

ANEXO C

EMISIONES DE GEI DEL COBRE, CELULOSA Y PAPEL

C1. EMISIONES DE GEI DEL COBRE¹

C1.1 Tipos de procesos utilizados en las minas chilenas

Los minerales de cobre pueden ser minerales oxidados o minerales sulfurados y dependiendo del tipo que se trate, los procesos de obtención del cobre son diferentes.

Según el método de explotación, las minas pueden ser de dos tipos: minas subterráneas o minas a rajo abierto. En Chile se explotan las siguientes minas subterráneas de cobre: Salvador, Andina (la División Andina tiene una mina subterránea y otra a rajo abierto), El Teniente, Mantos Blancos (rajo y subterránea), Michilla (rajo y subterránea) y Rayrock (rajo y subterránea), cuya producción en el año 1993 correspondió al 24% del total del cobre producido, en el año 1994 fue de 22,5% y en 1997 de un 16,1% del total del cobre producido en el país.

Las minas a rajo abierto, en general, se explotan por un sistema de bancos o cortes escalonados, que involucran perforación, tronadura, carguío y transporte del material estéril (lastre o minerales de baja ley) para su depositación en botaderos y carguío del mineral en camiones para ser transportado a la planta de tratamiento. La razón lastre/mineral es una característica específica de cada yacimiento y varía entre 1/1 y 4/1. *Es en esta etapa de la obtención del cobre donde se hace uso intensivo de petróleo diesel (equipo minero mayor y menor).*

Las minas subterráneas que explotan yacimientos porfídicos de cobre en forma masiva se explotan generalmente mediante el sistema de hundimiento de bloques. Utilizando explosivos se produce el fracturamiento del macizo rocoso (nivel de hundimiento). Luego, en el nivel inferior, que corresponde al nivel de producción, mediante equipos mecanizados (LHD) se extrae el mineral, el que mediante piques y utilizando el flujo gravitacional cae hasta el nivel de acarreo o transporte. Es en este nivel desde donde el mineral es transportado, en algunos casos mediante camiones y en otros por ferrocarril hasta la planta de tratamiento. *En esta etapa del proceso de obtención del cobre se hace uso de petróleo diesel (camiones y LHD).*

A partir de la planta de tratamiento, los procesos son diferentes según se trate de minerales oxidados o sulfurados.

¹ Para la elaboración de este anexo se contó con la valiosa colaboración de la Comisión Chilena del Cobre (COCHILCO). En particular, dicha Comisión es autora de los capítulos C1.1 al C1.3. Los consumos de energía informados por COCHILCO fueron convertidos de PCS a PCI de acuerdo a los factores señalados en IPCC (1996).

C1.1.1 Tratamiento de minerales oxidados

El mineral proveniente de la mina se somete en primer lugar a un proceso de chancado el que dependiendo del tipo de mineral puede constar de una o más etapas, hasta obtener el tamaño óptimo de las partículas necesario para el proceso de lixiviación que se aplicará, el que varía entre 1" y 1/4". Luego el mineral se aglomera o cura con ácido para posteriormente ser sometido a lixiviación. El proceso de aglomerado y curado se efectúa preferentemente en tambores aglomeradores rotatorios pudiendo también realizarse en correas transportadoras. *En esta etapa el consumo de energía es fundamentalmente eléctrico y se utiliza en las etapas de chancado, clasificación y transporte del mineral mediante correas entre estas distintas etapas.*

La lixiviación puede ser:

- **in situ:** se utiliza para tratar minerales de baja ley;
- **bateas:** ya sea por agitación o por percolación;
- **pilas:** la que más se utiliza en la actualidad, en especial en todos los nuevos proyectos de óxidos.

La lixiviación es un proceso que se basa en la propiedad que tienen los minerales oxidados de cobre de ser atacados por soluciones ácidas, solubilizando los compuestos oxidados de cobre contenido en ellos.

Las pilas de mineral se construyen sobre una carpeta impermeable de PVC, y en la parte superior se instala un sistema para regar por goteo con solución ácida (ácido sulfúrico). Por la parte inferior, a través de canaletas especiales se va retirando la solución ácida cargada con cobre (pregnant solution) que es la que posteriormente se somete a extracción por solvente. *Para faenas de gran tamaño, los equipos de formación y descarga de las pilas utilizan energía eléctrica, en cambio en faenas medianas a pequeñas, la formación y descarga de pilas se efectúa con equipos de movimiento de materiales (cargadores frontales, camiones y apiladores) que utilizan petróleo diesel.*

En algunos casos las pilas agotadas se deshacen y los ripios son transportados a botaderos, en otros, las pilas quedan como tal.

La solución ácida cargada con cobre (pregnant solution) proveniente de la lixiviación sigue a la etapa de extracción por solvente, donde se pone en contacto primero con un solvente orgánico que le extrae el cobre, y luego este solvente orgánico, en la etapa de reextracción, le traspasa el cobre a una solución ácida con bajo contenido de cobre proveniente de la etapa de electrodeposición, generando así un electrolito rico y regenerando el solvente orgánico que vuelve a ser utilizado. *En esta etapa el consumo de energía para bombeo y manejo de soluciones es eléctrico.*

El electrolito rico se lleva a la etapa de electrodeposición, la que se realiza en celdas generalmente de concreto polimérico, utilizando un ánodo insoluble de plomo y un cátodo permanente de acero inoxidable, que es donde se deposita el cobre que contiene el

electrolito al aplicarse corriente continua. Los productos de la electrodeposición son: cobre metálico en el cátodo y ácido sulfúrico que se regenera y se recircula a la etapa de lixiviación o extracción por solvente. *También en esta etapa el consumo energético es casi en su totalidad energía eléctrica. Existe un pequeño consumo de combustibles para mantener la temperatura de las soluciones (calderas que pueden funcionar con gas, diesel, fuel oil).*

C1.1.2 Tratamiento de minerales sulfurados

La concentración se realiza recurriendo a procedimientos físico-químicos, ya que no se conoce ninguna sustancia comercial capaz de disolver el cobre que aparece combinado con azufre.

El mineral proveniente de la mina es sometido primero a un proceso de chancado (en seco), en hasta cuatro etapas, hasta que el tamaño de partículas es inferior a 3/8". Luego, se somete a un proceso de molienda húmeda, pudiendo ser una molienda SAG o molienda convencional (molinos de barras y bolas), obteniéndose el material apto para la flotación.

El proceso de flotación consiste en la extracción no del cobre propiamente tal, sino que de las partículas de minerales que lo contienen en combinación con el azufre. La pulpa de mineral que contiene entre un 25 y un 30% de sólidos se lleva a celdas de flotación, donde se le agregan los reactivos de flotación (colector / espumante), se somete a agitación y se insufla aire por la parte inferior de la celda. De esta forma, se produce la separación del material estéril, el que es extraído por la parte inferior de la celda en la forma de relave y depositado en los tranques de relaves. Por la parte superior se obtiene el concentrado de cobre y molibdeno.

El concentrado mixto cobre/molibdeno se lleva a espesadores para extraerle parte del agua que contiene y luego se somete a una flotación selectiva de la molibdenita, obteniéndose concentrado de cobre (20 – 45% Cu) y concentrado de molibdeno (54 – 56% Mo). Los concentrados de cobre se llevan a espesadores para recuperar parte del agua y luego los concentrados húmedos se llevan a filtros, resultando finalmente un producto que es concentrado de cobre con alrededor de 8 -10% de humedad, el que se puede exportar como tal. El concentrado de molibdeno se somete a un proceso de descubrización, posterior filtrado y envasado. Una fracción de este último se exporta como tal y la otra se procesa mediante tostación para obtener trióxido de molibdeno.

Todas las etapas descritas anteriormente de tratamiento de los minerales sulfurados de cobre consumen energía eléctrica, tanto para el chancado, como en la molienda, transporte de pulpas y soluciones y proceso de flotación.

Pirometalurgia

Los concentrados de cobre que no se exportan como tal, son llevados a la fundición para su refinación.

En primer lugar es necesario extraerles la humedad (10%). Este proceso se realiza en

secadores rotatorios o de lecho fluidizado, hasta obtener un producto con una humedad inferior al 0,2%. El concentrado se alimenta a los equipos de fusión (horno reverbero, convertidor Teniente y horno Flash Outokumpu) obteniéndose un eje o mata de cobre con un 45-75% Cu, dependiendo del grado de conversión alcanzado según el horno de fusión utilizado. La escoria que se produce en los hornos de fusión, dependiendo del contenido de cobre de ella, va a botadero de disposición final (ley de cobre < 0,8%) o a tratamiento posterior para recuperar el cobre contenido, el que puede ser pirometalúrgico o hidrometalúrgico.

El eje o mata se lleva posteriormente a la etapa de conversión, operación que se efectúa en los equipos denominados convertidores Peirce-Smith, donde se obtiene un cobre Blister con un contenido de 98 – 99% de cobre. La etapa final es un proceso de refinación a fuego, moldeándose posteriormente los ánodos.

Un insumo fundamental en el proceso de fusión/conversión es el oxígeno, el cual se obtiene a partir del aire en plantas especiales, que son altamente consumidoras de energía eléctrica. *La fundición es la etapa más altamente consumidora de combustibles (fuel oil y diesel) de todo el proceso de obtención del cobre, por cuanto todos los procesos de fusión, conversión y refinación a fuego se realizan a temperaturas superiores a los 1.200 °C.*

Refinación Electrolítica

Los ánodos que contienen alrededor de un 99,7% de cobre se llevan a la refinería electrolítica para una última refinación. Allí son instalados en celdas, generalmente de concreto, alternando con el cátodo que es una lámina madre de cobre electrolítico, y se sumergen en el electrolito que es una solución de ácido sulfúrico y sulfato de cobre. Por aplicación de corriente eléctrica (diferencia de potencial) el cobre impuro del ánodo se disuelve en la solución y se deposita en el cátodo. Los metales más electropositivos que el cobre quedan disueltos en el electrolito, mientras que los metales más electronegativos se depositan en el fondo de la celda, constituyendo lo que se denomina “barros anódicos”. Los barros anódicos que contienen, entre otros, oro, plata, selenio y telurio son tratados posteriormente en la planta de metales nobles.

El producto que se obtiene en la refinería electrolítica es un cátodo de alta pureza con un contenido mínimo de cobre de 99,99%.

En esta etapa del proceso se consume fundamentalmente energía eléctrica. Se ocupan pequeñas cantidades de combustibles para mantener la temperatura del electrolito en los niveles requeridos por el proceso (45 – 60 °C).

Plantas de Ácido Sulfúrico

Los gases provenientes del proceso de fusión/conversión del cobre se captan mediante campanas y se tratan primeramente en precipitadores electrostáticos para extraerles el polvo que contienen. Luego se conducen a la planta de ácido, donde ingresan al módulo de limpieza y luego al módulo de contacto que es donde se produce la transformación del SO₂ en ácido sulfúrico.

El consumo de energía es completamente de energía eléctrica, tanto para los precipitadores electrostáticos como en la planta de ácido y en los sopladores, bombas, etc.

Plantas de Tratamiento de RILES y RISES

Existen diversas plantas de tratamiento de residuos sólidos y líquidos generados en las distintas etapas del proceso de refinación del cobre, las cuales generalmente consisten en procesos químicos de neutralización de las sustancias tóxicas o peligrosas, con el propósito de disponer de ellas en forma segura.

El consumo de energía es preferentemente energía eléctrica para movimientos de flujos líquidos, transporte de pulpas, filtrado y secado.

C1.2 Metodología de cálculo de las emisiones de GEI

C1.2.1 Producción de sector cobre

En el cuadro siguiente se entrega la producción de cobre separada por proceso para el período 1986-1998.

Cuadro C1.1: Producción sector cobre. Chile 1986-1998.

		1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
PRODUCCION COBRE TOTAL CHILE	(miles de TM Cu fino)	1.401,1	1.418,1	1.451,0	1.609,3	1.588,4	1.814,3	1.932,7	2.055,4	2.219,9	2.488,6	3.115,8	3.392,0	3.686,9
Total Cobre pasó por Fundición	(miles de TM Cu fino)	1.050,0	1.039,4	1.118,1	1.143,7	1.182,2	1.150,4	1.165,9	1.208,0	1.235,8	1.269,8	1.355,6	1.389,6	1.403,1
Total Concentrados Cu Tratados en Fundición	(miles de TM Cu concentrados)	3.571,4	3.535,4	3.803,1	3.890,1	4.021,1	3.912,9	3.965,6	4.108,8	4.203,4	4.319,0	4.610,9	4.726,5	4.772,4
Total Electro-refinación (cátodos ER)	(miles de TM Cu fino)	714,3	750,0	767,3	810,2	955,6	967,2	952,6	953,8	932,6	972,4	993,7	1.110,8	1.098,0
Total Electro-obtención (cátodos EO)	(miles de TM Cu fino)	42,9	40,0	45,3	97,2	122,1	120,1	135,5	155,1	201,0	372,5	635,7	881,0	1.108,1
Cu fino contenido en Total Concentrados Producidos	(miles de TM Cu fino)	1.348,6	1.371,8	1.402,5	1.509,7	1.466,2	1.692,1	1.795,9	1.899,0	2.020,5	2.118,1	2.507,8	2.539,4	2.607,4
Concentrados Cu Secados	(miles de TM Cu concentrados)	4.495,4	4.572,7	4.675,1	5.032,5	4.566,0	4.375,3	4.511,7	4.071,3	4.020,0	3.936,7	3.914,9	3.676,8	3.656,1

Fuente: COCHILCO.

C1.2.2 Consumo de combustible por proceso y tipo de combustible

En base a la información y clasificación de procesos entregadas por COCHILCO para los años 93 y 94 (inventario 1993-1994) y el Balance de energía de la CNE, se construyó el cuadro siguientes, que resume el consumo de cada combustible por tipo de proceso en la industria del cobre en Chile.

Cuadro C1.2: Consumo de combustible por proceso en la industria del cobre, Chile 1986-1998
(TJ)

	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Mina													
Diesel	4.235	4.214	4.407	4.786	6.411	6.300	6.280	6.687	7.707	8.738	9.028	10.976	13.977
Secado de concentrados													
Fuel oil	2.755	2.803	2.866	3.085	2.799	2.682	2.765	2.495	2.464	2.413	2.400	2.254	2.241
Fundición													
Fuel Oil	10.055	10.310	11.357	11.979	13.019	11.398	10.856	9.702	9.215	7.569	8.345	9.365	7.081
Diesel	156	156	163	177	237	233	232	247	285	323	333	405	516
Carbón	2.474	2.486	2.379	2.132	1.989	1.854	1.392	2.331	1.424	135	732	1.173	199
Kerosene	617	473	676	776	740	668	628	601	505	382	354	314	314
Refinería Electrolítica													
Fuel oil	747	784	802	847	999	1.011	996	997	975	1.017	1.039	1.161	1.148
Electrodeposición													
Fuel oil	14	13	15	32	40	40	45	51	66	123	210	290	365
Servicios													
Diesel	493	491	513	557	747	734	731	779	897	1.018	1.051	1.278	1.628

Fuente: Elaboración propia en base a información entregada por COCHILCO y Balance de energía CNE.

C1.2.3 Factores de emisión

C1.2.3.1 Proceso de extracción

Como se señaló en el punto C1.1 de este anexo, en la extracción del mineral se hace uso intensivo de equipos que consumen petróleo diesel (LHD y camiones). Por lo tanto, se utilizaron los factores de emisión del IPCC asociados a maquinaria pesada. En el cuadro C1.3 se entregan los factores.

Cuadro C1.3
Factores de emisión asociados al proceso de extracción
(kg/TJ)

Combustible	CO	CH ₄	COVNM	N ₂ O	NO _x
Diesel	380,0	4,0	90,0	2,0	1.200,0

Fuente: IPCC (1996), Vol. 3, p. 1.89, Tabla 1-47 (*Construction and Industrial Equipment*).

C1.2.3.2 Secado de concentrados

Los factores de emisión utilizados para este proceso son los que se entregan a continuación.

Cuadro C1.4
Factores de emisión en el proceso de secado
(kg/TJ)

Combustible	CO	CH ₄	COVNM	N ₂ O	NO _x
Pet. Comb.	16,0	1,0	n.d.	0,6	168,0

Fuente: IPCC (1996), Vol. 3, p. 1.55, Tabla. 1-17 (*Dryer-Oil*), p. 1.36, Tabla 1-8 (*Manufacturing Industries and Construction*).

C1.2.3.3 Fundición

En el proceso de fundición existen diversas etapas y equipos consumidores de energía y diferentes combustibles utilizados. Sin embargo, como la información disponible relativa a consumos de energía no está desagregada por procesos y equipos sino que en forma global para la etapa de fundición, fue necesario elaborar factores de emisión promedio en base a los valores disponibles en el IPCC, considerando los equipos existentes en las fundiciones y su importancia relativa como consumidores de energía.

Se consideraron las siguientes etapas dentro de la fundición:

- a) Secado y tostación
- b) Hornos: reverbero (HR), flash (HF) y convertidor Teniente (CT)
- c) Conversión: Peirce-Smith y Hoboken

- d) Refinación a fuego
- e) Tratamiento de escoria

Para el secado y tostación se definieron las siguientes condiciones de operación:

- Combustión en condiciones normales (uso de aire)
- Temperatura: 500 - 600 °C

Se supone que hay emisiones de N₂O debido a la temperatura de operación².

Los factores de emisión base son valores por defecto.

Cuadro C1.5
Factores de emisión base en el secador
(kg/TJ)

Combustible	CO	CH ₄	COVNM	N ₂ O	NO _x
Pet. Comb.	16,0	1,0	n.d.	0,6	168,0

Fuente: IPCC (1996), Vol. 3, p. 1.55, Tabla 1-17 (*Kilns, Ovens, and Dryers Source Performance, Dryer-Oil*).

Nota: El factor de emisión de N₂O es un valor por defecto [IPCC (1996), Vol. 3, p. 1.36, Tabla 1-8].

En el caso de los hornos (HR / HF / CT) se supusieron las siguientes condiciones de combustión:

- Combustión con aire enriquecido en oxígeno o con oxígeno
- Temperatura: 1.200 - 1.300 °C
- Tamaño del horno: 400 - 800 m³

Además se supone que:

- Combustión completa debido a la inyección de aire enriquecido en oxígeno y debido al tamaño del horno³
- No hay emisión de CO, CH₄, COVNM debido a que existe combustión completa
- No hay emisión de N₂O debido a que existen altas temperaturas⁴
- Hay emisiones de NO_x a causa de las altas temperaturas y del uso de aire en exceso⁵. El factor de emisión para el NO_x es el factor para "Kilns"⁶.

² Para temperaturas muy por debajo de los 1.000 K o sobre unos 1.200 K, el factor de emisión de N₂O es despreciable. Entre 800 y 1.100 K las emisiones alcanzan el nivel más alto, con un máximo de emisiones cerca de los 1.000 K (IPCC (1996), p. 1.35, Vol. 3).

³ IPCC (1996), Vol. 3, p. 1.37.

⁴ IPCC (1996), Vol. 3, p. 1.35.

⁵ IPCC (1996), Vol. 3, p. 1.37

⁶ IPCC (1996), Vol. 3, p. 1.55, Tabla 1-17: *Kilns, Ovens and Dryers Source Performance*

Cuadro C1.6
Factores de emisión base en hornos HR, HF y CT
(kg/TJ)

Combustible	CO	CH ₄	COVNM	N ₂ O	NO _x
Pet. Comb.	0,0	0,0	0,0	0,0	527,0

Para la etapa de conversión se ha supuesto que:

- No existe emisión de N₂O a causa de las temperaturas altas⁷

Las condiciones de la combustión son:

- Combustión en condiciones normales (uso de aire)
- Temperatura: 1.200 - 1.300 °C
- Tamaño del horno: 350 m³

Los factores de emisión son los siguientes.

Cuadro C1.7
Factores de emisión base etapa de conversión
(kg/TJ)

Combustible	CO	CH ₄	COVNM	N ₂ O	NO _x
Pet. Comb.	12,45	3,0	n.d	n.d.	179,6

Fuente: Factores EPA (CO y NO_x) e IPCC, p. 1-54, Tabla 1-16 (CH₄), (*Industrial Boiler Performance*).

En la refinación a fuego se consideran: a) la combustión que se supone igual al proceso de conversión (por lo tanto tiene los mismos factores de emisión), y b) la reducción.

En la reducción se consideran las siguientes condiciones:

- Reducción de oxígeno mediante el soplado de hidrocarburo
- Reducción con el doble de la relación estequiométrica
- Temperatura: 1.200 °C

Por no contar con información detallada respecto del uso del kerosene dentro de la fundición se supuso que se pueden aplicar los factores de emisión para una caldera, aunque se tienen antecedentes de la literatura internacional que el kerosene ocupado en la reducción produciría sólo emisiones de CO.

En consecuencia, los factores de emisión son:

⁷ IPCC (1996), Vol. 3, p. 1.35.

Cuadro C1.8
Factores de emisión base en la reducción
(kg/TJ)

Combustible	CO	CH ₄	COVNM	N ₂ O	NO _x
Kerosene	16	0,2	0	0,4	65

Fuente: IPCC(1996), Vol. 3, p-1-54, Tabla 1-16, (*Industrial Boiler Performance, Distillate Fuel Oil Boilers*).

Para el tratamiento de escoria se consideraron los siguientes valores por defecto.

Cuadro C1.9
Factores de emisión base para tratamiento de escoria
(kg/TJ)

Combustible	CO	CH ₄	COVNM	N ₂ O	NO _x
Pet. Comb.	12,5	3,0	n.d	n.d	179,6
Carbón	35,9	10,0	n.d	n.d	269,4

Fuente: Factores EPA (CO y NO_x) e IPCC, p. 1-54, Tabla 1-16 (CH₄), (*Industrial Boiler Performance*).

En función de los factores base de los cuadros C1.5 al C1.9 y de una estimación de los consumos relativos de energía en cada proceso, se construyeron los factores de emisión promedio para el proceso denominado fundición.

Los factores resultantes se entregan en el cuadro C1.10.

Cuadro C1.10
Factores de emisión para la fundición
(kg/TJ)

Combustible	CO	CH ₄	COVNM	N ₂ O	NO _x
Pet. Combustible	13,24	2,56	0	0,60	382,95
Kerosene	16,0	0,2	0	0,4	65,0
Carbón	35,9	10,0	0,0	0,0	269,4

Fuente:: Elaboración propia en base a Cuadros C1.5 al C1.9.

C1.2.3.4 Refinación

Los factores de emisión utilizados para este proceso son los que se entregan en el cuadro C1.11.

Cuadro C1.11
Factores de emisión para refinación (electrolítica y electrodeposición)
(kg/TJ)

Combustible	CO	CH ₄	COVNM	N ₂ O	NO _x
Pet. Comb.	15,0	3,0	n.d.	0,3	170,0

Fuente: IPCC (1996), Vol. 3, p. 1-54, Tabla 1-16, (*Industrial Boiler Performance, Residual Fuel Oil Boilers*).

C1.2.3.5 Servicios

Los factores de emisión para éste ítem se entregan a continuación.

Cuadro C1.12
Factores de emisión para servicios
(kg/TJ)

Combustible	CO	CH ₄	COVNM	N ₂ O	NO _x
Diesel	319,0	4,0	107,0	2,0	677,0
Gasolina	4.833,0	19,5	931,5	3,0	222,0

Fuente: Planilla 1-3, Tabla 53, Planilla 1-2, Tabla 67 y Planilla 1-4, Tabla 35, Transporte, Anexo C, Inventario de emisiones 1994

C1.2.3.6 Planta de Cal

Para la planta de cal se adoptaron los siguientes factores:

Cuadro C1.13
Factores de emisión planta de cal
(kg/TJ)

Combustible	CO	CH ₄	COVNM	N ₂ O	NO _x
Pet. Comb.	12,45	3,00	n.d	n.d	179,58
Carbón	35,92	10,00	n.d	n.d	269,38

Fuente: Petróleo combustible y carbón: EPA (CO y NO_x) e IPCC (1996), p. 1-54, Tabla 1-16 (CH₄), (*Industrial Boiler Performance, Residual Fuel Oil Boilers*).

C1.2.3.7 Otros factores de emisión

Los factores de emisión asociados a las emisiones de CO₂ se calculan como el producto del factor de emisión de carbono de los combustibles, la fracción de carbono oxidado y la relación entre las masas de CO₂ y de C (masa CO₂/masa C = 44/12).

En el cuadro C1.14 se entregan los factores de emisión de carbono de los combustibles.

Cuadro C1.14
Factores de emisión de carbono

Combustible	Factor (kg/GJ)
Diesel	20,2
Pet. Combustible	21,1
Carbón Bituminoso	25,8

Fuente: IPCC (1996), Vol. 3, p. 1.13, Tabla 1-1.

La fracción de carbono oxidado se entrega en el cuadro C1.15.

Cuadro C1.15
Fracción de carbono oxidado

Combustible	Fracción de carbono oxidado (%)
Diesel	99
Pet. Combustible	99
Carbón Bituminoso	98

Fuente: IPCC (1996), Vol. 3, p.1.29, Tabla 1-6.

Los factores de emisión para el CO₂ son los que resume el cuadro C1.16.

Cuadro C1.16
Factores de emisión para CO₂

Combustible	Factor de emisión (kg/GJ)
Diesel	73,33
Pet. Comb.	76,59
Carbón Bituminoso	92,96
Gasolina	72,10
Diesel (Servicios)	72,10
Diesel (Extracción)	75,00

Fuente: Elaboración propia en base a Cuadros D1.31 y D1.32, IPCC (1996), Vol. 3, p.1-89, Tabla 1-47 (*Construction and Industrial Equipment*) y Planilla 1-2, Tabla 67, Transporte, Anexo C, Inventario de emisiones 1994.

Los factores de emisión de SO₂ se entregan en el cuadro C1.17.

Cuadro C1.17
Factores de emisión de SO₂

Combustible	Factor de emisión (kg/TJ)
Pet. Combustible	617,50
Diesel	36,90
Carbón	987,35
Kerosene	41,70
Gasolina	13,94
Diesel (Servicios)	36,91

Fuente: Elaboración propia en base a IPCC (1996), Vol. 3, p. 1.44, Tabla 1-12, ENAP, Coal Week International, CNE e Inventario 1994.

C1.2.4 Emisiones de GEI

En base a los antecedentes anteriores, se calcularon las emisiones de GEI por consumo de combustibles en la industria del cobre para los años 1986 al 1998, los que se entregan en los cuadros siguientes.

Cuadro C1.18
Emisiones de GEI por consumo de combustibles en la minería del cobre, Chile 1993
(Gg)

EMISIONES	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
CO	2,056	2,051	2,146	2,310	2,994	2,919	2,887	3,071	3,456	3,817	3,971	4,814	6,003
CH ₄	0,075	0,075	0,078	0,079	0,088	0,082	0,076	0,084	0,078	0,066	0,075	0,091	0,089
COVNM	0,434	0,432	0,452	0,490	0,657	0,646	0,643	0,685	0,790	0,895	0,925	1,125	1,432
N ₂ O	0,018	0,018	0,019	0,020	0,025	0,023	0,023	0,023	0,025	0,026	0,027	0,032	0,038
NO _x	10,575	10,654	11,301	12,012	14,430	13,609	13,260	13,547	14,411	14,755	15,598	18,612	21,327
SO ₂	11,030	11,244	11,852	12,186	12,677	11,470	10,722	10,791	9,610	7,389	8,528	9,710	7,495
CO ₂	1.677	1.692	1.800	1.886	2.080	1.921	1.837	1.849	1.806	1.644	1.789	2.077	2.074

Fuente: Elaboración propia en base a cuadros anteriores.

Las emisiones de GEI por proceso se entregan en los cuadros siguientes.

Cuadro C1.19 :Emisiones de CO por proceso en la minería del cobre, Chile 1986-1998
(Gg)

	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Mina	1,609	1,601	1,675	1,819	2,436	2,394	2,386	2,541	2,929	3,321	3,431	4,171	5,311
Secado de concentrados	0,044	0,045	0,046	0,049	0,045	0,043	0,044	0,040	0,039	0,039	0,038	0,036	0,036
Fundición	0,234	0,236	0,249	0,250	0,259	0,232	0,207	0,226	0,186	0,116	0,148	0,178	0,114
Refinería Electrolítica	0,011	0,012	0,012	0,013	0,015	0,015	0,015	0,015	0,015	0,015	0,016	0,017	0,017
Electrodeposición	0,000	0,000	0,000	0,000	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,002	0,003	0,004	0,005
Servicios	0,157	0,157	0,164	0,178	0,238	0,234	0,233	0,248	0,286	0,325	0,335	0,408	0,519
TOTAL	2,056	2,051	2,146	2,310	2,994	2,919	2,887	3,071	3,456	3,817	3,971	4,814	6,003

Fuente: Elaboración propia en base a cuadros anteriores.

Cuadro C1.20 :Emisiones de CH₄ por proceso en la minería del cobre, Chile 1986-1998
(Gg)

	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Mina	0,017	0,017	0,018	0,019	0,026	0,025	0,025	0,027	0,031	0,035	0,036	0,044	0,056
Secado de concentrados	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002
Fundición	0,051	0,051	0,053	0,052	0,053	0,048	0,042	0,048	0,038	0,021	0,029	0,036	0,020
Refinería Electrolítica	0,002	0,002	0,002	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003
Electrodeposición	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,001	0,001	0,001
Servicios	0,002	0,002	0,002	0,002	0,003	0,003	0,003	0,003	0,004	0,004	0,004	0,005	0,007
TOTAL	0,075	0,075	0,078	0,079	0,088	0,082	0,076	0,084	0,078	0,066	0,075	0,091	0,089

Fuente: Elaboración propia en base a cuadros anteriores.

Cuadro C1.21 :Emisiones de COVNM por proceso en la minería del cobre, Chile 1986-1998
(Gg)

EMISIONES DE COVNM Gg	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Mina	0,381	0,379	0,397	0,431	0,577	0,567	0,565	0,602	0,694	0,786	0,813	0,988	1,258
Secado de concentrados	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
Fundición	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
Refinería Electrolítica	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
Electrodeposición	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
Servicios	0,053	0,053	0,055	0,060	0,080	0,079	0,078	0,083	0,096	0,109	0,112	0,137	0,174
TOTAL	0,434	0,432	0,452	0,490	0,657	0,646	0,643	0,685	0,790	0,895	0,925	1,125	1,432

Fuente: Elaboración propia en base a cuadros anteriores.

Cuadro C1.22 :Emisiones de N₂O por proceso en la minería del cobre, Chile 1986-1998
(Gg)

	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Mina	0,008	0,008	0,009	0,010	0,013	0,013	0,013	0,013	0,015	0,017	0,018	0,022	0,028
Secado de concentrados	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,002	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001
Fundición	0,006	0,006	0,007	0,008	0,008	0,007	0,007	0,006	0,006	0,005	0,005	0,006	0,005
Refinería Electrolítica	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
Electrodeposición	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
Servicios	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,002	0,002	0,002	0,002	0,003	0,003
TOTAL	0,018	0,018	0,019	0,020	0,025	0,023	0,023	0,023	0,025	0,026	0,027	0,032	0,038

Fuente: Elaboración propia en base a cuadros anteriores.

Cuadro C1.23 :Emisiones de NO_x por proceso en la minería del cobre, Chile 1986-1998
(Gg)

	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Mina	5,082	5,057	5,289	5,744	7,693	7,560	7,536	8,024	9,249	10,486	10,834	13,172	16,772
Secado de concentrados	0,463	0,471	0,481	0,518	0,470	0,451	0,465	0,419	0,414	0,405	0,403	0,379	0,376
Fundición	4,567	4,659	5,044	5,223	5,585	4,923	4,588	4,398	3,964	2,981	3,437	3,949	2,819
Refinería Electrolítica	0,127	0,133	0,136	0,144	0,170	0,172	0,169	0,170	0,166	0,173	0,177	0,197	0,195
Electrodeposición	0,002	0,002	0,003	0,005	0,007	0,007	0,008	0,009	0,011	0,021	0,036	0,049	0,062
Servicios	0,334	0,332	0,347	0,377	0,505	0,497	0,495	0,527	0,608	0,689	0,712	0,865	1,102
TOTAL	16,069	16,251	17,313	18,281	21,167	19,658	18,985	19,070	19,574	19,024	20,363	24,052	25,881

Fuente: Elaboración propia en base a cuadros anteriores.

Cuadro C1.24 :Emisiones de SO₂ por proceso en la minería del cobre, Chile 1986-1998
(Gg)

	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Mina	0,156	0,155	0,163	0,177	0,237	0,232	0,232	0,247	0,284	0,322	0,333	0,405	0,516
Secado de concentrados	1,702	1,731	1,770	1,905	1,728	1,656	1,708	1,541	1,522	1,490	1,482	1,392	1,384
Fundición	8,684	8,847	9,396	9,541	10,043	8,906	8,113	8,327	7,128	4,836	5,903	6,970	4,601
Refinería Electrolítica	0,461	0,484	0,495	0,523	0,617	0,624	0,615	0,616	0,602	0,628	0,642	0,717	0,709
Electrodeposición	0,009	0,008	0,009	0,020	0,025	0,024	0,028	0,032	0,041	0,076	0,129	0,179	0,226
Servicios	0,018	0,018	0,019	0,021	0,028	0,027	0,027	0,029	0,033	0,038	0,039	0,047	0,060
TOTAL	11,030	11,244	11,852	12,186	12,677	11,470	10,722	10,791	9,610	7,389	8,528	9,710	7,495

Fuente: Elaboración propia en base a cuadros anteriores.

Cuadro C1.25 :Emisiones de CO₂ por proceso en la minería del cobre, Chile 1986-1998
(Gg)

	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Mina	318	316	331	359	481	473	471	501	578	655	677	823	1.048
Secado de concentrados	211	215	219	236	214	205	212	191	189	185	184	173	172
Fundición	1.055	1.065	1.150	1.183	1.252	1.109	1.022	1.020	895	643	757	878	621
Refinería Electrolítica	57	60	61	65	77	77	76	76	75	78	80	89	88
Electrodeposición	1	1	1	2	3	3	3	4	5	9	16	22	28
Servicios	36	35	37	40	54	53	53	56	65	73	76	92	117
TOTAL	1.677	1.692	1.800	1.886	2.080	1.921	1.837	1.849	1.806	1.644	1.789	2.077	2.074

Fuente: Elaboración propia en base a cuadros anteriores.

C2. CELULOSA Y PAPEL

En este capítulo se presentan las emisiones provenientes de la fabricación de celulosa y papel. El análisis por proceso se centró en la fabricación de celulosa, dado el mayor interés metodológico para los fines de este estudio.

C2.1 Proceso

Las alternativas de procesamiento de las astillas para producir celulosa incluyen tratamiento mecánico o tratamiento químico. Este último, según los productos que se usen para atacar a la madera, puede ser al sulfato o al sulfito. El proceso predominante usado en Chile -80 a 90% de la producción total- es al sulfato que genera la pulpa Kraft, ya que permite recuperar parte de los productos químicos que se usan y porque puede utilizar cualquier tipo de madera. Debido a lo anterior, sólo se describirá este proceso.

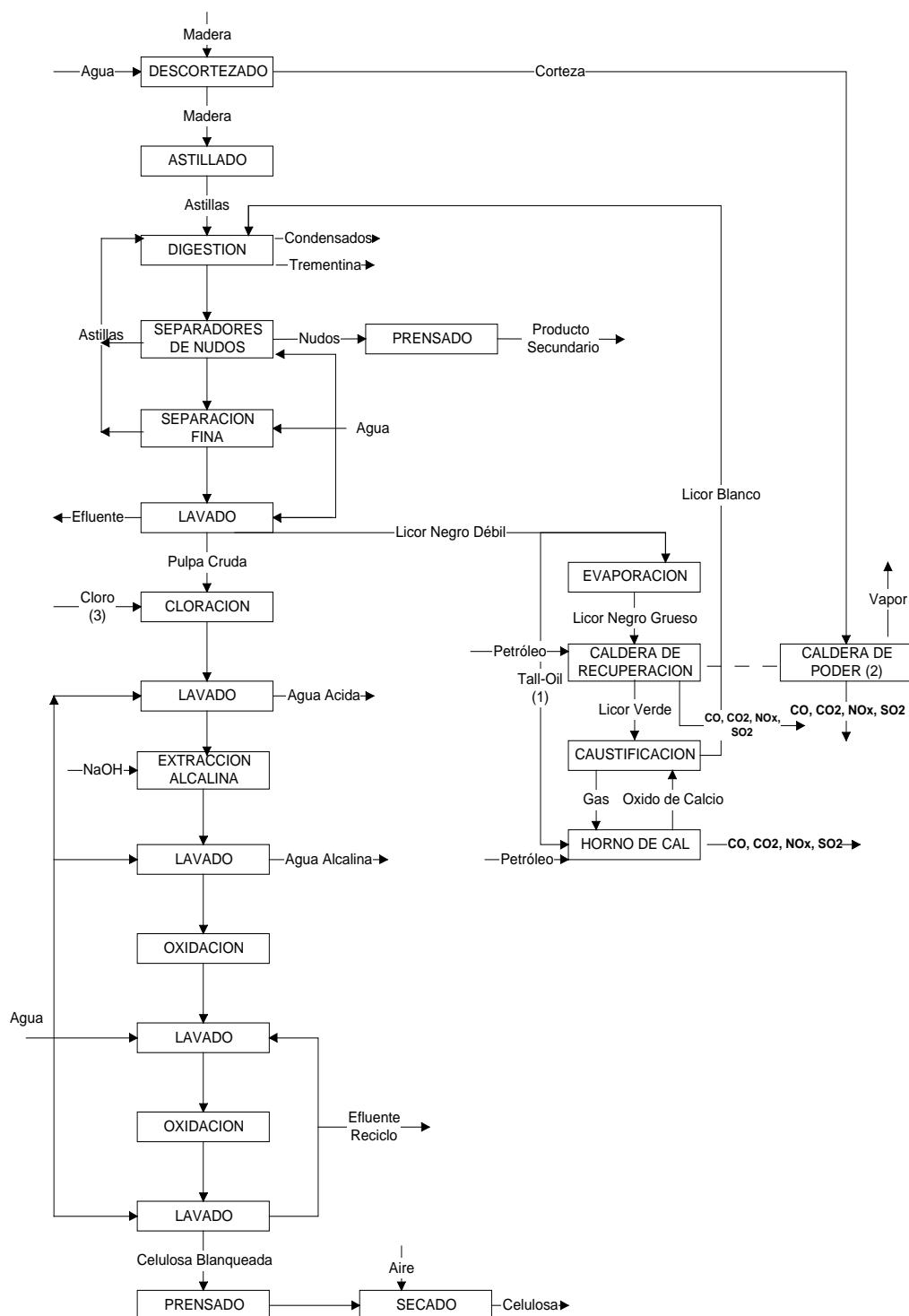
El proceso se inicia con el almacenamiento de la madera en patios de acopio por un período determinado (ver la secuencia del proceso en la siguiente página).

Dado que la corteza no posee fibras de celulosa, debe sacarse pudiendo emplearse como combustible en la caldera de poder. El descortezado se produce en tambores rotatorios o utilizando el método hidráulico, es decir, lanzar en forma tangencial un chorro de agua a presión.

Se obtienen astillas (chips) de la máquina chipeadora. Éstas se almacenan en pilas, desde donde el material va a los harneros vibratorios o cribas rotatorias para su posterior clasificación. El aserrín y el chip muy fino producido, van a las calderas y las astillas seleccionadas van a la cocción.

Iniciada esta fase del proceso, la madera se cuece en grandes autoclaves llamados digestores. El objetivo de la cocción es solubilizar la lignina y la hemicelulosa, tratando de provocar el mínimo daño a la fibra de celulosa. Para esto se inyecta vapor vivo y se agrega licor blanco, que consiste principalmente en Na_2S y NaOH , en una relación de $4,2 \text{ m}^3$ por tonelada de madera. El tiempo de retención de las astillas en el digestor depende de la producción, pero se estima que es de aproximadamente 7 horas, realizándose el proceso a 170°C y 8 bar de presión.

La pulpa de celulosa se clasifica en varios separadores de nudos, que extraen de la pasta los conglomerados y los nudos, definidos como trozos de astillas que no fueron lo suficientemente cocidos e impiden el normal funcionamiento de los equipos. Estos se llevan a un bunker (zona de almacenamiento de los rechazos), pasando posteriormente por una etapa de clasificación constituida por 4 tipos de separadores con circulación de los rechazos, es decir, lo que se rechaza en los primarios va a los secundarios y así sucesivamente. En esta etapa se separan los finos (trozos más pequeños de astillas que no fueron lo suficientemente cocidos).



- (1) El tall-oil es un combustible que se obtiene del licor negro débil. Sin embargo son muy pocas las empresas que actualmente lo utilizan.
- (2) La caldera de poder funciona en base a desperdicios húmedos de madera (DHM) y petróleo. La mitad de las plantas opera con este sistema, la otra mitad trabaja con caldera auxiliar cuyo único combustible es el petróleo.
- (3) Actualmente algunas empresas, para el tratamiento de blanqueo de la fibra, no utilizan cloro elemental.

La pulpa resultante más parte de los reactivos, se envía a estanques llamados difusores. Se lava la celulosa con agua y se obtiene un licor oscuro llamado lejía negra, el cual ingresa a la caldera recuperadora como combustible, en forma de licor negro grueso, transformándose en carbonato de sodio, el cual mediante procesos químicos regenera el licor blanco para la cocción de las astillas. Parte de los gases no condensados son capturados y quemados en un horno de cal. Además éste aporta el óxido de calcio (CaO) que en conjunto con el licor verde en el proceso de caustificación regeneran el licor blanco, el cual se realimenta a los digestores.

De la etapa de lavado anterior se obtiene una pulpa cruda que contiene del orden de 95% de celulosa, la que se envía a blanqueo para eliminarle el 5% de impurezas remanentes. En el proceso tradicional se aplica gas cloro (cloración), por su efectividad en convertir dichas impurezas remanentes en productos orgánicos clorados solubles en medio alcalino⁸. Esto hace necesario que posterior al lavado que sigue a la cloración, sea necesaria una extracción con solución alcalina de hidróxido de sodio. Con posterioridad al tratamiento alcalino, se realiza un nuevo lavado que arrastra parte importante de dicho remanente, obteniendo la pasta blanqueada. Cuando los requerimientos de mercado hacen necesarias pulpas muy blancas se agregan etapas de oxidación, todas ellas seguidas por etapas de lavado. Los reactivos usados son: Cl₂, ClO₂, NaOH, etc.

La pulpa blanca es finalmente sacada en una hoja gruesa como cartón, mediante un prensado y luego calentada con aire en bandejas para llegar a la cortadora, donde se cortan las láminas en forma rectangular, enfardándose finalmente para la venta.

C2.2 Cálculo de emisiones

C2.2.1 Procesos, energéticos y emisiones

En general, la industria de la celulosa es en parte importante autosuficiente en energía, generando tanto vapor como electricidad a partir de los subproductos del proceso.

Los energéticos utilizados en este proceso son: petróleo combustible, derivados de la madera (aserrín, corteza), licor negro y electricidad. A continuación se detallan las operaciones en que hay emisión de gases de efecto invernadero⁹:

⁸ Para disminuir la presencia de los compuestos orgánicos clorados, que son considerados contaminantes tóxicos peligrosos por ser agentes cancerígenos, se está haciendo frecuente el reemplazo de parte del cloro por dióxido de cloro, o bien utilizar como etapa previa la oxigenación.

⁹ La etapa de cocción está compuesta por digestores que se alimentan de vapor y astillas, sin emisión de GEI ya que las reacciones que ahí se generan sólo producen condensados y trementina (jugo semilíquido).

Caldera de Recuperación: Se alimenta de licor negro y petróleo. Como producto de la combustión se liberan CO_2 , CO , SO_2 y NO_x . Las emisiones de SO_2 también son producto de las reacciones que ocurren con el licor negro, esto debido a los componentes que este combustible posee (hidróxido de sodio, carbonato de sodio, sulfato de sodio y agua).

Caldera de Poder: En esta unidad se genera el vapor necesario para el funcionamiento de la planta. El consumo energético principal consta de corteza, aserrín y petróleo, produciéndose una combustión que emite CO_2 , CO , SO_2 y NO_x . Esta caldera la utilizan sólo algunas empresas, ya que el resto utiliza caldera auxiliar, cuya alimentación es principalmente petróleo, emitiéndose los gases señalados.

Horno de Cal: El consumo energético es petróleo, generándose CO_2 , CO , SO_2 y NO_x .

C2.2.2 Metodología

A fin de recabar información de base sobre consumo de energía para las distintas áreas de producción, se envió una encuesta a todas las empresas productoras de celulosa. La información obtenida presentaba diferencias significativas con aquella de la CNE respecto del uso energético de la biomasa. Por el contrario, los consumos de combustibles fósiles eran relativamente consistentes entre ambas fuentes.

De acuerdo a la metodología adoptada, se optó por utilizar las cifras de la CNE para los combustibles fósiles de manera que hubiese correspondencia entre el enfoque de referencia y el de usos finales, y por otra parte, ello hacía más expedito el proceso de actualización.

En el caso de la biomasa, se estimó que las empresas tenían una visión más precisa de qué parte de ella se transforma en celulosa y qué parte se utiliza para fines energéticos. Además, las empresas desagregaron los energéticos usados con mayor detalle que la información oficial de la CNE, lo cual es importante debido a que los factores de emisión no son los mismos; es el caso del licor negro, por ejemplo, que en el Balance de Energía de la CNE aparece agregado en la categoría “Leña y otros”. En consecuencia, los consumos de biomasa incluidos en este inventario corresponden a los informados por las empresas.

Por otra parte, aún cuando existe autogeneración de electricidad en algunas de las plantas de celulosa, no se separaron los consumos de energía entre proceso y autogeneración, debido a que se trata de cogeneración (vapor y electricidad), y no estuvo disponible el detalle de cuanta energía contenida en los combustibles fue a cada uno de estos portadores.

Los factores de emisión provienen del IPCC, salvo aquellos del licor negro, que se obtuvieron mediante una comunicación personal con la Dra. Kristiina Iisa del Institute of Paper Science and Technology (IPST) y de Adams et al (1997). El cuadro siguiente muestra los factores considerados.

Cuadro C2.1
Factores de emisión considerados en la producción de celulosa y papel
(kg/TJ)

Combustible	C	CH ₄	N ₂ O	NO _x	CO	COVNM	SO ₂
Kerosene	19,6	2	0,6	200	10	5	41,68
Petróleo diesel	20,2	0,2	0,4	65	16	5	36,91
Petróleo combustible	21,1	3	0,3	170	15	5	617,54
Gas licuado	17,2	3	0,1	96,5	17	5	
Carbón bituminoso	25,8	1	1,4	300	20	5	987,35
Leña / desechos de madera	29,9	15	4,0	65	590	50	287,33
Licor negro	32,0	66,8		85			42,15

Las fuentes de estos factores son las siguientes:

1) Los factores de emisión de carbono provienen de la Tabla 1-2, p. 1.6, Vol. 2 IPCC (1996), excepto aquel del licor negro, el cual se estimó considerando que el contenido de carbono es de 390 kg C/t y que el PCI es de 12,2 GJ/t (fuente: comunicación personal con la Dra. Kristiina Iisa y Adams et. al (1997)). El cálculo es el siguiente: 32 t C/TJ = 390 kg C/t / 12,2 GJ/t.

2) La fracción de carbono oxidado se obtuvo de la Tabla 1-6, p. 1.29, Vol. 3 IPCC (1996), excepto para la leña y el licor negro que se supuso 0,9.

3) CH₄, N₂O, NO_x, CO y COVNM:

- Kerosene: Tablas 1-7 a 1-11, Manufacturing Industries and Construction (Oil), pp. 1.35-1.42, Vol. 3, IPCC (1996).
- Petróleo diesel: Tabla 1-16, Industrial Boiler Performance (Oil, Distillate Fuel Oil Boiler), pg. 1.54, Vol. 3, IPCC (1996).
- Petróleo combustible: Tabla 1-16, Industrial Boiler Performance (Oil, Residual Fuel Oil Boiler), pg. 1.54, Vol. 3, IPCC (1996).
- Gas licuado: Para el CH₄, N₂O y COVNM: Tablas 1-7, 1-8 y 1-11 (Natural Gas, Manuf. Ind.); NO_x y CO: Tabla 1-16, LPG Boilers (promedio de propano y butano), Vol. 3, IPCC (1996).
- Carbón bituminoso: Tablas 1-7 a 1-11, Energy Industries (Coal), pp. 1.35-1.42, Vol. 3, IPCC (1996).
- Leña / desechos de madera: Para el CH₄, NO_x y CO: Tabla 1-16, Industrial Boiler Performance (Wood, Stoker Boilers); Para el N₂O y COVNM: Tablas 1-8 y 1-11, Energy Industries (Wood/Wood Waste), Vol. 3, IPCC (1996).
- Licor negro: Los factores se obtuvieron de una comunicación personal con la Dra. Kristiina Iisa y Adams et al (1997).

4) El contenido de azufre de los combustibles se obtuvo de las siguientes fuentes:

- Derivados del petróleo: Empresa Nacional del Petróleo (ENAP).
- Carbón: estimación PRIEN, en base a antecedentes de CNE y Coal Week International.

- Leña: Tabla 1-12, Vol. 3, p. 1.44, IPCC (1996).
- Para el licor negro se obtuvo el factor de emisión directamente de una comunicación personal con la Dra. Kristiina Iisa y Adams et al (1997).
- El porcentaje de retención de azufre en la ceniza se estimó en base a IPCC (p. 1.44, Vol. 3, 1996).

Los antecedentes señalados permitieron estimar las emisiones de los distintos gases de efecto invernadero para el período 1986-1998, utilizando las secuencias de cálculo definidas por el IPCC, las cuales se encuentran en las tablas de los anexos A y B. Los consumos de energía para los combustibles exceptuando la biomasa se obtienen del Balance de energía de la CNE. La biomasa consumida para autogeneración se estima en función de la celulosa química producida (se producen 9,8 ton de licor negro por tonelada de celulosa química).

Cuadro C2.2: Cortezas y Licor negro para autogeneración.

	Corteza miles de ton sólidas	Licor negro miles de ton
1986	298	6.801
1987	304	6.938
1988	313	7.134
1989	292	6.664
1990	277	6.321
1991	224	9.153
1992	360	14.700
1993	402	16.435
1994	411	17.287
1995	444	18.900
1996	451	18.937
1997	437	18.310
1998	465	19.401

Fuente: Elaboración propia en base a Dicelpa, INFOR y "Costos de Mitigación de las Emisiones de Contaminantes de la Industria Minera, Pesquera y Forestal", CONAMA-Banco Central, 1996.