura en planta.

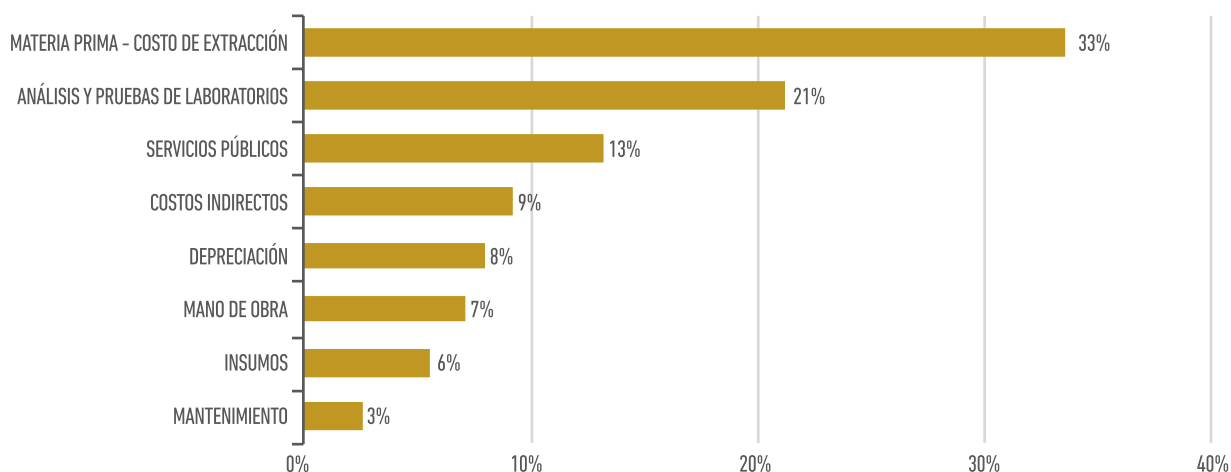


Figura 9.19. Ingresos de operación futura, por mes.

TENOR	RECUPERACIÓN DE ORO (%)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/t)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/mes)	PRECIO UNITARIO DE ORO (\$/g)*	COP (\$)
7,6	86,2	6,55	1.363	144.466	196.856.537

* Corresponde al precio promedio internacional del oro en 2019. Fuente: cálculo propio con base en información del equipo técnico y el Banco de la República.

Figura 9.20. Flujo de caja del proyecto en horizonte de evaluación (cinco años).

CONCEPTO	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
(1) inversión inicial (-)						
Total inversión inicial	-1.401.980.876					
(2) Ingresos gravables (+)						
Ingresos operacionales		2.362.278.445	2.433.146.799	2.506.141.203	2.581.325.439	2.658.765.202
Total ingresos gravables		2.362.278.445	2.433.146.799	2.506.141.203	2.581.325.439	2.658.765.202
(3) Egresos deducibles (-)						
Costos operacionales		1.427.455.394	1.451.274.967	1.475.838.132	1.501.168.737	1.527.291.415
Regalías (4 %)		75.592.910	77.860.698	80.196.518	82.602.414	85.080.486
Depreciación		124.542.557	124.542.557	124.542.557	124.542.557	124.542.557
Total egresos deducibles		1.627.590.861	1.653.678.221	1.680.577.207	1.708.313.708	1.736.914.458
(4) Utilidad antes de impuestos	734.687.585	779.468.578	825.563.996	873.011.731	921.850.744	
(5) Margen de utilidad operacional		31,1%	32,0%	32,9%	33,8%	34,7%
(6) Impuestos (-)						
Impuesto de renta (33 %) (-)		242.446.903	257.224.631	272.436.119	288.093.871	304.210.746
Total impuestos		242.446.903	257.224.631	272.436.119	288.093.871	304.210.746
(7) Utilidad neta		492.240.682	522.243.947	553.127.877	584.917.860	617.639.999
(8) Margen de utilidad neta		20,8%	21,5%	22,1%	22,7%	23,2%
(9) Depreciación (+)		124.542.557	124.542.557	124.542.557	124.542.557	124.542.557
(10) Flujo neto de efectivo	-1.401.980.876	616.783.238	646.786.504	677.670.434	709.460.416	742.182.555

9.3.1. RESULTADOS E INTERPRETACIÓN DE INDICADORES DE EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO DE LA ZONA MINERA DE FRONTINO

Figura 9.21. Indicadores de evaluación financiera del proyecto de la zona.

DESCRIPCIÓN	TASA DE DESCUENTO 20 %	TASA DE DESCUENTO 25 %
Valor presente neto (VPN)	\$ 593.738.839	\$ 386.149.705
Tasa interna de retorno (TIR)	37%	37%
Relación beneficio/costo (RB/C)	1,69	1,69

El VPN del proyecto de implementación de la ruta metalúrgica propuesta para la zona minera de Frontino, a una tasa de descuento del 20%, es de COP 593.738.839.

El VPN del proyecto de implementación de la ruta metalúrgica propuesta para la zona minera de Frontino, a una tasa de descuento del 25%, es de COP 386.149.705.

Teniendo en cuenta que el VPN es mayor que cero (con ambas tasas de descuento), se concluye que el proyecto es viable desde el punto de vista financiero, pues los dineros invertidos en el proyecto rinden más que estas tasas de interés de oportunidad.

La TIR anual obtenida es mayor que las dos tasas de interés de oportunidad del inversionista, definidas en este proyecto como el 20 y 25% anuales. Se concluye que este proyecto se justifica desde el punto de vista financiero, en la medida en que los dineros que permanecen invertidos en el proyecto rinden a una tasa superior al costo de oportunidad definido.

Para este proyecto, la relación beneficio/costo a tasas de interés de oportunidad del 20 y 25% es de 1,69, en ambos casos. De este resultado se concluye que el proyecto es viable desde el punto de vista financiero, pues los beneficios son mayores que los costos.

9.4. ESTUDIO FINANCIERO DE LA OPERACIÓN ACTUAL VS. LA OPERACIÓN FUTURA EN LA ZONA MINERA DE FRONTINO

En esta sección se exponen los resultados del estudio financiero de la operación actual de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de Frontino a partir de los cuales se estableció una base de comparación (en términos de porcentaje de recuperación, cantidad de oro recuperado, costo unitario de producción, margen de utilidad operacional y de utilidad neta), para analizar la viabilidad económica de la implementación de la ruta metalúrgica propuesta.

Variables de operación actual de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de frontino

• Tiempo de trabajo en mina	8 h/día
• Volumen de material de mina extraído	10 t/día
• Volumen de material estéril extraído	7 t/día
• Volumen de material mineral extraído	3 t/día
• Capacidad de procesamiento	0,375 t/h
• Funcionamiento de la planta	8 h/día
• Volumen de procesamiento	3 t/día
• Turnos por día	1 por día
• Días de operación al mes	20 días
• Volumen de procesamiento	60/mes
• Tenor por tonelada de material de mina	7,6 g/t
• Porcentaje total de recuperación de oro	60%
• Recuperación total de oro	4,56g/t

Debe tenerse en cuenta que las variables de la operación actual de la mina y planta de beneficio típica de la zona se definieron a partir de la información recolectada en trabajo de campo por el equipo técnico

9.4.1. RESULTADOS DE LA OPERACIÓN ACTUAL DEL BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE FRONTINO

Figura 9.22. Costos actuales de la fase de extracción, por mes.

DESCRIPCIÓN	COP \$	COP (\$/t)*
Mantenimiento	164.972	2.750
Depreciación maquinaria y equipo	183.302	3.055
Elementos de seguridad industrial	185.695	3.095
Partes y accesorios	681.481	11.358
Energía eléctrica	928.512	15.475
Combustible y explosivos	1.962.332	32.706
Herramientas y suministros	2.137.367	35.623
Mano de obra	9.088.665	151.478
Total	15.332.327	255.539

* El costo de extracción del mineral por cada tonelada, descontando el valor de la depreciación de los bienes físicos, es de COP 252.484/t.

Figura 9.23. Estructura de costos actuales de la fase de extracción de oro.

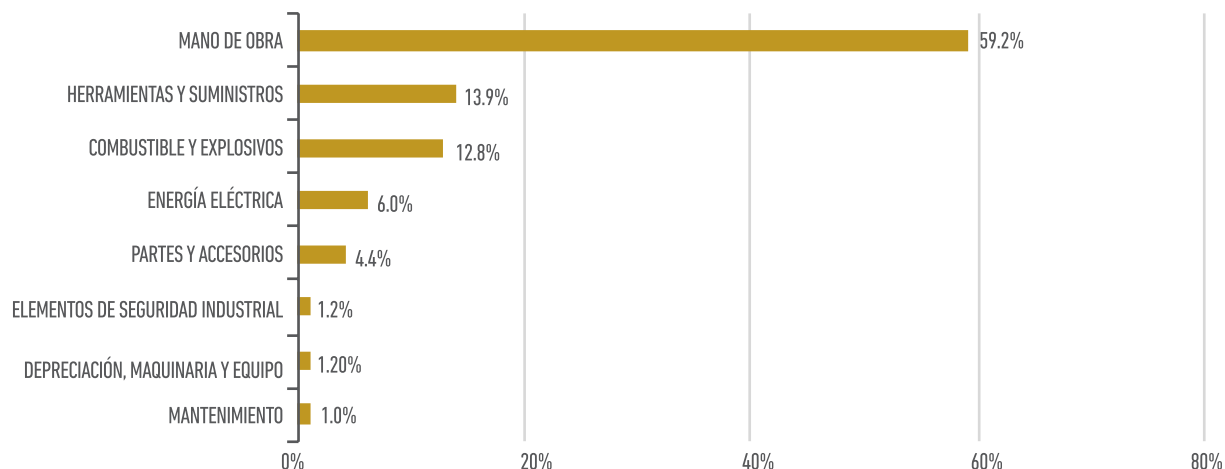


Figura 9.24. Costos de la operación actual (extracción + beneficio), por mes.

DESCRIPCIÓN	COP (\$)
COSTOS DIRECTOS	
Materia Prima	15.149.024
Insumos	709.786
Mano de Obra	6.059.110
Mantenimiento	327.000
Servicios Públicos	3.500.623
Depreciación de Maquinaria y Equipo	1.091.636
Total costos directos	26.837.179
COSTOS INDIRECTOS	
Costos indirectos de fabricación (CIF)	2.683.718
Total costos directos + indirectos	29.520.896

Figura 9.25. Estructura de los costos actuales de la fase de beneficio.

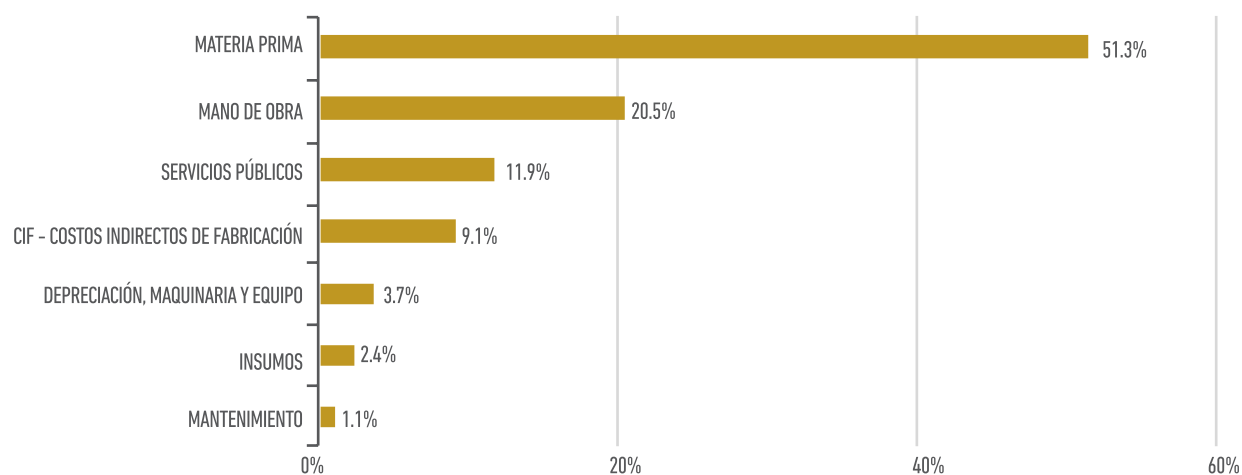


Figura 9.26. Ingresos de la operación actual, por mes.

TENOR	RECUPERACIÓN DE ORO (%)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/t)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/mes)	PRECIO UNITARIO DE ORO (\$/g)*	COP (\$)
7,6	60	4,56	274	144.466	39.525.898

* Corresponde al precio promedio internacional del oro en 2019. Fuente: cálculo propio con base en información del equipo técnico y el Banco de la República.

Figura 9.27. Flujo de caja de la operación actual en horizonte de evaluación (cinco años).

CONCEPTO	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
(1) Ingresos gravables (+)					
Ingresos operacionales	474.310.771	488.540.094	503.196.297	518.292.186	533.840.952
Total ingresos gravables	474.310.771	488.540.094	503.196.297	518.292.186	533.840.952
(2) Egresos deducibles (-)					
Costos operacionales	341.151.128	350.536.735	360.234.029	370.253.602	380.606.415
Depreciación	13.099.630	13.099.630	13.099.630	13.099.630	13.099.630
Regalías	15.177.945	15.633.283	16.102.282	16.585.350	17.082.910
Total egresos deducibles	369.428.703	379.269.648	389.435.940	399.938.581	410.788.955
(3) Utilidad antes de impuestos	104.882.069	109.270.446	113.760.357	118.353.605	123.051.997
(4) Margen de utilidad operacional	22,11%	22,37%	22,61%	22,84%	23,05%
(5) impuestos (-)					
Impuesto de renta (33 %) (-)	34.611.083	36.059.247	37.540.918	39.056.690	40.607.159
Total impuestos	34.611.083	36.059.247	37.540.918	39.056.690	40.607.159
(6) Utilidad neta	70.270.986	73.211.199	76.219.439	79.296.915	82.444.838
(7) Margen de utilidad neta	14,82%	14,99%	15,15%	15,30%	15,44%
(8) Depreciación (+)	13.099.630	13.099.630	13.099.630	13.099.630	13.099.630
(9) Flujo neto de efectivo	83.370.616	86.310.829	89.319.069	92.396.545	95.544.468

Los supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de ingresos y costos de operación actual son los mismos que se definieron para la operación futura de la mina y planta de beneficio típicas de la zona.

9.4.2. RESUMEN DE INDICADORES DE OPERACIÓN ACTUAL VS. OPERACIÓN FUTURA

Figura 9.28. Resumen de indicadores de operación actual vs. operación futura.

INDICADOR	OPERACIÓN ACTUAL	OPERACIÓN FUTURA
Recuperación de oro (gr/t)	60%	86,2%
Cantidad de oro recuperado por tonelada	4,56 gr	6,55 gr
Costo de producción unitario por gramo de oro	COP 107.898	COP 94.913
Costo de producción unitario por onza troy de oro	USD 914	USD 804
Utilidad antes de impuestos por gramo de oro	COP 31.945	COP 44.930
Utilidad antes de impuestos por onza troy de oro	USD 270,6	USD 381
Margen de utilidad operacional (promedio 5 años)	22,6%	32,9%
Utilidad después de impuestos por gramo de oro	COP 21.403	COP 30.103
Utilidad después de impuestos por onza troy de oro	USD 181,3	USD 255
Margen de utilidad neta (promedio 5 años)	15,1%	22,1%
Indicador de productividad (producto/insumo)	1,34	1,52

Precio de venta por gramo de oro: COP 144.466. Precio de venta por onza de troy de oro: USD 1.224. Tasa de cambio utilizada: COP 3.672,04/USD. Factor de conversión utilizado: 1 onza troy = 31,1034768 gramos.

9.4.3. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE INDICADORES DE OPERACIÓN ACTUAL VS. OPERACIÓN FUTURA DE LA ZONA MINERA DE FRONTINO

La adopción integral de la ruta metalúrgica como una alternativa para mejorar los niveles de eficiencia en el proceso de beneficio de oro permite a la empresa minera incrementar la productividad total en aproximadamente 13,4%, al pasar de una razón producto/insumo total de 1,34, bajo las condiciones de la producción actual de la mina y la planta de beneficio típicas de la zona, a una razón de productividad de 1,52 con la implementación de la ruta metalúrgica propuesta.

En el escenario actual de la operación de la mina y la planta de beneficio típicas de la zona minera de Frontino, el costo unitario de producir 1 g de oro es de COP 107.898, mientras que la implementación de la ruta metalúrgica reduce este costo a COP 94.913. Esta disminución en costo de producción, junto con el aumento de los ingresos por un porcentaje de mayor recuperación de oro, se traduce en un incremento de la utilidad neta de 40,6%.

Esto corrobora la generación de beneficios económicos a la empresa minera y se espera que represente, desde el punto de vista financiero, un incentivo para que el empresario adopte la presente propuesta y desarrolle su operación con el estricto cumplimiento de los estándares técnico-administrativos y legales.

Cabe resaltar que se estableció que en el escenario de producción actual el costo unitario de producir un gramo de oro es de aproximadamente COP 107.898, mientras que se espera que, con la operación futura, el costo unitario del gramo de oro sea de COP 94.913. Este resultado indica una reducción efectiva de los costos unitarios de 13,6%.

Como anexo a la presente guía encontrará un simulador en formato Excel, en el que podrá introducir las variables de operación deseadas (según las características propias de la mina y de la planta de beneficio) y efectuar un ejercicio de planeación financiera para estimar los costos unitarios de operación, los márgenes de utilidad operacional y determinar los rendimientos futuros de la inversión necesaria para la implementación de la ruta metalúrgica propuesta

9.5. CONSIDERACIONES SOBRE LA OPERACIÓN ACTUAL DE BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE FRONTINO

- En el estudio financiero de la operación actual de la planta se utilizó como referencia un porcentaje de recuperación de oro de 60% por cada tonelada de mineral procesado, obtenido en el proceso de concentración gravimétrica, de acuerdo con la información colectada en campo por el equipo técnico.
- Teniendo en cuenta que el tenor de corte definido para la zona minera de Frontino es de 7,6 gramos por tonelada, y que la operación actual permite una recuperación promedio del 60%, en el estudio financiero se estimó una recuperación de 4,56 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.
- El costo por materia prima, definido en este ejercicio como el costo de extracción del mineral por cada tonelada, es de COP 255.539/t, excluyendo el costo por la depreciación de bienes físicos.
- Los rubros más representativos en la estructura de costos de la fase de extracción del mineral son la mano de obra y la compra de herramientas y suministros, cada uno con una participación sobre los costos totales de 59,3% y 13,9%, respectivamente.
- El rubro más representativo en la estructura de costos de la operación actual de la planta es la materia prima y la mano de obra, cada uno con una participación sobre los costos totales de 51,3 y 20,5%, respectivamente.

En el estudio financiero de la operación actual de la planta se utilizó como referencia un porcentaje de recuperación de oro de 60% por cada tonelada de mineral procesado, obtenido en el proceso de concentración gravimétrica, de acuerdo con la información colectada en campo por el equipo técnico.

Teniendo en cuenta que el tenor de corte definido para la zona minera de Frontino es de 7,6 gramos por tonelada, y que la operación actual permite una recuperación promedio del 60%, en el estudio financiero se estimó una recuperación de 4,56 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.

- Se estableció que la planta de beneficio tiene un consumo de agua por cada tonelada de mineral procesado de aproximadamente 0,53 m³.
- El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la mina y en la planta de beneficio, así como del número de horas al día durante las cuales se utilizarían. De acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos para la mina y la planta de beneficio, el consumo de energía actual es de 6.929 kW/mes, lo que equivale a un costo promedio de energía eléctrica mensual de COP 4.323.696.
- El costo unitario aproximado, teniendo en cuenta los parámetros de la operación actual definidos para la planta, es de COP 107.898 por cada gramo de oro y de USD 914 por cada onza troy de oro.
- El precio de venta que se utilizó como referencia para el estudio financiero de la operación actual corresponde al precio del oro promedio internacional del año 2019. Este precio es de COP 144.466/g y de USD 1.224/onza troy.
- La ganancia unitaria (antes de pagar impuestos) aproximada es de COP 31.945/g de oro y de USD 270,6/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 22,6%, en promedio, para los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.
- La ganancia unitaria (después de pagar impuestos) aproximada es de COP 21.403/g de oro y de USD 181,3/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 15,1%, en promedio, para los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.

9.6. CONSIDERACIONES SOBRE LA OPERACIÓN FUTURA DE BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE FRONTINO, RUTA METALÚRGICA

- Se estableció un potencial de procesamiento anual de las plantas de beneficio de la zona, después de la implementación de la ruta metalúrgica, de 2.496 toneladas de mineral, lo cual implica un funcionamiento de la planta de 26 días al mes y un procesamiento de 8 toneladas de mineral al día.
- La implementación de la propuesta de adecuación tecnológica para mejorar la eficiencia del proceso de beneficio del oro permite alcanzar mínimo un 86,2%. Este porcentaje es mayor que la recuperación promedio que se obtiene en la planta en las condiciones actuales.
- Teniendo en cuenta que el tenor de corte del material de cabeza promedio que se procesa en la planta es debe ser, como mínimo, de 7,6 gramos, y que la implementación de la ruta metalúrgica en la operación futura permite una recuperación mínima aproximada de 86,2%, se espera una recuperación de 6,55 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.
- Se definió un esquema conservador, en el cual se obtiene una recuperación de oro equivalente al 86,2% por cada tonelada de material mineral procesado. Sin embargo, estos rendimientos pueden ser superiores al 90%.
- A partir de las características de las minas y las plantas típicas de la zona y las variables de operaciones definidas por el equipo técnico, se realizó un inventario de la maquinaria y de los equipos nuevos que se deben adquirir para la operación de extracción del mineral y de la planta de beneficio, con el fin de implementar la ruta metalúrgica contenida en esta guía. El monto de recursos que deberán invertirse es de COP 1.401.980.876.
- La definición del inventario de maquinaria y equipo nuevos, tanto para la fase de extracción del mineral, como para la de beneficio, con sus respectivas especificaciones técnicas, se costó en su totalidad con el fin de evaluar la rentabilidad de nuevos emprendimientos.
- Los rubros más representativos de la estructura de costos de la fase de extracción son la mano de obra y el costo de los explosivos y combustible, cada uno con una participación sobre los costos totales de 34,1 y 25,7%, respectivamente.
- Los rubros más representativos de la estructura de costos de la operación futura de la planta son el costo de extracción y el costo de los análisis y pruebas de laboratorio, cada uno con una participación sobre los costos totales de 33,0 y 21,0%, respectivamente.
- El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la mina y en la planta de beneficio y del número de horas al día durante las cuales se utilizarían. De acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos, el consumo de energía de toda la operación es de de 28.973 kW/mes.
- A partir de experimentos de laboratorio efectuados por el equipo técnico se determinó la dosificación adecuada de los insumos y elementos químicos que se deben utilizar en cada uno de los procesos de la operación de beneficio.
- El material mineral que debe ir a cianuración corresponde al 12,5% del total de material de cabeza, correspondiente a las colas de refinación por batea, es decir que, por cada 8 toneladas procesadas por día, 1 tonelada se cianura.

Teniendo en cuenta que el tenor de corte del material de cabeza promedio que se procesa en la planta es debe ser de mínimo 7,6 gramos, y que la implementación de la ruta metalúrgica en la operación futura permite una recuperación mínima aproximada de 86,2%, se espera una recuperación de 6,55 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.

- El costo unitario aproximado que se puede alcanzar con la implementación de la propuesta de adecuación es de COP 94.913 por cada gramo de oro, y de USD 804 por cada onza troy.
- El costo de los análisis y pruebas de laboratorio que se deben realizar para tener el control de la eficiencia de cada uno de los procesos de la operación y los impactos ambientales asociados a elementos tóxicos que se pueden generar puede racionalizarse con la inversión futura en el montaje de un laboratorio. Se prevé que este laboratorio puede tener una demanda potencial de las empresas mineras de la zona.
- El precio de venta que se utilizó como referencia para el estudio financiero de la operación futura corresponde al precio del oro promedio internacional del año 2019. Este precio es de COP 144.466/g y de USD 1.224/onza troy.
- Con la implementación de la presente propuesta de modernización tecnológica se alcanza una ganancia unitaria (antes de pagar impuestos) de COP 44.930/g de oro y de USD 381/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 32,9%, en promedio, en los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.
- Con la implementación de la presente propuesta de modernización tecnológica se alcanza una ganancia unitaria neta (después de pagar impuestos) de COP 30.103/g de oro y de USD 255/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad neta de 22,1%, en promedio, en los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.
- Se estableció que la inversión en adecuación de las plantas de beneficio de la zona minera de Frontino, a partir de la implementación de la ruta metalúrgica, se justifica desde el punto de vista financiero, ya que los resultados de los indicadores demuestran que los beneficios son mayores que los costos, incluyendo la inversión inicial, y que los dineros invertidos en el proyecto rinden más que las tasas de interés de oportunidad de 20 % y 25 % anuales.
- El período de recuperación de la inversión en adecuaciones, con las tasas de interés de oportunidad del 20 y 25% anuales, es de aproximadamente 2,6 años.

Se estableció que la inversión en adecuación de las plantas de beneficio de la zona minera de Frontino, a partir de la implementación de la ruta metalúrgica, se justifica desde el punto de vista financiero, ya que los resultados de los indicadores demuestran que los beneficios son mayores que los costos, incluyendo la inversión inicial, y que los dineros invertidos en el proyecto rinden más que las tasas de interés de oportunidad de 20 y 25% anuales.

9.7. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE LOS INDICADORES FINANCIEROS-TENOR DE CORTE

El tenor de corte “tenor mínimo” con el cual es viable, desde el punto de vista financiero, la implementación de la ruta metalúrgica propuesta, manteniendo constantes los parámetros de operación previamente definidos (capacidad de procesamiento y porcentaje de recuperación de oro por cada tonelada de mineral procesado), es de 6,8 gramos/t.

En la figura 9.29 se muestran los resultados de los indicadores financieros para el tenor de 7,6 g/t utilizado como referencia en el estudio financiero y el tenor de corte de 6,8 g/t.

Figura 9.29. Indicadores financieros con los tenores utilizados.

TENOR	RECUPERACIÓN DE ORO (%)	VPN (20%) (EN MILLONES DE PESOS)	VPN (25%) (EN MILLONES DE PESOS)	TIR	RB/C
7,6	86	\$ 594	\$ 386	37%	1,69
6,8	86	\$ 87	\$ (68)	23%	1,51

Como se puede observar, la Tasa Interna de Retorno (TIR) para el tenor de corte de 6,8g/t es de 23%. Esta tasa es aceptable desde el punto de vista financiero, considerando una tasa de oportunidad anual del 20%, sin embargo, si el inversionista tiene una exigencia de rentabilidad del 25%, esta tasa no es atractiva. Por esta razón, el Valor Presente Neto (VPN) es negativo, al tomar como referencia una exigencia de rentabilidad del 25%.

La relación beneficio/ costo del tenor de corte de 6,8 g/t es de 1,51, para lo cual se concluye que el proyecto es viable desde el punto de vista financiero, pues los beneficios son mayores que los costos.

En las figura 9.30 a 9.33 se muestran el comparativo de la TIR, el VPN y la RB/C, del tenor de 7,6g/t utilizado como referencia en el estudio financiero y el tenor de corte estimado en 6,8g/t.

Figura 9.30. Tenor de corte vs TIR.

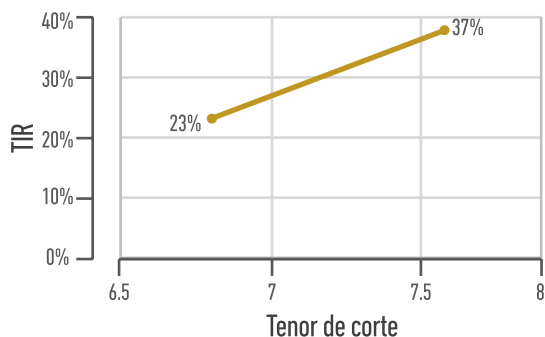


Figura 9.31. Tenor de corte vs RB/C.

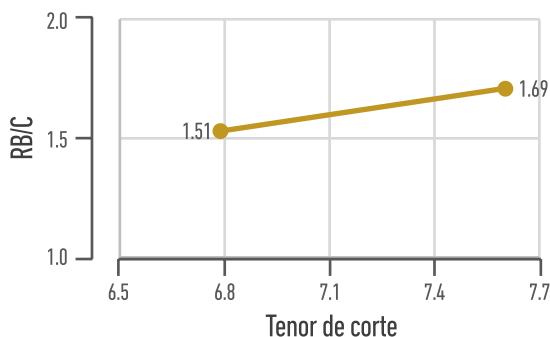


Figura 9.32. Tenor de corte vs VPN 20%.

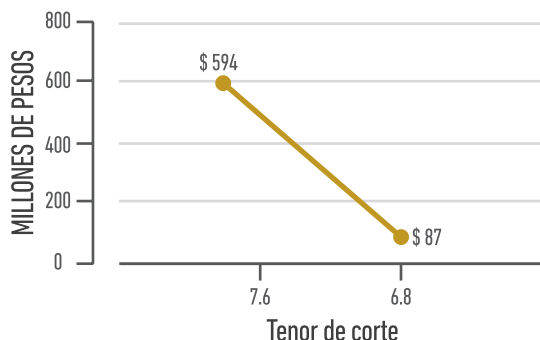
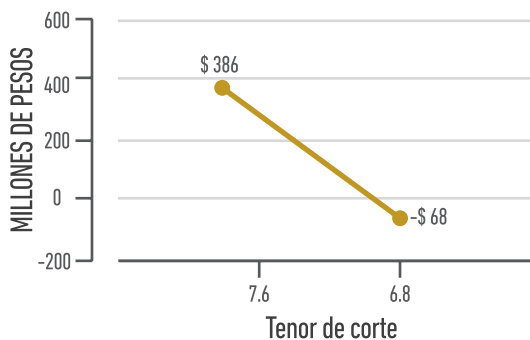


Figura 9.33. Tenor de corte vs VPN 25%.



10.

GLOSARIO

El objetivo de este glosario es unificar los conceptos técnicos que se emplean en el contenido de la guía, con la intención de que los mineros a quienes está dirigida se apropien y apliquen los términos correctos frecuentes en su actividad productiva.

Es común encontrar en las minas imágenes religiosas a las cuales se encomienda la protección de la mina y operarios que laboran allí. Fotografía tomada por Jaime Mojica, Servicio Geológico Colombiano



Acopio. 1. Acción y el efecto de acopiar o reunir. 2. Se entiende como el sitio donde se ubican los minerales que se extraen.

Acotar. Hacer o poner números o cotas en un croquis, mapa topográfico, plano, etc.

Actividad económica. Es la creación de valor agregado mediante la producción de bienes y servicios en la que intervienen la tierra, el capital, el trabajo y los insumos intermedios.

Activo. Conjunto de todos los bienes y derechos con valor monetario que son propiedad de una empresa, institución o individuo, y que se reflejan en su contabilidad.

Adecuación ambiental. Acción de manejo o corrección destinada a hacer compatible una actividad, obra o proyecto con el ambiente, o para que no lo altere significativamente.

Administradora de riesgos profesionales (ARP). Entidad aseguradora de riesgos profesionales reglamentada por el Decreto 1722 de 1994, que se refiere a la afiliación y a las cotizaciones del Sistema General de Riesgos Laborales.

Agua de drenaje de mina. Aguas que se bombean en los frentes de trabajo de minería, bien sea a cielo abierto o subterráneos.

Agua subterránea. Agua del subsuelo que ocupa la zona saturada.

Alteración. 1. Cambio en la composición química o mineralógica de una roca, producido generalmente por meteorización o por acción de soluciones hidrotermales. 2. En general, el término se refiere a cambios físicos o químicos experimentados por rocas y minerales después de su formación, promovidos por procesos exógenos como meteorización, o por procesos endógenos como magmatismo o fallamiento.

Alteración argílica. Tipo de alteración hidrotermal, también denominada argílica intermedia, caracterizada por la presencia de caolinita o montmorillonita.

Alteración filica. Tipo de alteración hidrotermal, también denominada cuarzo sericítica, o simplemente sericítica, caracterizada por el desarrollo de sericita y cuarzo secundario. Es el resultado de una hidrólisis moderada a fuerte de los feldspatos, en un rango de temperatura de 300 a 400 °C.

Alteración potásica. Alteración desarrollada en presencia de soluciones casi neutras y a altas temperaturas (400 a 600 °C), que se caracteriza por la formación de nuevos silicatos de potasio, como feldespato potásico secundario o mica (biotita) secundaria, con posible presencia de anhidrita.

Amortización. Reconocimiento contable de la pérdida gradual de valor de un activo fijo a lo largo de su vida física o económica. Los activos amortizables permiten dar como gasto del ejercicio un porcentaje de su valor.

Análisis. Proceso de identificar una pregunta, modelar un evento, investigar modelos, interpretar resultados y dar recomendaciones.

Ancho mínimo para explotación. Es el ancho mínimo horizontal que permite explotar una veta, según el equipo que se utilice. Si el ancho de la veta es menor que el ancho mínimo de minado, durante la explotación el tajo correspondiente tiene que ampliarse a este último ancho, lo que ocasiona una dilución.

Arcilla. 1. El término hace referencia a rocas sedimentarias y, en general, a un material terroso de grano fino que se hace plástico al ser mezclado con una cantidad limitada de agua. Las arcillas son siempre de grano muy fino, y el límite superior en el tamaño de los granos corresponde, por lo general, a un diámetro de 0,004 mm (menores de 4 µm). En mineralogía y petrografía sus variedades se conocen como arcillolitas.

Arena (rocas sedimentarias). Término textural usado para designar materiales o partículas producto de la desintegración natural o artificial de rocas preexistentes. Su tamaño oscila entre 0,0625 y 2 mm de diámetro.

Arenisca. Roca sedimentaria detrítica terrígena compuesta como mínimo por un 85% de materiales tamaño arena, generalmente granos de cuarzo más o menos redondeados, con tamaños entre 0,0625 y 2 mm. Son rocas comunes y se constituyen en componente esencial de numerosas series estratigráficas, en capas regulares o irregulares, y también en lentejones. El color de estas rocas varía de blanco a gris claro, o pueden encontrarse di-

versamente coloreadas, según la naturaleza del cemento, como rojo (óxidos de hierro), verde (glauconita) y otros. Las variedades se distinguen por el tamaño del grano, la naturaleza del cemento o la presencia de elementos particulares. Su mineral esencial es el cuarzo; sus minerales accesorios, el feldespato, micas, cemento silíceo, de óxidos de hierro y de calcita. A veces contiene minerales pesados, como el rutilo, entre otros. Su textura es de grano medio y redondeado. Su distribución es homogénea y pocas veces contienen fósiles.

Arranque. El arranque de un mineral es la fragmentación del macizo rocoso hasta reducirlo a un tamaño que permita su manipulación para ser cargado y transportado. El arranque puede ser realizado con métodos mecánicos (forma continua y discontinua) y también por medio de la perforación con sustancias explosivas (forma discontinua).

Arranque mecánico. En este tipo de arranque se usan máquinas que utilizan los impactos, la roza, la fuerza hidráulica, el rípiado o la excavación para desprender el mineral. En minería subterránea se usan máquinas de impacto tales como martillo hidráulico, martillo eléctrico y martillo neumático.

Autoridad ambiental. Es la autoridad que tiene a su cargo fiscalizar los recursos naturales renovables; aprobar estudios de impacto ambiental; adoptar términos y guías; aprobar o no la licencia ambiental, de acuerdo con el artículo 195 de la Ley 685 del 2001; delimitar geográficamente las reservas forestales; sancionar de acuerdo con las normas ambientales, y recibir los avisos de iniciación y terminación de las explotaciones mineras.

Autoridad minera. Es el Ministerio de Minas y Energía o, en su defecto, la autoridad nacional que, de conformidad con la organización de la Administración Pública y la distribución de funciones entre los entes que la integran, tiene a su cargo la administración de los recursos mineros, la promoción de los aspectos atinentes a la industria minera, así como la administración del recaudo y distribución de las contraprestaciones económicas, con el fin de desarrollar las funciones de titulación, registro, asistencia técnica, fomento, fiscalización y vigilancia de las obligaciones emanadas de los títulos y solicitudes de áreas mineras.

Azimut. 1. Dirección de una línea medida en sentido de las agujas del reloj, referida a un sistema de referencia, usualmente la red de meridianos. 2. Ángulo medido en el sentido de las agujas del reloj a partir del norte; su valor está comprendido entre 0 y 360 grados sexagesimales (400 grados centesimales). Se denomina “rumbo” si se mide con respecto al norte magnético, mientras que se emplea el término azimut geográfico si se mide con respecto al norte geográfico. 3. Ángulo que con el meridiano forma el círculo vertical que pasa por un punto de la esfera celeste o del globo terráqueo.

Bb

Barequeo. Lavado de arenas por medios manuales, sin ninguna ayuda de maquinaria o medios mecánicos, con el objeto de separar y recoger metales preciosos contenidos en dichas arenas. También puede aplicarse a la recolección de piedras preciosas y semipreciosas.

Barrena. 1. Herramienta que se usa para perforar. 2. Parte de una herramienta de perforación que corta la roca. Se le llama barreno a un agujero practicado en una roca, que se rellena de pólvora u otro explosivo, para hacerla volar.

Barretero. Minero que con una barrena y una maceta, una porra o un martillo pesado, abre orificios (barrenos) que se llenan de pólvora u otros explosivos que, al estallar, sueltan los minerales de la roca.

Bauxita. Roca formada por óxidos de aluminio y de hierro hidratados (fórmula $Al_2O_3 \cdot xH_2O$) que suele presentar aspecto terroso, arcilloso o pisolítico, con colores que van del blanco sucio al pardo, con zonas más oscuras. Es la única mena comercial del aluminio. Su composición química es variable en el detalle, y define su calidad industrial. Las bauxitas se explotan para la extracción metalúrgica del aluminio, del que son la única mena. Los principales yacimientos de bauxita se localizan en Australia, Brasil, Guayana y Surinam.

Beneficio de minerales. Conjunto de operaciones empleadas para el tratamiento de menas y minerales por medios físicos y mecánicos, con el fin de separar los componentes valiosos de los constituyentes no deseados a partir de las diferencias en sus propiedades.

Bienes finales. Bienes y servicios que conforman la demanda final; son aquellos cuyo proceso de producción se ha concluido en el periodo y están disponibles para su utilización; la mayor parte ha sido técnicamente terminada, es decir, no será objeto de una nueva transformación en el periodo.

Bioacumulación. Es el proceso de acumulación de sustancias químicas en organismos vivos, de forma que alcanzan concentraciones más elevadas que las concentraciones en su medio o en los alimentos. Las sustancias

propensas a la bioacumulación alcanzan concentraciones crecientes a medida que se avanza en el nivel trófico en la cadena alimenticia.

Biogeoquímico(a). Interacción entre los compuestos geoquímicos y los organismos vivos. La biogeoquímica es necesaria para comprender el funcionamiento de los seres vivos, desde el nivel de organización celular hasta el ecosistema que conforman. Además, esta ciencia permite comprender el porqué de muchos de los problemas ambientales (cambio climático, destrucción de la capa de ozono, contaminación ambiental), y de procesos esenciales para la sociedad (producción de cultivos, reciclaje de residuos, depuración ambiental). El desarrollo de la biogeoquímica se adapta muy bien a aquellas regiones que presentan una vegetación muy densa y donde la cartografía geológica es difícil de ser llevada a cabo por ausencia de afloramientos.

Bocamina. 1. La entrada a una mina, generalmente consistente en un túnel horizontal. 2. Sitio en superficie por donde se accede a un yacimiento mineral.

Bomba (equipo). 1. Máquina para evacuar agua u otro líquido, accionada eléctrica o neumáticamente. 2. Aparato mecánico utilizado para transferir líquidos o gases de un lugar a otro, por ejemplo, la bomba de Cornualles (tipo de bomba desarrollada en Cornualles, Inglaterra, utilizada en el siglo XIX en minas profundas para elevar agua subterránea) o la bomba de trasiego. 3. Aparato mecánico para comprimir o atenuar gases.

Broca. 1. Aparato o herramienta utilizada para el corte de suelos y rocas, utilizada en perforaciones o sondeos del subsuelo, que se ensambla en la parte final de la sarta de perforación.

Buzamiento (geología general). Ángulo de inclinación que forma un filón, estructura o capa rocosa con un plano horizontal, medido perpendicularmente a la dirección o rumbo del filón.

Cc

Capacidad minera instalada. Es la máxima cantidad de producción que una mina ha sido diseñada para producir.

Capital. 1. Stock de recursos disponibles en un momento determinado para la satisfacción de necesidades futuras; es decir, es el patrimonio poseído susceptible de generar una renta. Constituye uno de los tres principales elementos que se requieren para producir un bien o un servicio. 2. Es la suma de todos los recursos, bienes y valores movilizadas para la constitución y la puesta en marcha de una empresa.

Capital de inversión. Es la suma de todos los recursos, bienes y valores movilizadas para la constitución y la puesta en marcha de una empresa. Es su razón económica. Cantidad invertida en una empresa por los propietarios, socios o accionistas.

Canteras de formación de aluvión. Llamadas también canteras fluviales. Corresponden a las canteras situadas en las laderas de ríos, donde éstos, como agentes naturales de erosión, transportan durante grandes recorridos las rocas y aprovechan su energía cinética para depositarlas en zonas de menor potencialidad para formar grandes depósitos de estos materiales, entre los cuales se encuentran desde cantos rodados y gravas hasta arena, limos y arcillas. En el entorno ambiental, una cantera de aluvión tiene mayor aceptación en terrazas alejadas del área de influencia del cauce que directamente sobre él. En las canteras de río, los materiales granulares que se encuentran son muy competentes en obras civiles, debido a que el continuo paso y transporte del agua desgasta los materiales y al final quedan aquellos que tienen mayor dureza y, además, con características geométricas típicas, como sus aristas redondeadas. Estos materiales son extraídos con palas mecánicas y cargadores de las riberas y cauces de los ríos.

Cartucho de explosivo. 1. Explosivo de dimensiones específicas y debidamente forrado con papel especial. 2. Carga cilíndrica de explosivos (indugel, fexagel y otros).

Chimenea. 1. Una entrada vertical a una mina hecha hacia abajo desde la superficie. 2. Excavación vertical o inclinada que desemboca directamente en la superficie y está destinada a la extracción del mineral, al descenso y al ascenso del mineral y los materiales. En la chimenea van canalizados los cables eléctricos, las tuberías de conducción de agua y aire comprimido; a través de esta se efectúa la ventilación de todas las labores subterráneas.

Cianuración. Método para extraer oro o plata a partir de un mineral triturado o molido, mediante disolución en una solución de cianuro de sodio o potasio.

Cianuro de sodio. Compuesto químico ampliamente usado en las plantas de tratamiento de minerales de oro para disolver oro y plata.

Ciclo geoquímico. Ocurrencia de cambios geológicos que se dividen en dos etapas: ciclo mayor, que comprende todos los procesos involucrados en la formación de rocas (ígneas, sedimentarias y metamórficas); ciclo menor, asociado a la formación de suelos a partir de las rocas preexistentes. Ambas etapas se reintegran en diferentes momentos de la cadena para dar nuevamente inicio al proceso o ciclo geoquímico.

Ciclo minero. Diferentes fases que ocurren durante el desarrollo de un proyecto minero, definidas en el Plan Nacional de Desarrollo Minero del Ministerio de Minas y Energía, que abarcan desde la gestación de un proyecto hasta su cierre. El ciclo minero tiene las siguientes cinco fases: gestación del proyecto, exploración, desarrollo minero, producción y desmantelamiento.

Cierre y abandono. Finalización de la explotación, abandono de montajes y de infraestructura. Se le llama abandono a la fase del ciclo minero durante la cual tiene lugar la disminución gradual de la producción, se lleva a cabo la ejecución del plan de cierre de la mina y del plan de restauración geomorfológica y ambiental del área intervenida. En esta etapa se retiran los equipos e infraestructura. (MME, 2015).

Cinética. Velocidad de disolución de un analito. En el caso de la cianuración, se denomina velocidad de disolución de oro. Cantidad de sustancia/tiempo.

Cizalla. Deformación resultante del esfuerzo que causa o tiende a causar que partes contiguas de un cuerpo se deslicen relativamente una con otra en una dirección paralela a su plano de contacto. Este es el modo de falla de un cuerpo en el cual la porción de masa sobre un lado de un plano o superficie se desliza y pasa sobre el lado opuesto. Este término también se usa para referirse a superficies y zonas de falla por cizalla, y a superficies a lo largo de las cuales han ocurrido movimientos diferenciales.

Clasificación (beneficio). Operación de separación de los componentes de una mezcla de partículas de minerales en dos o más fracciones, de acuerdo con su tamaño, forma y densidad. Cuando se realiza en medio húmedo, la operación también depende de las propiedades del fluido en el que se encuentran las partículas, así como de las características reológicas de la pulpa.

Clasificación manual. Selección manual de material en concentrados o preconcentrados antes de ser llevados a la planta de beneficio. La selección puede ser, en el caso de menas de oro, negativa (eliminación de material de ganga) o positiva (selección de granos gruesos de oro); en ambos casos se reduce la carga de material que va a la planta de beneficio.

Código de minas. Cuerpo de normas que regulan las relaciones entre los organismos y entidades del Estado, y de los particulares entre sí, sobre las actividades de prospección, exploración, explotación, beneficio, transporte, aprovechamiento y comercialización de los recursos no renovables que se encuentren en el suelo o el subsuelo, sean de propiedad de la nación o de privados. Estas normas están contenidas en la Ley 685 del 2001, Código de Minas vigente (Congreso de la República de Colombia, 2001).

Comercialización. En minería, compraventa de minerales o de cualquier producto resultante de la actividad minera.

Compresor. Máquina para producir aire comprimido, con una presión mayor a la atmosférica, mediante la elevación de la presión del aire al valor de trabajo deseado. El aire comprimido pasa de la estación compresora y llega a las instalaciones a través de tuberías. Se distinguen dos tipos básicos de compresores: el primero trabaja según el principio de desplazamiento; en él la compresión se obtiene por la admisión de aire en un recinto hermético, donde se reduce el volumen del gas, lo que incrementa la presión interna. El segundo tipo es el compresor dinámico, que funcionan por aceleración molecular: el aire se aspira y es acelerado a gran velocidad; la energía cinética del aire se convierte en presión estática.

Concentración (beneficio). Operación unitaria en la cual se busca eliminar el material que no es de interés económico con el fin de disminuir el volumen de mineral que debe procesarse. Para esta separación se pueden utilizar propiedades físicas (diferencia de densidad, atracción de campos magnéticos o eléctricos) o físico-químicas de los minerales.

Concentración gravimétrica. Método de concentración que aprovecha la diferencia en el peso específico entre los minerales que se quieren separar.

Concentración mecánica. Tratamiento del mineral bruto por procedimientos físicos que aumentan su riqueza al eliminar una parte mayor o menor del material estéril. Entre tales procedimientos figuran el lavado, la clasificación, trituración, molienda, dimensionado y pulido de rocas.

Concentración por medios densos. Método de concentración que se basa en la diferencia de densidades entre el fluido empleado para la operación y los minerales que interesa separar. Durante el proceso, las partículas más densas que el fluido se hunden, mientras las livianas flotan.

Concentración residual. Acumulación de minerales in situ como resultado de procesos de meteorización de las rocas. Las lateritas se producen por este tipo de procesos.

Concentrado. Es el producto enriquecido de las operaciones de concentración de minerales.

Concentrado bulk. Concentrado que contiene más de un metal con valor comercial.

Concentrador (industria minera). 1. Planta donde la mena es separada en material de valor (concentrados) y material de desecho (colas). 2. Se le llama así a un aparato de la planta de concentración, como las celdas de flotación, jigs, electromagnetos, mesa vibratoria, entre otros. 3. Aparato en el que, mediante aire, agua o gravedad, se lleva a cabo la concentración mecánica de una mena.

Concentrador centrífugo. Son equipos que utilizan la fuerza centrífuga generada por la rotación a alta velocidad del depósito que se alimenta con el mineral en forma de pulpa. Uno de estos equipos es el concentrador Knelson.

Concentrados de batea. Fracción pesada de un sedimento que se obtiene por separación mecánica mediante movimiento circular de la batea para determinar el contenido de minerales metálicos o de alto peso específico.

Concentrador de espiral. Concentrador conformado por cinco o seis espirales cerrados en los cuales se efectúa la separación por efecto de la fuerza centrífuga. El funcionamiento de un concentrador de espiral está basado en el principio de concentración a través de un flujo laminar. Este fenómeno se fundamenta en el hecho de que una partícula que se desliza en un canal circular a través de una película de fluido está sujeta, por lo menos, a cuatro fuerzas: fuerza gravitacional, fuerza centrífuga, empuje del líquido y roce contra el fondo del canal.

Concentrador Knelson. Concentrador centrífugo que cuenta con un cono invertido, dotado en su interior con una serie de rebordes circulares. La rotación del cono desarrolla fuerzas del hasta sesenta veces la fuerza de la gravedad. Al alimentarlo con la pulpa se establece un lecho o zona de concentración donde las partículas más pesadas quedan atrapadas en el lecho. A través de unas perforaciones existentes en la pared del cono se inyecta agua para evitar la compactación del lecho y crear cierta fluidez que permita concentrar las partículas de mayor densidad. Los equipos más grandes de este tipo pueden tratar hasta noventa toneladas métricas por día.

Concordancia. Relación geométrica entre dos unidades estratigráficas superpuestas en las que existe paralelismo entre los materiales infra y suprayacentes.

Construcción y desarrollo. Comprende el conjunto de actividades que permiten el acceso al yacimiento y el establecimiento de la infraestructura para el proyecto. Incluye la adquisición de permisos para iniciar la explotación, el diseño y el planeamiento detallado de la explotación, además de trabajos previos que se realizan para llegar a la mina: vías de acceso, instalaciones, servicios sanitarios, instalaciones eléctricas y de agua, campamentos, montajes mineros y de beneficio.

Construcción y montaje. Consiste en la preparación de los frentes mineros y en la instalación de obras, servicios, equipos y maquinaria fija necesarios para iniciar y adelantar la extracción o la captación de los minerales, su acopio, su transporte interno y su beneficio.

Contaminación ambiental. Acción que resulta de la introducción por el hombre, directa o indirectamente, en el medio ambiente, de contaminantes que, tanto por su concentración, al superar los niveles máximos permisibles establecidos, como por el tiempo de permanencia, hacen que el medio receptor adquiera características diferentes de las originales, perjudiciales o nocivas para la naturaleza, la salud y la propiedad.

Contrato de concesión. Son contratos administrativos celebrados entre el Estado (Ministerio de Minas y Energía, como representante de la Nación) y un particular (persona natural o jurídica) para efectuar, por cuenta y riesgo de este, los estudios, trabajos y obras de exploración de minerales de propiedad estatal que puedan encontrarse en una zona determinada, y para explotarlos en los términos y condiciones establecidos en la legislación vigente en el momento de su celebración. Comprende como parte de su objeto las fases de exploración técnica, explotación económica, beneficio de los minerales y cierre o abandono de los trabajos, y obras correspondientes.

Control de aguas o desagüe (industria minera). En minería, acciones y obras para la evacuación de aguas de desecho, como sistemas técnicos para la evacuación de aguas en forma de cunetas y estaciones de bombeo, entre otros.

Costo (finanzas). 1. En un sentido amplio, es la medida de lo que se debe dar o sacrificar para obtener o producir algo. 2. Es un gasto, una erogación o desembolso en dinero o especie, acciones de capital o servicios, hecho a cambio de recibir un activo. El efecto tributario del término costo (o gasto) es el de disminuir los ingresos para

obtener la renta. 3. La transformación o la destrucción de valor en el transcurso de actividades onerosas destinadas a la producción de bienes o utilidad.

Costo ambiental. Son los gastos necesarios para la protección, la conservación, el mejoramiento y la rehabilitación del medio ambiente. Es el valor económico que se les asigna a los efectos negativos de una actividad productiva para la sociedad.

Costo de conversión. Equivale a los recursos invertidos en procesar el mineral de una etapa a otra del beneficio.

Costo de inversión. Costo equivalente a los intereses correspondientes al capital invertido en una maquinaria, equipo o en cualquier actividad que conduzca a una mejora en la producción.

Costo de operación. Es el total que se deriva de las erogaciones que hace el contratista por concepto del pago de salarios al personal y de todos los otros gastos relacionados con el desarrollo de la operación.

Costo por depreciación. Es el que resulta de la disminución del valor original de la maquinaria.

Costo por mantenimiento. Costos originados por todas las erogaciones necesarias para conservar la maquinaria en buenas condiciones, a efectos de que trabaje con rendimiento normal durante su vida económica. Se divide en mayor y menor: en el mantenimiento mayor se consideran todas las erogaciones necesarias para efectuar reparaciones a la maquinaria en talleres especializados, o aquellas que deban realizarse en el campo, con personal especializado, y que requieran retirar la maquinaria de los frentes de trabajo por un tiempo considerable; incluye mano de obra, repuestos y renovación de partes de la maquinaria, así como otros materiales necesarios. En el mantenimiento menor se consideran todas las erogaciones necesarias para efectuar los ajustes rutinarios, reparaciones y cambios de repuestos que se efectúan en las propias obras, así como cambios de líquidos hidráulicos, aceites de transmisión, filtros, grasas y estopas. Incluye el personal y el equipo auxiliar que realizan estas operaciones de mantenimiento, los repuestos y otros materiales que sean necesarios.

Crédito. Transacción que implica una transferencia de dinero con el compromiso de que será reembolsado transcurrido un determinado tiempo. Generalmente incluye el pago de una remuneración en forma de intereses. Quien transfiere el dinero se convierte en acreedor, y el que lo recibe, en deudor.

Cristalización. Formación de porciones de materia con estructura cristalina, y en ciertos casos, con formas poliédricas, a partir de una solución o de un líquido, gas o sólido amorfo. Cuando un metal líquido se solidifica, los átomos asumen una posición definitiva en la red cristalina. La fatiga o falla de los metales debido a esfuerzos repetitivos, algunas veces es erradamente atribuida a la cristalización.

Cruzada. Son labores horizontales, perpendiculares al rumbo del cuerpo mineralizado.

Dd

Dato. Hecho verificable sobre la realidad; un dato puede ser una medida, una ecuación o cualquier tipo de información que pueda ser verificada (en caso contrario se trataría de una creencia).

Demanda. 1. Precio en dinero al que el mercado está dispuesto a comprar. 2. Es la manifestación de la voluntad de comprar un número de unidades de un título valor a un precio dado en el mercado de valores, expresada por un comisionista según órdenes recibidas de algún cliente.

Depósito mineral. Concentración natural de sustancias minerales útiles, que bajo circunstancias favorables puede ser extraída con beneficio económico.

Derecho a explotar. Es el derecho que tiene el beneficiario de un título minero para realizar un conjunto de operaciones que tienen por objeto la extracción o la captación de los minerales yacientes en el suelo o el subsuelo dentro de un área determinada.

Derrumbe. 1. Hundimiento de un tajo o un corte (cámara). 2. Colapso de labores mineras.

Desabombar. Actividad que consiste en detectar y forzar la caída, controlada, de fragmentos de roca relativamente grandes, o “planchones” o “petacas” (fragmentos de roca) que se encuentren fracturados y ligeramente desprendidos del techo o los costados de una galería o labor minera subterránea, y que podrían caer de improviso. Esta actividad es obligatoria y periódica en las zonas agrietadas.

Desanche. Método de retirar mineral para formar una cavidad o una cámara subterránea en un depósito de filones estrechos. Primero es volada la roca de respaldo a un lado del filón, y después, el mineral.

Desarrollo (minería subterránea). El desarrollo es una etapa intermedia entre la exploración y la extracción propiamente dicha, y comprende las labores mineras encaminadas a crear los accesos y vías internas dentro del depósito, con el fin de preparar la extracción y el transporte del mineral. El desarrollo puede ser productivo o improductivo. Este último, en minería subterránea, ocurre cuando el avance se realiza en estéril (cruzadas). En cambio, es productivo cuando el avance horizontal se realiza con extracción de mineral (construcción de guías). (MME, 2015).

Desarrollo sostenible. 1. Desarrollo que conduce al crecimiento económico, a la elevación de la calidad de vida, a la productividad de las personas y al bienestar social, sin agotar la base de los recursos naturales renovables en que se sustenta, ni deteriorar el medio ambiente o el derecho de las generaciones futuras a utilizarlo para la satisfacción de sus propias necesidades, es decir, fundado en medidas apropiadas para la preservación de la integridad de los ecosistemas, la protección del ambiente y el aprovechamiento de los elementos naturales, de manera que no se comprometa la satisfacción de las necesidades de las generaciones futuras. 2. Es el mejoramiento de la calidad de vida humana ajustada a la capacidad de carga de los ecosistemas; implica la satisfacción de las necesidades actuales sin comprometer la satisfacción de las necesidades de las futuras generaciones.

Detonador eléctrico. Fulminantes elaborados de tal manera que pueden hacerse detonar cuando una corriente eléctrica pasa por los hilos de conexión.

Detrítico. Materiales sedimentarios conformados por fragmentos de rocas preexistentes.

Diagrama de operaciones (beneficio) (diagrama de flujo). Es una representación gráfica de la secuencia de operaciones realizadas durante el procesamiento de un mineral.

Difracción de rayos X. Es una técnica instrumental no destructiva que sirve para analizar un amplio rango de materiales, tales como minerales, polímeros, catalizadores, plásticos, compuestos farmacéuticos, cerámicos y semiconductores, entre otros.

Dilución. Material de bajo o nulo tenor de mineral valioso (estéril) que se extrae durante las operaciones mineras y por lo tanto forma parte de las reservas.

Dique. Cuerpo tabular de roca ígnea intrusiva, relativamente largo y delgado, que rellena una fisura o una fractura profunda en rocas más antiguas, y las corta discordantemente (corta la estratificación de las capas). Pueden aparecer varios diques dispuestos paralelamente entre sí, y cuando son afectados por erosión pueden dar lugar a relieves descalzados, por ser los materiales del dique más resistentes que los circundantes, o formar una depresión en forma de fosa, en el caso contrario.

Discordancia. Es una superficie de erosión entre dos cuerpos de roca, que representa un hiato o espacio significativo en la sucesión estratigráfica.

Distrito minero. Porción o área de terreno de un país, generalmente designada con un nombre, cuyos límites han sido descritos y dentro de la cual existen minerales que son extraídos según las reglas y regulaciones establecidas por los mineros locales. No existe límite de extensión territorial para definir un distrito minero, y sus linderos se pueden cambiar, siempre y cuando no se afecten otros derechos.

Dorsales. Conocidas también como dorsales meso-oceánicas, son elevaciones submarinas o sistemas montañosos de las cuencas oceánicas, a lo largo de las cuales se producen episodios de rifting, que implican formación de corteza oceánica nueva, a medida que el magma fluye en forma ascendente y se solidifica. Las dorsales están relacionadas con procesos de tectónica de placas del tipo divergente, que implica que el fondo oceánico (corteza oceánica) vaya creciendo y se expanda.

Ee

Empresa. Unidad institucional o combinación más pequeña de unidades productivas institucionales que abarca y controla, directa o indirectamente, todas las funciones necesarias para realizar sus actividades de producción. Depende de una sola entidad propietaria o de control; puede, sin embargo, ser heterogénea en cuanto a su actividad económica, así como a su emplazamiento. En Colombia, corresponde a la persona jurídica.

Endógeno. Todos aquellos procesos geológicos que se generan en el interior de la Tierra, como, por ejemplo, metamorfismo, cristalización magmática y segregación magmática.

Erosión. 1. Fenómeno de descomposición y desintegración de materiales de la corteza terrestre por acciones mecánicas o químicas. 2. Pérdida física de suelo transportado por el agua o por el viento, causada principalmente por deforestación, el laboreo del suelo en zonas no adecuadas, en momentos no oportunos, con las herramientas propias o utilizadas en exceso, especialmente en zonas de ladera, con impactos adversos tan importantes sobre el recurso como la pérdida de la capa o del horizonte superficial con sus contenidos y calidades de materiales orgánicos, fuente de nutrientes y cementantes que mantienen una buena estructura y, por tanto, un buen paso del agua y el aire. En la minería, la erosión hídrica es la más grave, y puede ser laminar, en regueros o surcos y en barrancos o cárcavas. 3. Conjunto de procesos externos (exógenos) que mediante acciones físicas y químicas (como agua, hielo o viento) transforman las formas creadas por los procesos endógenos.

Escala de minería. Escala de clasificación que toma como base fundamental el volumen o el tonelaje de materiales útiles y estériles extraídos de una mina durante un determinado período de tiempo. De la capacidad instalada de extracción de materiales dependen las inversiones, el valor de la producción, el empleo, el grado de mecanización de la mina y demás aspectos de orden técnico, económico y social. Los rangos de producción dependen del mineral o material que se explote.

Escala de valores del oro. Escala utilizada para medir la pureza del oro, cuya unidad es el quilate. Cubre un rango de uno a veinticuatro quilates, y el oro de mayor pureza es calificado con veinticuatro quilates. Si una pieza tiene doce quilates, quiere decir que la aleación con la que está fabricada tiene 50% de oro.

Espesor. Ancho o grosor de una veta, estrato u otra masa mineral, medido perpendicularmente o en la misma dirección del buzamiento y el rumbo. El espesor real es siempre el ancho de la veta, estrato u otro, en su punto más delgado. El espesor real de una veta muestreada puede hallarse según la fórmula $e = h \times \text{sen } \alpha$, donde h = espesor horizontal, e = espesor real, y α = ángulo de buzamiento. En esta fórmula, el ángulo “ α ” se sabe por mediciones previas, y el ancho horizontal puede medirse con un nivel. Es importante que el ancho horizontal sea medido en ángulo recto con respecto al rumbo.

Estéril. 1. Se dice de la roca o del material de vena que prácticamente no contiene minerales de valor recuperables, que acompañan a los minerales de valor y que es necesario remover durante la operación minera para extraer el mineral útil.

Estratificación. 1. Estructuración o arreglo en capas de una roca determinada. 2. Proceso de arreglo de las rocas sedimentarias, originado por algún cambio en la naturaleza de los materiales que están siendo depositados o en las condiciones del ambiente de sedimentación.

Estudio de factibilidad. Comprende toda la información con la que se realiza la evaluación de un proyecto, que habilita para tomar la decisión definitiva sobre la realización o sobre el proyecto mismo. El estudio de factibilidad debe suministrar una base técnica económica y comercial para tomar la decisión sobre inversiones que vayan a realizarse en un proyecto minero industrial, lo mismo que sobre sus condiciones operativas y procedimientos asociados.

Estudio de factibilidad minera. Estudio en el cual se recopila la información geológico-minera obtenida desde el reconocimiento hasta la exploración detallada: se modela el yacimiento, se diseña la explotación, se determina el volumen de reservas recuperables y se evalúan la calidad técnica y la viabilidad económica del proyecto de explotación minera. Este estudio permite verificar todas las informaciones geológicas, técnicas, ambientales, jurídicas y económicas relativas al proyecto; conduce a la toma de decisiones en materia de inversiones y constituye un documento que los bancos aceptan para las gestiones de financiación de un proyecto.

Estudio de impacto ambiental (EIA). 1. Documento técnico que debe presentar el titular del proyecto del cual se efectuará la declaración de impacto ambiental, que es recopilado antes de iniciar un proyecto; este estudio examina los efectos que tendrán las actividades del proyecto sobre las áreas naturales circundantes de un terreno. 2. Instrumento de planificación ambiental para la toma de decisiones con respecto al desarrollo de acciones o proyectos, exigido por la autoridad ambiental, de carácter preventivo, cuyo propósito es identificar, valorar y definir las medidas de preservación, mitigación, control, corrección y compensación de los impactos o consecuencias, y efectos ambientales que las acciones de un proyecto, obra o actividad pueden causar sobre la calidad de vida del hombre y su entorno. El contenido del EIA incluye: a) resumen del EIA; b) descripción del proyecto; c) descripción de los procesos y las operaciones; d) delimitación, caracterización y diagnóstico de las condiciones ambientales de las áreas de influencia; e) estimación y evaluación de impactos ambientales, y f) plan de manejo ambiental para prevenir, mitigar, corregir y compensar posibles impactos. Debe incluir plan de seguimiento y monitoreo, y plan de contingencia.

Estudio de prefactibilidad. Es una evaluación preliminar de la idea de un proyecto. Es la definición de un plan sobre el cual trabajar, con cálculo de los costos, basado en datos físicos y experimentales limitados. En términos

generales, este tipo de estudio consiste en realizar una evaluación más profunda de las alternativas encontradas viables y en determinar la bondad de ellas. Su principal finalidad es apoyar la decisión sobre la viabilidad o inviabilidad del proyecto, o determinar la necesidad de análisis más detallados.

Estudios geológicos. Recopilación de información geológica de un área o una región, con el objetivo primordial de desarrollar minería, exploración minera u obras civiles, entre otras acciones. Un estudio geológico provee información sobre litología, estructuras y presencia de minerales, entre otros aspectos. Estos estudios pueden ser generales o detallados; por ejemplo, en el caso de túneles para obras civiles, un estudio geológico suministra información metro a metro de la zona que se va a perforar, con detalles de la estructura, la permeabilidad, los niveles freáticos, la dureza de las distintas unidades rocosas y otros aspectos necesarios para determinar la solución a los problemas que se van a encontrar antes de que la perforación alcance las zonas donde existan estos posibles problemas, para de esta manera ahorrar tiempo y dinero e incluso salvar vidas humanas.

Evaluación del proyecto. Se basa en el estudio de factibilidad del proyecto, en la evaluación económica (costos, inversiones) y en el análisis de reservas. Además, se realizan los trámites legales, sociales, mineros y ambientales, así como el planeamiento minero.

Excavación. 1. Proceso de remoción de material de suelo o roca de un lugar para transportarlo a otro. La excavación incluye operaciones de profundización, voladura, ruptura, cargue y transporte, tanto en superficie como bajo tierra. 2. Pozo, fosa, hoyo o cualquier corte resultante de una excavación.

Exploración. Consiste en lograr un conocimiento detallado del depósito mineral descubierto en la etapa de prospección. Para ello se realiza un modelo geológico y de recursos del yacimiento y se adelanta el estudio de prefactibilidad para determinar si vale la pena continuar o no con el proyecto.

Explosiones de polvo de sulfuro. En las minas subterráneas, es el riesgo de combustión espontánea de polvo que contiene sulfuros minerales y es transportado por el aire.

Explosivo. Los explosivos son sustancias que tienen poca estabilidad química y que son capaces de transformarse violentamente en gases. Esta transformación puede realizarse a causa de una combustión o por acción de un golpe, impacto, fricción u otra causa, en cuyo caso dichas sustancias reciben el nombre de explosivos detonantes, como es el caso de las dinamitas y los nitratos de amonio.

Explotación (industria minera). 1. Proceso de extracción y procesamiento de los minerales, así como la actividad orientada a la preparación y el desarrollo de las áreas que abarca el depósito mineral. 2. Es la aplicación de un conjunto de técnicas y normas geológico-mineras y ambientales para extraer un mineral o depósito de carácter económico, para su transformación y comercialización. 3. El artículo 95 de la Ley 685 de 2001 (Código de Minas) define la explotación como “el conjunto de operaciones que tienen por objeto la extracción o captación de los minerales yacientes en el suelo o subsuelo del área de la concesión, su acopio, su beneficio y el cierre y abandono de los montajes y de la infraestructura”.

Explotaciones pequeñas. Se consideran explotaciones pequeñas y de poca profundidad las que se realizan con herramientas e implementos simples de uso manual, accionados por la fuerza humana, y cuya cantidad extraída no sobrepasa las 250 toneladas anuales de material.

Explotaciones tradicionales. Las explotaciones tradicionales son aquellas áreas en las cuales hay yacimientos de minerales explotados tradicionalmente por numerosas personas vecinas del lugar y que, por sus características y ubicación socioeconómica, son la única fuente de abastecimiento regional de los minerales extraídos.

Exógeno. Son todos los procesos geológicos superficiales, como, por ejemplo, la meteorización.

Extraíble (mineral de interés o valioso). Parte económica o subeconómica del yacimiento que puede ser extraída durante la operación normal de la mina.

Ff

Factibilidad. es un estudio técnico y económico exhaustivo de la opción de desarrollo seleccionada para un proyecto minero, que incluye evaluaciones apropiadamente detalladas de los factores modificadores aplicables, junto con cualquier otro factor operacional relevante y los análisis financieros detallados que son necesarios para demostrar, al momento de presentar el reporte que la extracción está razonable justificada (económicamente explotable). Los resultados de estudio pueden razonablemente servir como base para la decisión final para que el titular o institución bancaria, proceda al financiamientos o desarrollo del proyecto.”

Filón. Relleno de minerales que ha colmado una fisura en la corteza terrestre.

Fluidos hidrotermales. Son fluidos que pueden contener agua a alta temperatura, y son volátiles y químicamente activos. Su origen puede ser magmático o de aguas meteóricas que se calientan y ascienden. Los fluidos hidrotermales pueden transportar y depositar metales, lo cual produce alteraciones químicas en las rocas con las cuales interactúan.

Flujo de caja (cash flow). Refleja los cobros y pagos del negocio o empresa en un periodo determinado. No incluye partidas de la cuenta de resultados que no corresponden a movimientos de caja, como, por ejemplo, amortizaciones y provisiones.

Fundición. Proceso pirometalúrgico mediante el cual un metal es llevado del estado sólido al líquido.

Gg

Galerías. Túneles horizontales en el interior de una mina subterránea.

Ganga. 1. Minerales que no presentan interés económico en un yacimiento; aquella parte de una mena que no es económicamente deseable, pero que no puede ser desechada en minería. Es separada de los minerales de mena durante los procesos de concentración. Este concepto se opone al de mena. Es el material estéril o inútil que acompaña al mineral que se explota. Generalmente son minerales no metálicos, o bien la roca encajante, y muy ocasionalmente pueden ser minerales metálicos. Los minerales de ganga son aquellos que no son beneficiables, pero en algunos casos pueden llegar a ser económicamente explotables (al conocerse alguna aplicación nueva para estos), en cuyo caso dejarían de ser ganga; por ejemplo, el mineral de ganga es galena. 2. La roca de derroche que rodea un depósito de mineral; también la materia de menor concentración en un mineral.

Gas (industria minera). 1. Término usado por los mineros para referirse a un aire impuro, especialmente con combinaciones explosivas. 2. Gases combustibles (metano), mezcla de aire y gases combustibles, u otras mezclas de gases explosivos que se encuentran en las minas.

Gases esenciales. En minería, el aire atmosférico y el oxígeno, los gases indispensables para la vida del hombre.

Gases explosivos. En minería, gases que en altas concentraciones forman mezclas explosivas con el aire: metano (CH_4); monóxido de carbono (CO , explosivo en concentraciones entre 13 y 75%) y C_2H_2 y H_2S .

Gases nitrosos (NO y NO_2). Son derivados de diferentes óxidos de nitrógeno. Se encuentran como mezcla en diferentes concentraciones como productos habituales en las voladuras practicadas en los frentes. Estos dos gases no se separan nunca en esta situación, por lo que hay que reconocerlos juntos, aunque los porcentajes varíen constantemente. Producen la muerte por edema pulmonar, por lo que es preciso tener cuidado en los momentos inmediatos a la pega, y conviene regar la carga de tierra para disolverlos. Se detectan mediante tubos colorimétricos. Su característica más destacada es su olor acre.

Gases sofocantes. En minería, gases que producen ahogo, y en altas concentraciones pueden producir la muerte: nitrógeno (N_2); dióxido de carbono (CO_2), que cuando es mayor que 15% en volumen, es mortal; metano (CH_4) y el gas de carburo (C_2H_2), producido por la acción del agua sobre el carburo de calcio, que produce un característico olor a ajo.

Gases tóxicos. En minería, gases nocivos al organismo por su acción venenosa: monóxido de carbono (CO); humos nitrosos (de olor y sabor ácidos); sulfuro de hidrógeno (ácido sulfhídrico) (H_2S) (su límite permisible es de 8 pm), que tiene olor a huevos podridos, y anhídrido sulfuroso (SO_2), que en concentraciones mayores del 15% en volumen, es mortal (su límite permisible es de 1,6 pm).

Geólogo. Profesional que tiene conocimientos sobre la composición, la estructura y la evolución de la Tierra; conoce la distribución de las rocas en el espacio y en el tiempo. Esta distribución de las rocas y los minerales permite al geólogo encontrar yacimientos de minerales, petróleo y gas. Además, esta disposición permite conocer la geología, requisito para asentar edificios, puentes y carreteras sin riesgo para la vida humana.

Geoquímica. 1. Estudia la distribución, la dispersión en la naturaleza (ciclos) y la concentración de elementos químicos en minerales, cuerpos mineralizados, rocas, suelos, aguas y atmósfera, y toma como base las propiedades de sus iones y átomos. 2. Estudio espacial y temporal de los elementos químicos y sus especies, y de los procesos físico-químicos que controlan su movilidad, su transformación y su acumulación en el medio ambiente. 3. Estudio de los elementos químicos y de los procesos en los cuales intervienen, en el interior y sobre la superficie terrestre.

Geoquímica de minerales. Geoquímica de los metales principales y trazas componentes de los minerales.

Grava (rocas sedimentarias). Material redondeado producto de la desintegración, natural o artificial, de cualquier tipo de roca, especialmente de aquellas ricas en cuarzo, cuyo diámetro es superior a 2 mm.

Grisú. Mezcla de metano con aire en proporciones variables, que puede contener algún que otro gas (como etano y anhídrido carbónico, entre otros), si bien es el metano, que puede alcanzar porcentajes muy altos, el que determina sus características. Estas características son: altamente combustible y arde con llama azulada; es incoloro, insípido, asfixiante y pesa menos que el aire. Puede desplazar al oxígeno en la mezcla de aire hasta niveles en los que el porcentaje de oxígeno (O_2) sea lo suficientemente bajo para no permitir la supervivencia humana, y tiende a acumularse en los lugares altos de las labores, donde la velocidad de ventilación es insuficiente.

Guía (industria minera). Es una galería subterránea que sigue el rumbo del cuerpo mineralizado (vena, veta, filón, manto o capa). Las guías no tienen salida directa a la superficie y están destinadas al transporte de cargas, circulación de personal, ventilación, desagüe, y conducen a los frentes de trabajo.

Hh

Horizonte de evaluación del proyecto. Tiempo definido para medir la bondad financiera del proyecto.

Ii

Impacto ambiental. 1. Alteración o cambio neto parcial, positivo o negativo (adverso o benéfico), en el medio ambiente o en alguno de sus componentes, resultante de actividades, productos o servicios de una organización. Un impacto ambiental conduce a un problema ambiental. La intensidad de la alteración está relacionada con la capacidad de acogida del territorio donde se desarrolla la actividad impactante. 2. Efecto que las actuaciones humanas producen en el medio ambiente.

Impuesto. Pago obligatorio de dinero que exige el Estado a los individuos o empresas que no están sujetos a contraprestación directa, con el fin de financiar los gastos propios de la administración del Estado y la provisión de bienes y servicios de carácter público, tales como administración de justicia, gastos de defensa, subsidios y muchos otros. Solo por ley pueden establecerse los impuestos, de cualquier naturaleza que sean, señalarse sus modalidades, su repartición o su supresión. Las dos categorías fundamentales son los impuestos directos e indirectos.

Impuesto sobre la renta. Contribución que grava el ingreso de las personas y entidades económicas. El impuesto sobre la renta incluye el gravamen al trabajo, al capital y la combinación de ambos. Es un impuesto directo, porque incide en forma específica sobre el ingreso de las personas y de las sociedades mercantiles. En Colombia, la tasa del impuesto a la renta es del 33%, y se paga anualmente.

Información. Acción y efecto de adquirir conocimiento o formación mediante el aprendizaje y el entendimiento. La información es un proceso por el cual, del conjunto de datos accesibles, se extrae y elabora aquel subconjunto que tiene relevancia para el sujeto que se informa.

Infraestructura minera. Conjunto de bienes, instalaciones y servicios establecidos (agua, pozos sépticos, acueducto, energía, entre otros), básicos para el normal desarrollo de una operación minera. La infraestructura minera, como un todo, constituye un gran sistema compuesto por subsistemas, que deben considerarse desde diferentes puntos de vista y no exclusivamente desde el económico. Un subsistema importante es, por ejemplo, el transporte, que está compuesto por caminos, carreteras, vías férreas, aeropuertos, puertos, entre otros, e incluye vehículos, instalaciones y otros muchos bienes más y, desde luego, organizaciones que incluyen a las personas que las manejan.

Ingresos. Entrada de dinero a una empresa, derivada de la venta de sus productos, servicios, operaciones financieras y otros rubros.

Interés. Compensación que se debe dar a un sujeto económico por su disposición a desprenderse de dinero, que se formaliza a través de las operaciones de crédito o de préstamo.

Inversión. Bienes comprados por las personas o las empresas para aumentar su stock de capital.

Inversión en bienes de equipo. Equipos y estructuras que compran las empresas para utilizarlos en la producción futura.

Inversionista. Es quien coloca su dinero en un título valor o alguna alternativa que le genere un rendimiento futuro, ya sea una persona o una sociedad.

Inclusiones fluidas. Son fluidos que se encuentran atrapados dentro de un mineral con estructura cristalina. Se encuentran en cristales que se forman a partir de fluidos (por ejemplo, agua o magma) y no suelen sobrepasar 0,1 mm de diámetro. Según sus orígenes, se pueden distinguir tres tipos de inclusiones fluidas: a) Primarias, que se forman durante el crecimiento del cristal y pueden presentarse aisladas, en pequeños grupos de inclusiones fluidas sin orientación particular, o alineadas paralelamente a las zonas de crecimiento del cristal. b) Secundarias, que se forman en fracturas en cristales, que han sido penetradas por fluidos para luego sellarse mediante la autorreparación del cristal; se presentan como lineamientos de inclusiones que llegan a tocar la superficie del cristal, e incluso, a veces, pueden continuar en cristales adyacentes. c) Seudosecundarias: se trata de inclusiones que por sus lineamientos parecen secundarias, aunque en realidad son primarias; se las considera un subgrupo de las inclusiones primarias. De las inclusiones fluidas se puede obtener información como la temperatura y la presión a la cual se formó el mineral, qué contenedor, además del tipo fluido del cual se formó, y la densidad de tal fluido.

LL

Licencia ambiental. 1. Es la autorización que otorga la autoridad competente a una persona natural o jurídica para que adelante la ejecución de un proyecto, obra o actividad. En ella se establecen los requisitos, las obligaciones y las condiciones que el beneficiario debe cumplir para prevenir, mitigar o corregir los efectos indeseables que el proyecto, obra o actividad autorizada puede causar en el ambiente. 2. Autorización que otorga la autoridad competente para la construcción, el montaje, la explotación objeto del contrato y el beneficio, y para las labores adicionales de exploración durante la etapa de explotación. Se otorga de manera global y comprende, además, los permisos, autorizaciones y concesiones de carácter ambiental para hacer uso de los recursos necesarios en el proyecto minero.

Litificación. Proceso mediante el cual un material se convierte en roca compacta en la corteza terrestre.

Lixiviable. Material extraíble o tratable mediante técnicas de lixiviación.

Lixiviación (beneficio). Proceso hidro-metalúrgico mediante el cual se realiza la disolución selectiva de los diferentes metales que contiene una mena, por medio de una solución acuosa que contiene un reactivo químico apropiado.

Lixiviación (geoquímica). 1. Remoción de elementos químicos desde un material natural (por ejemplo, suelo), mediante su disolución en agua y su transporte o movilización descendente a través de un terreno o medio sólido poroso. 2. Proceso natural mediante el cual, por acción del agua, se liberan y transportan elementos a través de un perfil (suelo) hacia los horizontes inferiores.

Lixiviación a presión. Disolución selectiva de un mineral en medio acuoso ácido o básico, mediante la aplicación de altas presiones y temperaturas. El proceso se realiza en equipos denominados autoclaves.

Lixiviación biológica. 1. Proceso de recuperación de metales de minerales de bajo tenor que se basa en liberar una solución de los metales con la utilización de bacterias. 2. Es el proceso de usar bacterias que se presentan naturalmente para acelerar la oxidación de minerales sulfídicos que contienen algunas formas de oro y, a la vez, previenen que los químicos lixiviantes alcancen el oro. Cuando la mena es expuesta a grandes concentraciones de estos organismos que consumen sulfuros, se pueden remover cantidades suficientes de material sulfídico para luego recuperar el oro mediante procesos normales de lixiviación.

Lixiviación por percolación. Proceso de lixiviación en el cual la solución lixiviante y las aguas de lavado pueden circular por efecto de la gravedad a través de las partículas de mineral en el interior de un tanque o en el suelo, y disolver el metal de interés. Generalmente, las partículas del mineral apto para este proceso deben tener un tamaño entre 6 y 9 mm.

Lixiviados. Solución obtenida por extracción o lixiviación; tal es el caso de la solución resultante de la percolación descendente de agua meteórica a través del suelo o de desechos sólidos que contienen sustancias solubles (por ejemplo, en un relleno sanitario).

Mm

Manejo de aguas (industria minera). Proceso en el que, en un área minera, se produce un descenso de la tabla de agua subterránea mediante bombeo de pozos para luego ser transportada y utilizada o recargada en el sistema de aguas subterráneas mediante infiltración, reinyección o irrigación.

Medio ambiente. Conjunto de condiciones físicas, químicas y biológicas que rodean a un organismo.

Mena. 1. Mineral de base del que es posible extraer otro mineral de mayor pureza e importancia económica. La molibdenita (sulfuro de molibdeno), por ejemplo, es la principal mena del molibdeno. 2. Minerales que presentan interés económico en un yacimiento; este concepto se opone al de ganga. En general, es un término que se refiere a minerales metálicos y que designa al mineral del que se extrae el elemento de interés. Para aprovechar mejor la mena suele ser necesario su tratamiento, que por lo regular comprende dos etapas: el tratamiento en el sitio de mina para aumentar la concentración del mineral en cuestión (procesos hidrometalúrgicos y flotación, entre otros), y el tratamiento metalúrgico final, que permite extraer el elemento químico en cuestión (tostación y electrólisis, entre otros).

Metalogénesis. Proceso que permite definir y, dado el caso, mostrar en un mapa, las áreas que pueden contener concentraciones minerales.

Metalogenia. Rama de la geología que estudia el origen de los yacimientos minerales, sus relaciones con las rocas que los contienen, las estructuras que los controlan y las leyes que gobiernan la distribución de los depósitos minerales en la corteza terrestre. Esta definición considera todas las variables en el espacio y en el tiempo.

Metalografía. Descripción y clasificación de metales mediante el estudio de la estructura de un metal-aleación y la relación con la composición química, y con las propiedades mecánicas y físicas.

Metalurgia. 1. Estudio y tecnología de los metales y aleaciones. 2. Es la ciencia de extraer metales de las respectivas menas por medios mecánicos y procesos químicos, y de prepararlos para su uso.

Metamorfismo. Proceso por el cual se producen profundas transformaciones mineralógicas, estructurales y químicas en rocas o minerales, debido a bruscas variaciones en las condiciones de presión y temperatura, y que da lugar a la formación de un nuevo tipo de rocas llamadas metamórficas. Esencialmente, es un proceso isoquímico que conduce al estado sólido, con cristalización de nuevos minerales, llamados neoformados, y adquisición de texturas y estructuras particulares diferentes de las de la roca originaria. Cualquier roca, sea ígnea, sedimentaria o metamórfica, puede ser afectada por el metamorfismo. Hay varios esquemas para distinguir diferentes tipos de metamorfismo: a) según la extensión sobre la cual tuvo lugar el metamorfismo: metamorfismo regional y local; b) según las condiciones (ambiente) geológicas: orogénico, de enterramiento, de fondo oceánico, dinámico, de contacto y dinamotérmico; c) según el principal factor controlante durante el metamorfismo (temperatura [T], presión [P], presión de agua [PH₂O], esfuerzos, deformaciones): térmico; d) según la causa particular del metamorfismo: de impacto, hidrotermal, por quema de combustibles naturales (raro), por rayos (descargas eléctricas naturales); en esta categoría se puede incluir el metamorfismo de contacto, el pirometamorfismo y el metamorfismo asociado con el emplazamiento de cuerpos tectónicos calientes; e) según si el metamorfismo es el resultado de un único o de múltiples eventos: monometamorfismo, polimetamorfismo: una roca o complejo de rocas pueden presentar los efectos de más de un evento metamórfico (por ejemplo, dos metamorfismos regionales o un metamorfismo de contacto y uno regional), y f) si el metamorfismo está asociado con un incremento o descenso de la temperatura: prógrado, retrógrado.

Metasomatismo. 1. Proceso, prácticamente simultáneo, de solución capilar y deposición, por medio del cual un nuevo mineral o agregado de minerales, de composición química parcial o totalmente diferente, se desarrolla en el cuerpo de un antiguo mineral o agregado de minerales. 2. Proceso por el cual un mineral es reemplazado por otro de diferente composición química, debido a un grupo de reacciones que permiten la introducción de material de fuentes externas. 3. Proceso de solución y deposición simultánea que ocurre a través de pequeñas aperturas, generalmente submicroscópicas, y principalmente por acción de soluciones acuosas hipogénicas, que da como resultado un nuevo mineral de composición total o parcialmente diferente, y que puede desarrollarse en el cuerpo de un antiguo mineral o agregado de minerales.

Metilmercurio. El metilmercurio (a veces escrito como metil-mercurio) es un catión organometálico de fórmula química [CH₃Hg]⁺. Se trata de un compuesto neurotóxico capaz de concentrarse en el organismo (bioacumulación) y concentrarse, asimismo, en las cadenas alimentarias (biomagnificación), que ocupa un lugar especial debido a que cierto porcentaje de la población mundial está expuesta a él de una u otra forma, y su toxicidad está mejor caracterizada por la investigación médica que la de otros compuestos orgánicos del mercurio.

Mineral. 1. Sustancia homogénea originada por un proceso genético natural, con composición química, estructura cristalina y propiedades físicas constantes dentro de ciertos límites. 2. Minerales que se caracterizan por una estructura cristalina y por una composición química determinadas, que pertenecen a un rango de variaciones continuas y que se encuentran en equilibrio bajo unas condiciones termodinámicas determinadas. 3. El Código de Minas define el mineral como la sustancia cristalina, por lo general inorgánica, con características físicas y químicas propias debido a un agrupamiento atómico específico.

Mineral asociado. Categoría en la que se incluyen los minerales que hacen parte integral del cuerpo mineralizado objeto del contrato de concesión. Véase ganga.

Mineral de alteración. Mineral que se forma como producto de reacciones físico-químicas de fluidos hidrotermales o de actividad ígneo-volcánica con minerales que componen las rocas encajantes. Se excluyen los minerales formados por meteorización o intemperismo. Los tipos de alteración hidrotermal más comunes son potásica, skarn, fílica, propílica, argílica, subpropílica, albitización, piritización, carbonatización, ceolitización, alunitización, caolinización, silicificación, dolomitización, turmalinización, epidotización, argílica avanzada, sericítica, cloritización.

Mineral de mena. Véase mena.

Mineralización. Procesos naturales por los cuales los minerales son introducidos en las rocas. Los procesos de mineralización más conocidos son segregación magmática; diferenciación magmática, hidrotermal; sublimación; metasomatismo de contacto; metamorfismo; sedimentación; evaporación; concentración residual; oxidación y enriquecimiento supergénico; concentración mecánica, y eólico.

Mineralogía. Ciencia que estudia los minerales: la manera en que se combinan, cristalizan, presentan y distribuyen estos compuestos, sus diversas características físicas y químicas, su origen y su distribución en la corteza terrestre. Está ligada a la geología (que estudia los procesos físicos que determinaron la formación de la Tierra).

Minería. Ciencia, técnicas y actividades que tienen que ver con el descubrimiento, la exploración y la explotación de yacimientos minerales. Estrictamente hablando, el término se relaciona con los trabajos subterráneos y a cielo abierto (en superficie) encaminados al arranque y al tratamiento de una mena o la roca asociada. La minería es una de las actividades más antiguas de la humanidad, y consiste en la obtención selectiva de minerales y otros materiales que se encuentran en la corteza terrestre.

Minería de subsistencia. Es la actividad minera desarrollada por personas naturales o grupo de personas que se dedican a la extracción y recolección a cielo abierto de arenas y gravas de río destinadas a la industria de la construcción, arcillas, metales preciosos, piedras preciosas y semipreciosas por medios y con herramientas manuales, sin la utilización de ningún tipo de equipo mecanizado o maquinaria para su arranque. Incluye las técnicas de barequeo (véase) y de recolección de minerales. No comprende las actividades que se desarrollan en espacios subterráneos sin título minero (Ministerio de Minas y Energía, Decreto 1666 de 2016).

Minería formal. Actividad cuyas unidades productivas desarrollan las labores mineras con título minero vigente o bajo el amparo de este, y con instrumento ambiental, y cumplen con los parámetros técnicos, ambientales, económicos, laborales y sociales de la industria, definidos por la legislación vigente en estos aspectos.

Minería ilegal. Es la minería que se desarrolla sin estar inscrita en el Registro Minero Nacional y, por lo tanto, sin título minero. Es la minería desarrollada de manera artesanal e informal, al margen de la ley. También incluye trabajos y obras de exploración sin título minero. Incluye minería amparada por un título minero, pero en la que la extracción, o parte de ella, se realiza por fuera del área amparada por la licencia.

Minería legal. Es la minería amparada por un título minero, que es el acto administrativo escrito mediante el cual se otorga el derecho a explorar y explotar el suelo y el subsuelo mineros de propiedad nacional, según el Código de Minas. El título minero deberá estar inscrito en el Registro Minero Nacional.

Minería tradicional. La minería tradicional es aquella que se ha ejercido desde antes de la vigencia de la Ley 685 de 2001, en un área específica, en forma continua o discontinua, por personas naturales o grupos de personas naturales o asociaciones sin título minero inscrito en el Registro Minero Nacional, en yacimientos minerales de propiedad del Estado y que, por las características socioeconómicas de éstas y la ubicación del yacimiento, constituyen para dichas comunidades la principal fuente de manutención y generación de ingresos, además de considerarse una fuente de abastecimiento regional de los minerales extraídos. Esta minería es también informal y puede ser objeto de procesos de formalización a los que hacen referencia los artículos 31 y 257 de la Ley 685 de 2001, así como los programas de que trata el capítulo XXIV de la Ley 685 de 2001 (Código de Minas). Por lo anterior, se entiende que la minería tradicional es una subespecie de la minería informal.

Modelo. Una abstracción de la realidad. Un modelo es estructurado como un conjunto de reglas y procedimientos utilizados para derivar nueva información que puede ser analizada para ayudar a resolver problemas de planeación.

Molienda. Operación de reducción de tamaño de un mineral realizada después de la trituración. Puede ser de tipo primario o secundario, según el tamaño requerido del producto.

Molienda autógena. Proceso de reducción de tamaño llevado a cabo en un cilindro rotatorio, en el cual el efecto molidor es causado por la fricción mutua entre las partículas de mineral.

Molienda semiautógena (SAG). Método de molienda de roca y minerales en el cual el medio molidor está compuesto por trozos grandes del mismo material que se intenta moler, y bolas de acero.

Molino. Máquina usada en la molienda de minerales.

Molino de arrastre. Molino para minerales que consiste en una o más piedras grandes arrastradas por un lecho circular.

Molino de barras. Molino para molienda fina (última etapa de la molienda, en la que el material que se entrega pasa por un tamiz de malla de 1 mm² de sección), similar a los molinos de bolas. Es un equipo cilíndrico que tiene en su interior barras de acero que, cuando el molino gira, caen sobre el material.

Molino de bolas. Cilindro metálico cuyas paredes están reforzadas con material fabricado con aleaciones de acero al manganeso. Estas molduras van apernadas al casco del molino y se sustituyen cuando se gastan. El molino gira y la molienda se lleva a cabo por efecto de las bolas de acero al cromo o manganeso que, al girar con el molino, son retenidas por las ondulaciones de las molduras a una altura determinada, desde donde caen y pulverizan por efecto del impacto el material mineralizado mezclado con agua.

Molino de guijarros. Molino cilíndrico, similar al molino de barras, con solo un compartimiento y una carga de partículas de mineral cribadas como medio de molienda. Son muy usados en las minas de oro de Sudáfrica. Se utilizan cuando la proporción de tamaños gruesos es demasiado baja, donde la fracción gruesa de la alimentación se separa y el resto se tritura hasta un tamaño más fino, y se introduce todo en el molino de guijarros para completar la molienda fina.

Molino tubular. Aparato que consiste en un cilindro giratorio, lleno aproximadamente hasta la mitad de varillas y bolas de acero, en el cual se introduce la mena triturada para obtener una molienda más fina.

Oo

Oferta. 1. Precio al cual se ofrece un título para la venta. En la cotización de determinado título el offer constituye el precio más bajo que un vendedor está dispuesto a recibir por dicho título en ese momento dado. 2. Situación por la cual una sociedad hace público su deseo de adquirir una participación mayoritaria en otra.

Onza troy. Unidad de masa en la cual son comercializados metales preciosos como el oro y el platino. Una onza troy equivale a 31,103 g.

Pp

Permiso ambiental. Autorización que concede la autoridad ambiental para el uso o el beneficio temporal de un recurso natural.

Petrografía (petrología). Rama de la geología que estudia las rocas desde el punto de vista genético (origen) y su relación con otras rocas.

Planta de procesamiento de minerales. Instalación industrial o semiindustrial en la cual un mineral es tratado para la recuperación de los metales o compuestos de interés mediante una secuencia de operaciones o procesos unitarios, que utiliza algún tipo de energía (eléctrica, mecánica, hidráulica o térmica) para la operación de los equipos o máquinas.

Pre-factibilidad. es un estudio exhaustivo de un rango de opciones para la viabilidad técnica y económica de un proyecto minero que ha avanzado hasta una etapa en la que se ha establecido un método preferido de extracción y procesamiento de mineral, ya sea en minería subterránea o a cielo abierto, incluye un análisis financiero basado en suposiciones razonables de los factores modificadores.

Preparación (desarrollo minero). Labores mineras llevadas a cabo para facilitar la explotación apropiada del yacimiento o depósito, una vez se ha completado la exploración minera y se ha logrado el acceso y el desarrollo tanto en el rumbo como en el buzamiento. Las labores de preparación se realizan, en su mayoría, dentro del yacimiento mismo, e incluyen: a) inclinados y tambores, b) subniveles y sobreguías y c) algunas cruzadas, “chutes” de descar-

gue, algunas clavadas y verticales, y otros trabajos.

Preparación de minerales. Es una parte de la metalurgia extractiva que comprende la secuencia de operaciones físicas y mecánicas (trituración, molienda, clasificación, aglomeración, concentración) mediante las cuales se adecúa el mineral para procesos posteriores de extracción sin producir alteración química del alimento.

Presión de vapor. Es la presión de la fase gaseosa o vapor de un sólido o un líquido sobre la fase líquida, para una temperatura determinada, en la que la fase líquida y el vapor se encuentran en equilibrio dinámico. Su valor es independiente de las cantidades de líquido y vapor presentes mientras existan ambas.

Producción (aspectos económicos). Es la suma del valor de todos los bienes y servicios producidos por los agentes económicos residentes, ofrecidos para diferentes usos, incluido el consumo intermedio.

Producción (industria minera). Fase del ciclo minero (véase) que tiene como objetivo la extracción, la preparación o el beneficio, el transporte y la comercialización del mineral. Es la fase de mayor duración, generalmente entre diez y treinta años, y depende del nivel de reservas, el tipo de explotación y las condiciones de la contratación.

Productividad. Relación entre lo producido y los medios empleados, tales como mano de obra, materiales, energía y maquinaria, entre otros.

Producto (industria minera). Cantidad de mineral obtenido en un proceso o una operación, que puede servir a la vez como alimento para un tratamiento posterior.

Propiedades físicas. Son las características que se pueden medir u observar sin alterar la composición de la sustancia, como, por ejemplo, el color, olor, la masa, forma, solubilidad, densidad, punto de fusión, etc.

Propiedades químicas. Son aquellas que pueden ser observadas cuando una sustancia sufre un cambio en su composición. Por ejemplo, oxidación.

Prospección. Consiste en localizar anomalías geológicas donde pueda existir un depósito mineral.

Provincia metalogénica. Región en la que una serie de depósitos minerales tienen características comunes.

Proyecto de inversión. Es un plan que contiene un conjunto de actividades coordinadas entre sí para posibilitar el cumplimiento de un propósito específico o la materialización de una idea. En este sentido, los proyectos son un instrumento básico de información para la toma de decisiones de inversión.

Pruebas de planta piloto. Pruebas que buscan identificar las mejores condiciones de operación de una planta de beneficio del mineral.

Rr

Recuperación (industria minera). Relación entre el peso del componente útil en el concentrado de mineral y el del mismo componente en el alimento de la operación unitaria. Por lo general se expresa en porcentaje y, en ocasiones, sirve como indicativo del rendimiento de una operación de preparación de minerales.

Recursos naturales. Son elementos de la naturaleza susceptibles de ser utilizados por el hombre para la satisfacción de sus necesidades o intereses económicos, sociales y espirituales. Se dividen en recursos renovables (véase) y recursos no renovables (véase).

Recursos naturales no renovables. Son los recursos que no tienen capacidad de recuperarse o regenerarse después de ser aprovechados, aunque posiblemente se regeneren en escalas de tiempo geológico grandes.

Recursos naturales renovables. Son aquellos cuya fuente es abundante y se generan a una velocidad tal que pueden ser utilizados repetidas veces por el hombre, sin arriesgar su agotamiento.

Regalía. 1. Compensación por el uso de la propiedad ajena basada en un porcentaje acordado de los ingresos resultantes de su uso. Por ejemplo, la que recibe un fabricante por el uso de su maquinaria en la fábrica de otra persona. Regularmente, las regalías se asocian con la actividad extractiva, más especialmente con la actividad petrolera. 2. De conformidad con los artículos 58, 332 y 360 de la Constitución Política, toda explotación de recursos naturales no renovables de propiedad estatal genera una regalía como contraprestación obligatoria.

Relave (o cola). Conjunto de desechos tóxicos de procesos mineros resultado de la concentración de minerales, por lo general constituido por una mezcla de rocas molidas, agua y minerales de ganga (o sin valor comercial), aunque también se encuentran bajas concentraciones de metales pesados, tales como cobre, plomo y mercurio, y metaloides como el arsénico.

Reserva mineral: es la parte económicamente explotable de un recurso mineral medido y/o indicado, esto incluye el material de dilución y pérdidas que pueden ocurrir cuando el material es explotado o extraído y está definido apropiadamente por estudios de pre factibilidad o factibilidad que incluyen la aplicación de factores modificadores. (minería, procesamientos, metalúrgicos, infraestructura, económicos, de mercado, legales, ambientales, sociales y gubernamentales). Las reservas minerales incluyen reservas probables y probadas.

Roca encajante (yacimientos minerales). Unidad o cuerpo de roca que contiene un recurso mineral.

Rocas metamórficas. Toda roca que en estado sólido ha sufrido cambios texturales y composicionales (físico-químicos) causados por variaciones de presión y temperatura. Según el grado de metamorfismo, estos cambios pueden ser o no más evidentes.

Rocas sedimentarias. Son las que se forman por la acumulación y la compactación de sedimentos, en un proceso llamado litificación. Se presentan estratificadas y pueden contener fósiles.

Rocas volcánicas, ígneas o magmáticas. Rocas ígneas que se forman a partir de la consolidación de material del magma que fluyó hacia la superficie terrestre (lava) o fue lanzado violentamente (de forma explosiva) desde un volcán (piroclastos como, por ejemplo, ceniza). Una característica importante de las rocas volcánicas es que tienen una tasa de enfriamiento alta, es decir, el paso desde magma a roca es rápido. Las formas de solidificación de las vulcanitas están estrechamente relacionadas con su contenido en SiO₂, con el contenido gaseoso de los fundidos respectivos y con la viscosidad de la lava.

Ss

Sector. Conjunto de empresas o instituciones dedicadas a una misma actividad económica.

Sedimento. Material sólido que se asienta desde el líquido cuando se encuentra en suspensión.

Silicificación. Introducción de sílice o reemplazo de componentes por sílice. La sílice formada o introducida es generalmente cuarzo de grano fino, calcedonia u ópalo, y puede rellenar poros o reemplazar minerales existentes. El término es aplicable a procesos magmáticos, hidrotermales o diagenéticos.

Sistema General de Riesgos Profesionales. Conjunto de normas, entidades y procedimientos destinados a prevenir, proteger y atender a los trabajadores de los efectos de las enfermedades y los accidentes que puedan ocurrir con ocasión o como consecuencia del trabajo.

Sostenibilidad. Es el deber de manejar adecuadamente los recursos naturales renovables, así como garantizar la integridad y el disfrute del ambiente; es compatible y concurrente con la necesidad de fomentar y desarrollar racionalmente el aprovechamiento de los recursos mineros como componentes básicos de la economía nacional y del bienestar social.

Sulfuros. Minerales formados a partir del enlace entre el azufre y otro elemento químico, en especial un metal (Zn, Cu, Pb, Hg, Sb, Bi, Ni).

Tt

Tasa de descuento. Se puede definir como el costo de oportunidad en que se incurre al tomar la decisión de invertir en el proyecto, en lugar de hacerlo en otras alternativas que pueda ofrecer el mercado financiero.

Tasa interna de retorno (TIR). Indicador de la rentabilidad de un activo financiero. Es aquella tasa de descuento que iguala el valor presente de los flujos de ingresos futuros (intereses, amortizaciones parciales), con el costo de la inversión inicial. Corresponde al rendimiento que obtendría el inversionista de mantener el instrumento hasta su vencimiento, bajo el supuesto de que reinvierte los flujos de ingresos a la misma tasa. En el caso de instrumentos de renta fija, es equivalente al rendimiento a vencimiento.

Tenor. Porcentaje neto de mineral económicamente recuperable de una mena.

Tenor de cabeza. La ley promedio de la mena alimentada al molino. Esta expresión se refiere al dato de tenor del material que entra a la planta de beneficio, y se calcula tanto para el producto como para los coproductos y subproductos.

Tenor de colas. Tenor, ley o concentración de mineral en las colas que se desechan al final del proceso mineralúrgico (beneficio).

Título minero de exploración. Es el acto administrativo que confiere a una persona el derecho exclusivo a realizar, dentro de una zona determinada, trabajos dirigidos a establecer la existencia de minerales y sus reservas en calidad y cantidad comercialmente explotables.

Título minero de explotación. Es el derecho que tiene el titular de la licencia de exploración que ha sido clasificado en forma definitiva como de pequeña minería para convertir su título en licencia de explotación.

Tonelada métrica. Unidad de peso equivalente a 1.000 kg o 2.205 lb.

Transformación. Transformación minera 1). Conjunto de operaciones fisicoquímicas o metalúrgicas a que se somete un mineral después de ser beneficiado, para obtener un primer producto comercial utilizable por la industria y el consumidor. 2). De acuerdo con el Código de Minas, es la modificación mecánica o química del mineral extraído y beneficiado, a través de un proceso industrial del cual resulte un producto diferente no identificable con el mineral en su estado natural.

Trituración. Reducción inicial del tamaño del mineral hasta un grado que permita su molienda.

Trituración primaria. Proceso por el cual el mineral es triturado entre 1/2 a 1/6 de su tamaño original, como preparación para la siguiente etapa de reducción (segunda o tercera etapa de trituración o circuito de molienda).

Trituración primaria, secundaria y terciaria. Etapas en las que se realiza la trituración o la reducción de tamaño de las rocas y los minerales con el fin de reducir los costos de energía; la reducción en una sola etapa incurre en mayores gastos energéticos. Convencionalmente denominadas trituración gruesa, media y fina (primaria, secundaria y terciaria).

Trituración selectiva. Proceso que consiste en evitar triturar excesivamente las partículas que ya han alcanzado el tamaño deseado, lo que se consigue cribando o tamizando previamente el material triturado.

Trituradora. Maquinaria para romper y reducir de tamaño fragmentos o trozos grandes de roca y otros materiales.

Trituradora de cono. Máquina que tritura el mineral en el espacio de un cono de trituración montado en forma excéntrica, y otro cono truncado fijo llamado tazón.

Trituradora de mandíbulas. Máquina que utiliza placas de acero (una fija y otra móvil) para romper las rocas. Esta trituradora rompe el material al presionarlo entre las dos placas de acero (mandíbulas) que forman una cámara en forma de cuña.

Trituradora de rodillos. Trituradora en la cual el material es roto entre dos rodillos rotatorios que se mueven en sentido contrario a las manecillas del reloj, que pasan a través de una ranura en el fondo de la máquina. Cuando la presión es muy grande, los rodillos se separan aumentando la distancia entre ellos y, por tanto, el tamaño del grano final. Se utiliza para la trituración de menas quebradizas (frágiles) antes de la separación gravimétrica hidromecánica de fracciones de grano medio.

Uu

Utilidad neta. Ganancia obtenida por una empresa en un periodo determinado después de haber pagado impuestos y otros gastos.

Vv

Valor en libros. Importe por el que aparece registrado un activo en los libros contables de una empresa.

Ventas. Importe de todas las ventas que ha efectuado una empresa en un periodo dado, ya sea que se hayan realizado de contado o a crédito.

Veta. Cuerpo de roca tabular o laminar que penetra cualquier tipo de roca. Muchos depósitos de minerales importantes se presentan en forma de vetas junto con otros minerales asociados.

Vida útil. La vida útil de un equipo es el lapso durante el cual este está en condiciones de realizar el trabajo para el cual fue diseñado, sin que los gastos de su operación excedan los rendimientos económicos obtenidos por este, por mínimos que sean. La vida útil de una máquina depende de múltiples y complejos factores, entre los que se pueden enumerar fallas de fabricación, falta de protección contra los agentes atmosféricos, desgaste excesivo debido a uso anormal, vibraciones y fricción de sus partes móviles, manejo de diferentes operadores e irresponsabilidad de estos y descuidos técnicos, entre otros.

Vida útil del proyecto. Tiempo durante el cual se espera que el proyecto genere beneficios.

Zz

Zona de falla. Área relacionada con un plano de falla que puede constar hasta de cientos de metros a los lados del plano de falla. Alberga numerosas fallas pequeñas en las cataclasitas y milonitas asociadas.



11.

REFERENCIAS

- Acosta, M. (2007). *Determinación de metales pesados en suelos agrícolas del valle del Mezquital, HGO.* (Tesis de licenciatura). Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo, 20-21.
- Aduvire, O. (2006). *Drenaje ácido de mina, generación y tratamiento: tratamiento de aguas ácidas de mina.* Madrid: Instituto Geológico y Minero de España. Dirección de Recursos Minerales y Geoambientales.
- Agencia Nacional de Minería (2018). Metales preciosos, acumulado al IV Trimestre del 2017. Disponible en https://www.anm.gov.co/sites/default/files/niquel-metales_preciosos-esmeraldas-hierro-sal_y_otros_produccion_iv_trimestre_de_2017_mapa.xls.
- Aliyari, F., Rastad, E., Goldfarb, R. J. y Sharif, J. A. (2014). Geochemistry of hydrothermal alteration at the Qolqoleh gold deposit, northern Sanandaj-Sirjan metamorphic belt, northwestern Iran: Vectors to high-grade ore bodies. *Journal of Geochemical Exploration*, 140, 111-125. Disponible en <https://doi.org/10.1016/j.gexplo.2014.01.007>.
- ANM (Agencia Nacional de Minería). (2019). Agencia Nacional de Minería. Delimitación de área en el nordeste antioqueño y el sur de Bolívar. Disponible en <https://www.anm.gov.co/?q=content/subseccion-22-delimitacion-de-area-en-nordeste-antioqueno-y-el-sur-de-bolivar>.
- ANM. (2017). Caracterización de la actividad minera departamental. *Bullets Bolívar*. Disponible en https://www.anm.gov.co/sites/default/files/DocumentosAnm/bullets_bolivar_01-06-2017.pdf.
- Austin, L. G. y Concha, F. (eds.). (1994). Diseño y simulación de circuitos de molienda y clasificación. Concepción, Chile: CYTED.
- Bifani, P. (1999). Medio ambiente y desarrollo sostenible. IEPALA Editorial.
- Botelho Junior, A. B., Dreisinger, D. B. y Espinosa, D. C. R. (2019). A review of nickel, copper, and cobalt recovery by chelating ion exchange resins from mining processes and mining tailings. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 36(1), 199-213. Disponible en <https://doi.org/10.1007/s42461-018-0016-8>.
- Broughton, L. (1995). *Guía ambiental para el manejo de drenaje ácido de minas.* Dirección General de Asuntos Ambientales. Sub-Sector Minería.
- Castro G. (2011). Efecto del mercurio en los peces y la salud pública en el Perú. Sistema de Revisiones en Investigación Veterinaria de San Marcos (Sirivs). Universidad Nacional mayor de San Marcos. Lima.
- Çelebi, E. E., Öncel, M. S. y Kobya, M. (2018). Acid production potentials of massive sulfide minerals and lead-zinc mine tailings: A medium-term study. *Water Science and Technology*, 77(1), 260-268. <https://doi.org/10.2166/wst.2017.541>
- Chang, R. (2011). Fundamentos de química. Mexico-McGraw-Hill.
- CIMM T&S S.A. (2007). Aplicación de test SPLP, test ABA y evaluación de generación neta de acidez a muestras geológicas de Compañía Minera del Pacífico. Santiago de Chile
- Congreso de la República de Colombia. Ley 1819 del 29 de diciembre de 2016, “Por medio de la cual se adopta una reforma tributaria estructural, se fortalecen los mecanismos para la lucha contra la evasión y la elusión fiscal, y se dictan otras disposiciones”. Bogotá, 2016.
- Congreso de la República de Colombia. Ley 685 de 2001, “Por la cual se expide el Código de Minas y se dictan otras disposiciones”. Bogotá, 2001.
- Congreso de la República de Colombia. Ley 100 de 1993, “Por la cual se crea el Sistema de Seguridad Social Integral y se dictan otras disposiciones”. Bogotá, 1993.
- Congreso de la República de Colombia. Ley 1607 de 2012, “Por la cual se expiden normas en materia tributaria y se dictan otras disposiciones”. Bogotá, 2012.
- Craw, D. y Mackenzie, D. (2016). Macraes Orogenic Gold Deposit (New Zealand): Origin and development of a world class gold mine. Springer International Publishing.
- Emilio, C. y Piazzini, C. E. (2009). Planeación y procesos espaciales: configuración territorial del municipio de Frontino en el noroccidente de Antioquia (Colombia). *Boletín de Antropología*, 23(40), 186-228.

- Environmental Protection Agency. (1992). Procedure toxicity characteristic leaching. Method 1311.USA Norm.
- Franco, G. y Velilla, D. A. (2014). Planeamiento minero como función de la variación de la ley de corte crítica, *Vista Boletín de Ciencias de la Tierra*, 35. Disponible en <https://doi.org/10.15446/rbct.n35.34650>.
- Galán, E. y Romero, A. (2008). *Contaminación de suelos por metales pesados*. Departamento de Cristalografía, Mineralogía y Química Agrícola. Facultad de Química. Universidad de Sevilla.
- Gaona, X. (2004). El mercurio como contaminante global: Desarrollo de metodologías para su determinación en suelos contaminados y estrategias para la reducción de su liberación al medio ambiente. Universitat Autònoma de Barcelona, 0, 246. <https://doi.org/http://hdl.handle.net/10803/3174>.
- García, C., Moreno, J. L., Hernández Fernández, M. T. y Polo, A. (2002). Metales pesados y sus implicaciones en la calidad del suelo. En Fernando Valladares (ed.), *Ciencia y medio ambiente* (pp. 125-138). CSIC-Centro de Ciencias Medioambientales (CCMA).
- García, J. y Martínez, J. (1992). *Recursos minerales de España*. Madrid: Consejo Superior de Investigaciones Científicas.
- Gaudet, C., Lingard, S., Cureton, P., Keenleyside, K., Smith, S. y Raju, G. (1995). Canadian environmental quality guidelines for mercury. *Water, Air, and Soil Pollution*, 80(1-4), 1149-1159.
- Herrera Núñez, J., Rodríguez Corrales, J., Coto Campos, J. M., Salgado Silva, V. y Borbón Alpizar, H. (2013). Evaluación de metales pesados en los sedimentos superficiales del río Pirro. *Revista Tecnología en Marcha*, 26(1), 27.
- Hinojosa, O. (2002) Oxidación de sulfuros: importante proceso de pretratamiento. Universidad Técnica de Oruro, *Revista Metalúrgica*, 23.
- Ilyas, S. y Lee, J.-C. (2018). *Gold metallurgy and the environment* (vol. 1). New York: CRC Press.
- Kabata Pendias, A. (2001). *Trace elements in soils and plants* (3.ª ed.). London-New York-Washington: CRC Press.
- Kawatra, S. K. (2009). Froth flotation: Fundamental principles. Disponible en http://www.chem.mtu.edu/chem_eng/faculty/kawatra/Flotation_Fundamentals.pdf.
- Kuikka, J. (2018). *Major and trace element characteristics of biotite and chlorite as proxies for gold ore mineralization* (tesis de pregrado). Departamento de Geología y Geografía, Universidad de Helsinki.
- Lawrence, R. W. y Scheske, M. (1997). A method to calculate the neutralization potential of mining wastes. *Environmental Geology*, 32(2), 100-106.
- Leal, L. T. C. (2015). Drenajes ácidos de mina: formación y manejo. *Revista Esaica*, 1(1), 53-57.
- Lilli, M. A., Nikolaidis, N. P., Moraetis, D., Kalogerakis, N. y Karatzas, G. P. (2014). Characterization and mobility of geogenic chromium in soils and river bed sediments of Asopos basin. *Journal of Hazardous Materials*, 281, 12-19. Disponible en <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2014.07.037>.
- López Domínguez, M. G. y Pérez Salazar, A. (2018). Pruebas de lixiviación como evaluación ambiental de materiales. *Publicación Técnica* (515).
- MacDonald, D., Ingersoll, C. y Berger, T. (2000). Development and evaluation of consensus-based sediment quality guidelines for freshwater ecosystems. *Archives of Environmental Contamination and Toxicology*, 39, 20-31.
- Martínez, C., Torres, J., Gutiérrez, M. D., Mellado, A. M., Paya, J. J. y Monzó, J. M. (2013). Uso de test de lixiviación para determinar la migración de contaminantes en morteros de sustitución con residuos de catalizador de craqueo catalítico (FCC). *DYNA*, 181 (80), 163-170.
- Melgarejo, J. C. (1990). *Atlas de mineralogía*. Bogotá: Thema y Edissa.
- Metso. (2009) Manual de trituración y cribado.
- Meza Orozco, J. J. (2010). *Evaluación financiera de proyectos*. Bogotá: Ecoe.

- MinAmbiente. (2015). Resolución 631 de 2015, artículo 10: “Parámetros fisicoquímicos a monitorear y sus valores máximos permisibles en los vertimientos puntuales de aguas residuales no domésticas-ARnD a cuerpos de aguas superficiales de actividades de minería”.
- MinAmbiente. (2005). Decreto 4741 de 2005. Concentraciones máximas de contaminantes para la prueba TCLP. Tabla 3 del anexo III.
- Ministerio de Minas y Energía y Universidad de Córdoba. (2014). Estudio de la cadena del Mercurio en Colombia con énfasis en la actividad minera de Oro tomo 3.
- MinMinas. (2015). *Glosario técnico minero*. Disponible en <https://www.minminas.gov.co/documents/10180/698204/GLOSARIO+MINERO+FINAL+29-05-2015.pdf/cb7c030a-5ddd-4fa9-9ec3-6de512822e96>.
- MinMinas. (2016). Plan Estratégico Sectorial para la eliminación del uso del mercurio: La ruta hacia un beneficio sostenible del oro. Bogotá: Gobierno de Colombia. Retrieved from <https://www.minminas.gov.co/documents/10180/0/PES+Eliminación+Mercurio+%281%29.pdf/e2774fb2-e2a3-4229-8103-2183e5a71e18>.
- Morales, A. (2003). Determinación y mitigación del potencial de generación ácido en botaderos de estériles mina del proyecto Desarrollo Teniente División El Teniente. En Congreso Geológico Chileno, Concepción. Codelco, Chile.
- Napier-Munn, T. J., Morrel, S., Morrison, R. D. y Kojovic, T. (1996). *Mineral Comminution circuits: Their operation and optimisation*. Queensland, Australia: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre.
- Nava, F., Elorza Rodríguez, A. E. y Uribe Salas, A. (2007). Análisis químico de cianuro en el proceso de cianuración. *Revista de Metalurgia*, 43. 20-28. ISSN: 0034-85700.
- Navarro, A., Arnó, G. y Camps, V. (2016). Incidencia ambiental de las actividades mineras en la zona del Priorat (Tarragona). (Comunicación Departamento de Mecánica de Fluidos, ETSEIAT, Universidad Politécnica de Cataluña).
- Núñez Avellaneda, M., Agudelo, E. y Gil Manrique, B. (2014). Un análisis descriptivo de la presencia de mercurio en agua, sedimento y peces de interés socio-económico en la Amazonia colombiana. *Colombia Amazónica*, 149-159. Disponible en <https://www.researchgate.net/publication/297732516>.
- Olías, M. y Nieto, J. (2015). Background conditions and mining pollution throughout history in the Río Tinto (SW Spain). *Environments*, 2(3), 295-316.
- Ortiz Delgado, H. (1991). *Geología minera del oro de veta*. Bogotá: Colciencias.
- Pérez, G., Branch, J. W. y Arango, M. D. (2009). El sector minero en el nordeste antioqueño: una mirada a la luz de la teoría de las capacidades y los recursos. *Boletín Ciencias de la Tierra*, 25, 111-120. Disponible en <https://revistas.unal.edu.co/index.php/rbct/article/view/10865/11349>.
- Pinzón, L., Ospina, E. y Chávez, A. (2009). Interacción de los metales pesados entre el sedimento y la columna de agua en el caso del río Bogotá. *Revista Gestión Integral en Ingeniería Neograndina*, (1).
- Prieto, J., González, C. A., Román, A. D. y Prieto, F. (2009). Contaminación y fitotoxicidad en plantas por metales pesados provenientes de suelos y agua. *Tropical and Subtropical Agroecosystems*, 10(1).
- Programa Nacional de Riesgos Químicos. (2007). B a N - H G. Movimiento Mundial Para El Cuidado de La Salud Libre de Mercurio, 31. Retrieved from <http://www.fmed.uba.ar/depto/toxico1/mercurio.pdf>.
- Railsback, L. B. (2012). An Earth scientist's periodic table of the elements and their ions. Geological Society of America's Map and Charts. Disponible en <https://doi.org/10.1130/2004AESPT>.
- Secretaría de Minas, Alcaldía Municipal de Frontino. (2019). *Censo minero 2019*. Alcaldía Municipal de Frontino Antioquia. Disponible en https://www.anm.gov.co/?q=anm_entrega_area_especial.
- Secretaría de Minas, Gobernación de Antioquia. (2017). *Mapa minero de Antioquia*. Medellín: Gobernación de Antioquia.
- Servicio Nacional de Geología y Minería de Chile. (2019). Relave. Disponible en <http://www.minmineria.gob.cl/glosario-minero-r/relave/>.
- SGC-UNAL. (2018). Caracterización mineralógica y metalogénica. Convenio 19 de 2018. Bogotá.

- Shahba, S. (2017). Iron ore waste classification according to UNEP guidelines (case study: Golgohar Mining and industrial complex in Sirjan, Iran). *Applied Ecology and Environmental Research*, 15(4), 943-956. Disponible en https://doi.org/10.15666/aeer/1504_943956.
- Simonin, P. (1867). *La vie souterraine ou les mines et les mineurs*. Paris: Imprimerie Générale de CH. Lahure.
- Skoog, D., Holler, F. y Nieman, T. (2001). *Principios de análisis instrumental* (5.ª ed.). Madrid: McGraw-Hill, 219-240.
- Thermo, F. (2007). Ficha de Datos de Seguridad. Retrieved from https://www.fishersci.es/chemicalProductData_uk/wercs?itemCode=10636402&lang=ES
- US Environmental Protection Agency. (1996). *Soil screening guidance: Technical background document*. Washington: EPA. Disponible en https://hero.epa.gov/hero/index.cfm/reference/download/reference_id/755533.
- Velásquez López, P. C., Veiga, M. M., y Hall, K. (2010). Mercury balance in amalgamation in artisanal and small-scale gold mining: Identifying strategies for reducing environmental pollution in Portovelo-Zaruma, Ecuador. *Journal of Cleaner Production*, 18 (3), 226-232. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2009.10.010>.
- Villa Posada, V. y Franco Sepúlveda, G. (2013). *Diagnóstico minero y económico del departamento de Bolívar*. Medellín: Universidad Nacional de Colombia.
- VV. AA. (2015). Proyecto Perfil Productivo de Santa Rosa del Sur 2012. Proyecto de las Naciones Unidas para el Desarrollo. PNUD, MinTrabajo, Corporación Desarrollo y Paz del Magdalena Medio.
- Waldichuck, M. (1980). The effects of marine pollution: Some research needs: The Marine Pollution Subcommittee of the British National Committee on Oceanic Research (HA Cole, Chairman). The Royal Society, London, 78pp. Pergamon.
- Wills, B. A., y Finch, J. (2016). *Wills' Mineral Processing Technology* (8.ª ed.). Montréal: Elsevier.
- Yang, F., Wang, G., Cao, H., Li, R., Tang, L., Huang, Y. y Guo, N. (2016). Geoscience frontiers timing of formation of the hongdonggou Pb-Zn polymetallic ore deposit, Henan Province, China : Evidence from Rb-Sr isotopic dating of sphalerites. *Geoscience Frontiers*. Disponible en <https://doi.org/10.1016/j.gsf.2016.06.001>.
- Ye, M. F. y Wu, G. L. (2018). Mineralogical analysis of a chrome ore from South Africa. *Minerals, Metals and Materials Series*. En Li B. et al. (eds.) *Characterization of Minerals, Metals, and Materials* (part F8, pp. 615-623). The Minerals, Metals & Materials Series. Springer, Cham. Disponible en https://doi.org/10.1007/978-3-319-72484-3_65.
- Zhu, C., Wen, H., Zhang, Y., Yin, R., Cloquet, C. y Zhu, C. (2018). Cd isotope fractionation during sulfide mineral weathering in the Fule Zn-Pb-Cd deposit, Yunnan Province, Southwest China. *Science of the Total Environment*, 616-617, 64-72. Disponible en <https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2017.10.293>

GUÍA METODOLÓGICA
PARA EL MEJORAMIENTO
PRODUCTIVO DEL BENEFICIO
DE ORO **SIN EL USO DE MERCURIO**

**FRONTINO, ABRIAQUÍ
Y CAÑASGORDAS (ANTIOQUIA)**



El futuro
es de todos

Minenergía

ISBN: 978-958-52794-9-0



SERVICIO
GEOLÓGICO
COLOMBIANO

