

国外最新
高炉冶炼工艺技术专利集
第一集

1、冶金焦的生产·····	1
2、冶金焦的生产·····	6
3、煤焦油提纯·····	11
4、从重油中去除氮的化合物·····	16
5、用于从焦油砂中提取沥青的热水工艺·····	22
6、用于烃燃料油的氢化提纯催化剂·····	28
7、用于提高原油流动性的添加剂·····	34
8、重油的催化加氢裂化·····	40
9、具有预定强度的焦炭的生产·····	46
10、从非粘结性煤中生产冶金焦炭·····	52
11、高炉焦炭的生产·····	56
12、控制流到炼焦炉燃烧室的空气量·····	59
13、石油焦的制取·····	64
14、预测炼焦炉的熄灭时间·····	67
15、测定炼焦炉的熄灭·····	71
16、提高低品位煤的热值·····	75

17、从含沥青砂岩和油页岩中回收烃·····	86
18、从水解木质素中生产冶金碳素·····	94
19、炼焦炉中加料煤用的干燥工艺·····	98
20、可控制的炼焦炉加热程序·····	105
21、生产无裂缝的大尺寸焦炭块·····	108
22、用回归方程制造焦炭等·····	111
23、生产用于作电极的高质量焦炭·····	115

特許日本国特許庁(JP)

特許公開願

公開特許公報(A) 昭60-51781

発明者

特許代理人

特許代理人

特許公開 昭和60年(1985)3月23日

C 10 B 57/04

8018-4H

C 10 B 45/02

審査請求 未請求 発明の数 1 (全5頁)

発明の名称 冶金用コーキスの製造法

特許 昭60-157972

出願 昭58(1983)8月31日

発明者	根 本 謙 一	横浜市神奈川区瀬島丘17
発明者	渋谷 悌 二	横浜市鶴見区東寺尾中台20-10
発明者	加藤 友 則	横浜市鶴見区馬場5-17-11
発明者	藤村 武 生	横浜市鶴見区東寺尾中台21-11
発明者	佐野 芳 夫	横浜市鶴見区万騎原17
発明者	斎藤 汎	東京都中野区益の宮3-29-6
出願人	日本钢管株式会社	東京都千代田区丸の内1丁目1番2号
代理人	弁理士 白川 一	

要 約

1. 発明の名称

冶金用コーキスの製造法

2. 特許請求の範囲

1. 原料石炭化産物及び粉砕物とを適当に選んだ配合比を調整することにより、該配合比を調整してケーシングを0.90～1.05とすることを特徴とする冶金用コーキスの製造法。

2. 3mm以下を80%以上とされた配合比を用いる特許請求の範囲第1項に記載の冶金用コーキスの製造法。

3. 発明の詳細な説明

本発明は冶金用コーキスの製造法に係り、強度的に優れ、生産性の向上を図ることのできる冶金用コーキスの製造法を提供しようとするものである。高炉還元炉に用いられる冶金用コーキスに於ける強度を安定に維持させるための試みとしての役割の外に還元剤としての役割及び通気性維持材としての役割がある

り、これら3つの役割の中でも通気性維持材としての役割は重要である。然してこのような通気性維持材としての意味からコーキスに要求される特性として炉内強度、CO₂反応後強度、炉内強度などが採用されているが、これらの中でも最も重要視されるコーキス状態は炉内強度であつて、このコーキス炉内強度を支配する因子としては配合原料における原料炭の石炭化度、酸化耐酸性、酸性グループとイナートグループ量のような原料特性状と、コーキス製法における還元度やフリー還元、炉時間のような還元条件が挙げられる。ところで上記したような従来のコーキス製法におけるコーキス強度支配因子はその時点でコーキスバランス等から由来する経験則などを決定されるのでコーキス強度として代表的なドラム強度を機械的に操作するようなことは困難であり、むしろ上記のような因子を常に一定に保ち又は還元条件を同一にすることによつて鋼への鋼におけるコーキス品位

を決定化するものとしてされている。即ち原料を従来法における代表的な配合原料としては石炭を石炭化ガスと流動性によつて分類し、それら双方における相互関係でドラム強度を決定するものとして、石炭化ガスについてのピトリニット反動率とギースローガス流動度によるM. O. F. 関係の加算が実施され、該関係にそれぞれの原料量をプロットし、配合すべき原料間関係などがこの図表上における1〜4区間のどのような位置に位置するかを考慮して配合を決定し所要のドラム強度を得ようとするものである。この方法に基いて適切に管理し得るような安定したコースを得しめることは理論であるが配合設計を主体とするもので、更にコースが図においてコース強度などを積極的に示し得る手段を確立することは最も重要な点であるに相違なく、今日まで好ましい技術が確立されるに至っていない。

本発明は上記したような技術的問題を解決す

るために開発されたものであつて、平均石炭化率および流動度係数を適当に選んだ配合設計を施すに依り、該配合設計を加速図形としてカーブ強度を0.90〜1.05とすることを提案するものである。即ちこのような本発明について要約説明するとこのようなコースに於いて必要な強度を得るためには平均炭化率および最高流動度を所定値以上とすることが必要で、平均炭化率が1.05以下のような配合設計においては流動度が相当に高い場合においても所定のコース強度を得ることが困難であり、又流動度に関しても200 dpm以下であると共に平均炭化率がそれなりに高いとしても $D_{11}^{1/2} = 9.2$ 以上のような好ましいコース強度を得難い。然して解かる原料間の乾燥に於いて投入される原料配合設計の密度を高めるならば原料粒子間の距離を短縮し粒子間の反応をいし貯留層を容易かつ円滑化し得る結果として品質強度の向上をもたらすことが出来る。このため新規な投入原料設計の

密度化を図るに於いてそれなりの知識をいし方法が提案されているが、単に密度化の程度を如何に増進するかについて検討されているに止まり、原料密度化配合設計をコース化設計すも用台の特性についてはほとんど解明されていない。そこで本発明の目的はどのような原料のコース化設計との関係について検討を施した結果、投入すべき原料設計の密度を高める原料投入割合(0.75 T/m²程度)より略して0.8 T/m²〜0.9 T/m²のように入力密度を高めると、それによつて得られたコースの強度を幾何向上し得るものとして、0.9 T/m²を超過1.0 T/m²を超過するような高炭化化となると知つて得られるコース強度が低下することを知つた。即ち1割として3%以下が0.05でより95%の範囲に0.05のダイアグラムにおいて好ましい配合設計とされたと配合設計密度0.75 T/m²の最適化の場合においては $D_{11}^{1/2}$ が9.16であつて、この配合設計を基にして1.0 T/m²前後とすると前述ドラムイ

ンダックス値を9.4程度まで向上し得る。ところがこのような配合設計について1.0 T/m²以上に炭化した場合のコース強度は第1に示す通りで、コース強度が次第に低下し、1.1 T/m²近くになると $D_{11}^{1/2}$ が9.3程度となる。又コース反応後強度(week strength after reaction)以下CSRという)に於いても同様に1.0 T/m²以上で低下傾向が認められることは別に第2図において示す通りで、CSR値が1.0 T/m²前後で5.0に達していたものが1.07〜1.08 T/m²では3.5〜4.0となり、割合によつては3.0以下とすらなる。

このように原料密度化が充分に得られた場合においてコースが一割高強度化が認められるべきであるに拘わらず、却つて低下する理由についてはその理由を充分に説明することが困難であるが、上記のように原料密度化された場合においてはコース化時に発生するガス分により炉格中に塵埃の発生を見るものと推

定され、 $105T/m$ を所定 $11T/m$ に近づけつて測定したものをコータス強度低下が顕著となることは第1、2図に示された通りである。

上記したように肉厚方向に圧密化することにより配合限の脆弱強度やその石炭化率に際しても充分な自由度が与えられる。即ちこの関係については第3図に説明して示す通りであつて、従つて高圧において $D_{1\frac{1}{2}}=92$ 程度を得るには石炭化率に因する平均収率 $R\bar{w}=114$ 以上を必要とし、又脆弱強度(MF)に因しても200以上となることが不可欠であつて、 $R\bar{w}=99.0$ 、MF200以下では $D_{1\frac{1}{2}}$ が82~84、 $R\bar{w}=110$ でも $D_{1\frac{1}{2}}$ が87~88程度であつて所望するものを $D_{1\frac{1}{2}}=92$ 前後或いはそれ以上のドラム強度を得ないことは明かである。これに対し本発明に依り $10T/m$ の圧密化をなしたものの例で、 $R\bar{w}=99.0$ 、MF=100の場合でもドラム強度が8.5程度まで向上し、同じ

$R\bar{w}$ およびMF値による従来のもの(ドラム強度82)に比し大幅の向上を得しめてあり、若しMF値が500以上のような場合においては $D_{1\frac{1}{2}}=92$ 以上を得しめるであろう様相が明かである。又 $R\bar{w}$ が100以上のものを $10T/m$ 以上に圧密化するならばMF値が100以上である限り、 $D_{1\frac{1}{2}}$ を92以上とすることが可能であり、何れにしても石炭化率(MF)や脆弱強度(MF)による配合限の逸脱を必要としないで目的のドラム強度を適切に得しめることは明かである。

又本発明の実施に因つて配合限の逸脱を適当に低減化することは勿論有効であるが、脆化の程度が充分でなくとも適切なドラム強度向上を得しめる。即ちこの関係は第4図に示す通りで、従つて高圧においては $D_{1\frac{1}{2}}$ を92以上とするには少くとも配合限度-3mmを80%以上とすることが不可欠であり、水分についてもそれなりに調整すべきであるのに対し本発明によるものはこの-3mmが70%

でも93%以上であり、この70%に達しないときにおいても充分に $D_{1\frac{1}{2}}=92$ 以上を得しめることができ、即ちこの-3mmの多分が属するに因つて圧密化しないペースのものの土壌よりもコータス強度向上が顕著であり、-3mm90%では $D_{1\frac{1}{2}}$ が95に近しい値すら得られ、一般に-3mmを80%以上とすることがありである。

即ち上記のように配合限が低減化されるとともにコータスに対する投入量の増大を要し、即ち高圧に於いて20~40%程度の投入量増大が与えられるので、低圧化時間が必要となり或る程度として生産性を適切に向上し得ることは明かである。特にこの生産性については別項のように圧密化することにより脆弱強度を十分に確保を可能にするもので、例えば $105T/m$ の従来の場合において $D_{1\frac{1}{2}}$ が150Cの場合の $D_{1\frac{1}{2}}$ は91.1であるのに対し本発明を $100T/m$ の本発明の場合には3.5倍に同じく950Cである

と $D_{1\frac{1}{2}}$ を93.5に向上でき、この脆弱強度を1000C、1050Cと為しても $D_{1\frac{1}{2}}$ が93又は92%程度であつて好ましくコータス強度を有し、このように製品を高めるならばコータス化処理時間を短縮して充分な生産性向上をもたすことは明かである。

本発明の方法によるものの具体的実施に因つて、その圧密化はスタンプ法による圧密化、ロータリ法による圧密化、加圧釜による場合トランス方法によるものなどを適宜に採用し得る。圧密化されたケーキの後は炉内に對して適宜に選ぶことができるが、炉壁面とケーキ面との間隙は低密化ケーキを炉内に投入するのに支障のない範囲で小さくすることが好ましく、一般的に10~20mm(例として20~40mm)の範囲内とすることが適切である。

本発明によるものの具体的実施例に因つて説明すると以下の通りである。

最終脆弱度MFを200.64とし石炭化度(トリニット平均収率 $R\bar{w}$)を1.10とす

れたらう船舶より出る合系は9.1、-3.0が80%の配合比をブレストラバース法によつては37.5mmで高さ900mm、厚さ900mmとした試験荷重1.0T/m²のカーヤとなし、このものを試験荷重が4.10mのコータス材内に投入し、試験荷重9500で圧縮処理した。

即ちこのような試験で得られたコータスについてD1₁₀を測定した結果は9.36であり、上記配合比を圧縮処理しない0.75T/m²の条件で試験に投入し乾燥させた場合のベース強度であるD1₁₀は9.11のものに比しそのコータス強度を充分に向上せしめていることが認められた。

さらに上記配合比について圧縮度を0.99T/m²としたものに対する他の条件において比して前記同様の場合にD1₁₀は9.4のコータス強度を得られ、最高強度のコータス強度であり、試験に圧縮度を1.07T/m²としたものではD1₁₀は9.32であった。

又圧縮度を1.0T/m²としたものといはば圧

10000で乾燥した場合のD1₁₀は9.31であり、1.0500の場合には9.29であつて、乾燥処理が高くなることによつて強度低下が認められるとしても、なお前記したベース強度(9.11)よりは格段に高いものであつた。

以上説明したような本発明によるとはこのコータス製造用配合比を0.90~1.05T/m²の特定範囲に圧縮化して乾燥処理することにより得られるコータス強度を有効に向上せしめ、従つて所望な配合比における最高強度や石炭化度による腐蝕耐性を適宜に拡大して規定強度をもつたコータスを得られ、又低コストに所定品質をもつた製品を提供し得るのであつて、工業的にその効果の大きい発明である。

4. 図面の簡単な説明

図面は本発明の技術的内容を示すものであつて、第1図は配合比の圧縮度とその乾留処理によつて得られたコータス強度D1₁₀との関係を表わして示した図表、第2図は同じく

配合比の圧縮化とコータス炭化処理率との関係を示した図表、第3図は石炭化度を1%に固定したものについて内径ベースのものと1.0T/m²に圧縮化したものとを比較して配合比の炭化とドラム強度との関係を示した図表、第4図は配合比に乾留処理によるドラム強度を内径ベースのものと圧縮1.0T/m²の本発明法によるものとを比較して示した図表である。

特許出願人 日本ガイシ株式会社

発 明 者 坂 本 謙 一

同 佐 谷 隆 二

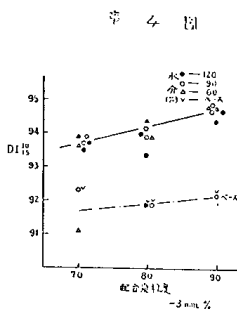
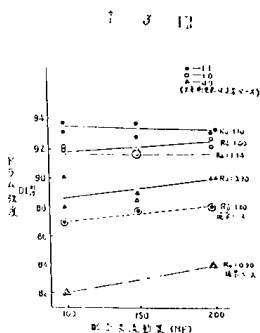
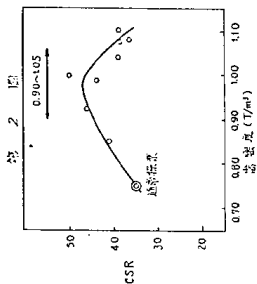
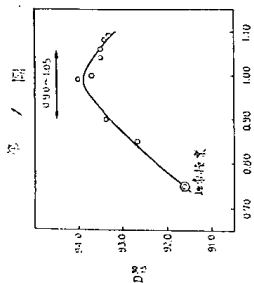
同 加 藤 友 邦

同 森 村 武 生

同 佐 野 芳 夫

同 森 谷 武 彰

代理人 川上 白 川 一



⑥ 日本国特許庁(JP)

⑦ 特許出願公開

⑧ 公開特許公報(A) 昭60-53590

⑨ Int.Cl.⁴

⑩ 特許庁

⑪ 特許庁

⑫ 公開 昭和60年(1985)3月27日

C 10 B 57/04
45/02

8018-411
6561-411

審査請求 未請求 発明の数 1 (全5頁)

⑬ 発明の名称 冶金用コータスの製造方法

⑭ 発明者 田 崎 昭 58-161837

⑮ 出 願 昭58(1983)9月5日

⑯ 発 明 者 田 崎 昭 千葉県川崎町1番地 川鉄化学株式会社内

⑰ 出 願 人 川鉄化学株式会社 千葉県川崎町1番地

⑱ 代 理 人 弁護士 杉村 曉 外1名

明 細 書

1 発明の名称 冶金用コータスの製造方法

2 発明の目的

1 冶金用コータスを製造するに際しては、原料を金型内に充填し、その金型を押し進めて金型内で圧縮成型を施すとともに、さらに押し進めて金型内側の開口部から押し出すこと。

先行的に形成させた凹状成型型を金型内に押し進める工程。

凹状成型型を金型内に押し進めるに際しては、原料を金型内に充填し、その金型を押し進めて圧縮成型を施すとともに、さらに押し進めて金型内側の開口部から押し出すこと。

金型内側の開口部から押し出すに際しては、原料を金型内に充填し、その金型を押し進めて圧縮成型を施すとともに、さらに押し進めて金型内側の開口部から押し出すこと。

する粉状の原料と混合して、乾留する冶金用コータスの製造方法。

3 発明の効果を説明

本発明は冶金用コータスの製造方法に関するものであり、特に凹状成型型を使用したコータスの製造方法に関するものである。

原料を原料供給の乏しい我国では、大量に製造されている非・微結晶炭を利用するコータス製造技術が中心となっており、非・微結晶炭を原料として使用しコータス製に換入する場合、換入物の粒度を調整させて乾留することにより、コータス強度を高めることができる。

図1は換入物の粒度とコータスの原形強度 $T1^{400}$ との関係を示すグラフである。この図に示すように、換入物の粒度 (μm) が増加すると原形強度 $T1^{400}$ が向上する。これは粒度の増加によって結核粒子が互いに近接するため、コータス化に必要な結核成分がより有効に作用するためである。

換入物の粒度を調整させる従来技術として成

製膜一部投入法がある。この方法によれば非・固結炭の多量使用を図ることができるが、成型のために高価なバインダーを使用する必要がある。さらに成膜バインダーの硬化温度範囲まで加熱しなければならぬため、熱エネルギーを消費することと、その設備費が高くなる欠点がある。

本発明はこのような欠点を解消し、多量の非・固結炭炭を使用でき、コータスの品質を向上すると共に省エネルギーのすぐれたコータスを製造することを目的とする。

本発明は、特開昭57-172080号に開示した圧縮成膜炭の連続製造法によって得られた圧縮成膜炭を使用し、この圧縮成膜炭を粉粒状の投入炭と混合して乾留することを行なうとする。

本発明に使用する圧縮成膜炭の連続製造法は、ブロック投入するための圧縮成膜炭を、金型出口部に既に圧縮成膜を施している既圧縮成膜炭を送すことにより、これと新たに投入した原料を圧縮成膜して得られた既圧縮成膜炭を混合させて乾留装置1.0 $\frac{\text{t}}{\text{h}}$ 以上の圧縮成膜炭とする一方、こ

れを順次に押し出すという操作の反復によってエンドレスな圧縮成膜炭を連続的に製造する方法である。

この方法に、第8図に示すように、例の装置で金型1の出口から既圧縮成膜炭を押し出し、その直後に原料の投入部を投入し、例の乾留で乾留4の乾留機によって投入炭を圧縮し先行生成の既圧縮成膜炭に、次に圧縮してできた新しい圧縮成膜炭を混合させ、次いで例の乾留で既圧縮成膜炭および連続成膜炭の原料炭炭を相互の圧力を施して原料を押し流して既圧縮成膜炭を金型外に出すことができ、連続的につながつた圧縮成膜炭を製造することができる。

連続的につながつた既圧縮成膜炭は、第8図に示すように圧縮成膜の方向が異なる場合、乾留機から乾留へ移動させると受け台から押し出された既圧縮成膜炭が自動によってせん断され分離する。既圧縮成膜の方向が異なる(垂直)の場合、金型出口から押し出された既圧縮成膜炭は自動によって分離する。これらの場合、仕切り板を投入して

必要を長さに既圧縮成膜を分離することができる。この場合、仕切り板として紙、木板、合成樹脂板等を使用でき、またカンターや釘で切断することもできる。

金型1の寸法、材質、形状に制限はなく、例えば円形、楕円形、矩形、正方形等の金型1を用いて既圧縮成膜炭を製造することができる。また、1本のシンダーに1基の金型1の組合せに限定されず、1本のシンダーで複数の金型1を組合わせることができる。例えば第4図に示すように、8基の金型1を混合させて、各金型1に対応する8基の押込機を、1本のシンダーロードに連結して動作させることができる。

次に本発明は、このようにして得られた既圧縮成膜炭を粉粒状の投入炭と混合して乾留する。

既圧縮成膜炭は乾留機が低いので、投入炭と混合すると、第8図に示すように、既圧成膜に混合割合が増加するに従ってコータス質への投入物の乾留率が増加する。例えば、乾留率4.75 $\frac{\text{t}}{\text{h}}$ の投入炭に乾留率1.15 $\frac{\text{t}}{\text{h}}$ の既圧成膜炭を80

％混合すると、投入物の乾留率は0.81 $\frac{\text{t}}{\text{h}}$ に増加する。

既圧成膜はコータス化する際投入炭と原料に乾燥・熱化するが、既圧成膜の方が投入炭よりも乾留率が高いため、乾留機の小さい方に乾燥作用をおよびし、乾留機では乾留者の乾留率がなくなり、且つ混合作用も生じる結果乾留率をコータスを生成できる。

又、金型出口部に既に成膜した既圧縮成膜炭を押し出す、この既圧成膜炭に混合される原料が乾燥作用をするため、既圧成膜時における原料の過乾燥を回避出来るので、過乾燥によって生ずる酸化にもとづく原料の粘着性の低下を防止出来る。このように既圧成膜炭と投入炭を混合した投入物を乾留すると、コータス質は、乾留率乾留率11.65 $\frac{\text{t}}{\text{h}}$ を向上させることができる。

既圧成膜設備の設置場所は特に制限されないが、既圧成膜が乾燥中に乾燥しないように、できるだけコータス質近くには設置することが望ましい。投入炭質上に設置すると、投入炭との混合が容易

である。

第8図において(付)は、装入炭の一部を圧縮成型炭に成型して、これを装入炭の隙間と直合したケースであり、(付)は圧縮成型炭に用いる装入炭Bが装入炭Aと異なるケースである。(付)は装入炭の全量を圧縮成型炭に成型するケースであり、このケースでは移送中に圧縮成型炭の一部が割れて粉粒化、小炭化することを想定している。

本発明の原料となる装入炭の焦炭、粒炭、水分等の制限はなく、石炭のほかに粉コークス、チャー等の炭素材料を使用することができ、必要に応じてタール類、バインダー等を配合することができ、又、リグニン、澱粉、PVA等を添加することもできる。

以下、この発明の実施例について説明する。

矩形断面(40mm幅×100mm高さ)の積型金型を用いて、嵩密度1.15 $\frac{\text{g}}{\text{cm}^3}$ の圧縮成型炭を成型し、金型出口から押し出す。この操作を繰り返して受け皿から外れへ圧縮成型炭を移動させ、自重によるせん断力で分離した。

として、前記と同様に乾留した。

装入物が圧縮成型炭80%と装入炭20%(ケースA)、装入炭のみ(ケースB)、および炭素炭のみ(ケースC)の組合せについてコークス強度を第3表に示す。

第3表

ケース	装入物	配合割合(%)	装入物 嵩密度 ($\frac{\text{g}}{\text{cm}^3}$)	コークス強度	
				DI 80 15	DI 150 15
A	圧縮成型炭	80	0.87	93.1	82.8
	装入炭	20			
B	装入炭	100	0.75	92.5	81.5
C	炭素炭	100	0.75	93.1	82.5

微粒結炭を含まない品項炭100%のケースCと微粒結炭を10%含む装入炭100%のケースBとを比較すると、ケースBではコークス強度が低下している。これに対して、圧縮成型炭80%混合して嵩密度を加えたケースAでは、コークス

強度が向上し、炭素炭100%のケースCと遜色ないコークス強度が得られた。

このように、本発明は装入炭に炭素炭が大量に圧縮成型炭を混入したことでコークス強度を向上することができ、また微粒結炭を多量使用することができるので経済的であり、資源よりも炭化生成の強い成型用のバインダーを混入する必要がないのでエネルギー、設備投資の面でもコストを安くすることができる。

この実施例に使用した圧縮成型炭、装入炭および炭素炭の配合割合を第1表に示す。

第1表

	圧縮成型炭配合割合(%)							配合割合(%)
	米中	カサ	炭素炭	炭素炭	炭素炭	炭素炭	炭素炭	
圧縮成型炭	18.5	18.5	18	18	18	9	10	29.7
装入炭	1	1	1	1	1	1	1	1
炭素炭	15	15	20	20	20	10	—	27.0

また装入炭のみについても炭素炭を0.75 $\frac{\text{g}}{\text{cm}^3}$

嵩密度が向上し、炭素炭100%のケースCと遜色ないコークス強度が得られた。

このように、本発明は装入炭に炭素炭が大量に圧縮成型炭を混入したことでコークス強度を向上することができ、また微粒結炭を多量使用することができるので経済的であり、資源よりも炭化生成の強い成型用のバインダーを混入する必要がないのでエネルギー、設備投資の面でもコストを安くすることができる。

6 実施例の炭素炭の説明

第1図は装入炭の嵩密度($\frac{\text{g}}{\text{cm}^3}$)とコークスの炭素強度 DI_{80}^{100} との関係を示すグラフ。

第2図は本発明に使用する圧縮成型炭を詳細的に製造する圧縮成型過程を示す断面図であり、(付)は新しい原料炭を装入した状態を示し、(付)は先行生成の炭化副産物に炭化して生成させた炭化副産物を合体させた状態を示し、付はさらに炭化して金型出口から圧縮成型炭を押し出す状態を示す。

第3図は、圧縮成型炭の配合方法を示し、Aは圧縮成型炭が積型、Bは成型の過程を示し、(付)は

受け台の外形に移動して分離した状態、例は正
 屈成屈成が自説で分離した状態を示す図、

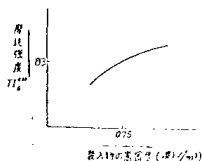
第 4 図は、8 品の金型に対して 1 本のシリン
 ーで動作させる状態を示す図、

第 5 図は正屈成屈成合金割合 (8) と投入物容
 積 (立方センチメートル) との関係を示す図、

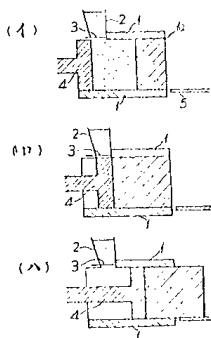
第 6 図は正屈成屈成をコータス型へ投入する
 方式図であり、(例)は正屈成屈成の一部を投入、
 は全量投入を示す図である。

- | | |
|------------------|---------------|
| 1 ... 金型 | 12 ... 金型の出口部 |
| 2 ... ホッパー | 3 ... ダートダンパー |
| 4 ... 押板 | 5 ... 受け台 |
| 6 ... 正屈成屈成 | |
| 6a ... 分離した正屈成屈成 | |
| 7 ... シリンダー | |

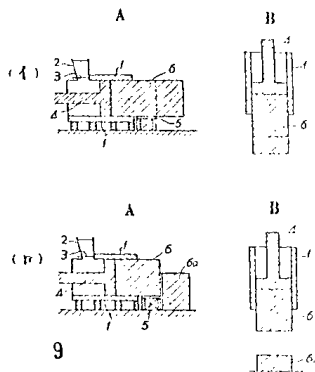
第 1 図



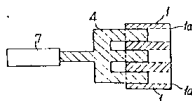
第 2 図



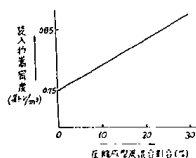
第 3 図



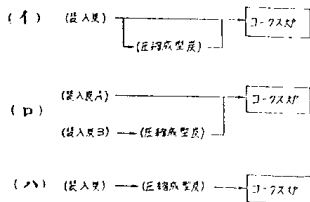
第 4 図



第 5 図



第 6 図





СОЮЗ СОВЕТСКИХ
СОЦИАЛИСТИЧЕСКИХ
РЕСПУБЛИК

SU 1117307 A

СССР С 10 С 1/04; С 10 С 1/00

ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ СССР
ПО ДЕЛАМ ИЗОБРЕТЕНИЙ И ОТКРЫТИЙ

ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ

К АВТОРСКОМУ СВИДЕТЕЛЬСТВУ

(21) 3532098/23-04

(22) 06.01.83

(46) 07.10.84. Бюл. № 37

(72) И.Ф.Милоти, О.П.Гинилокас,
А.Е.Фролов, В.В.Бочаров, В.Э.Алтерго-
т и Е.Б.Ушаков

(71) Кузнецкий филиал Восточного ор-
дена Трудового Красного Знамени на-
учно-исследовательского углехимичес-
кого института

(53) 665.637.6(088.8)

(56) 1. Авторское свидетельство СССР
№ 295788, кл. С 10 С 1/18, 1968.

2. Авторское свидетельство СССР
№ 228034, кл. С 10 С 1/06, 1966
(прототип).

(54) (57) СПОСОБ ОЧИСТКИ КАМЕННОУГОЛЬ-
НОЙ ШМОЛИ путем обработки ее поверх-
ностно-активным веществом с последую-
щим отстаем, о т л и ч а ю щ и й с я
тем, что, с целью повышения качества
смоли, в качестве поверхностно-актив-
ного вещества применяют смесь поли-
этиленгликоля со средней молекуляр-
ной массой 400 и моноолеата полиэти-
ленгликоля - олеокс-5, взятую в ко-
личестве 0,1-0,5 мас.% на смолу,
при следующем соотношении компонен-
тов смеси, мас. %:

Олеокс-5	10-20
Полиэтилен- гликоль	
средней	
молекулярной	
массы	
400	Остальное

№ SU 1117307 A

Изобретение относится к способам очистки каменноугольной смолы и может быть использовано при очистке смолы высоко- и среднетемпературного скоростного пиролизом каменных и бурых углей от веществ, нерастворимых в хинолине (α_1 -фракции).

На качество смолы, получаемого из каменноугольной смолы, влияет ряд факторов, одним из которых является повышенное содержание высокомолекулярной α_1 -фракции. В связи с применением парониксации на коксовых печах и тонкого помола угольной шихты, а также с ведением жесткого температурного режима коксования в смоле повышается содержание веществ, нерастворимых в хинолине, что не позволяет получить из нее изк требуемого качества. Для производства электроодного пекла содержание α_1 -фракции в смоле должно составлять не более 4 мас.%.
20

Известен способ очистки каменноугольной смолы от золыных фусов путем ее отгонки и присутствия смеси солей бензола и нафталина, содержащего масла, в количестве 5-10% от массы смолы. Этот способ позволяет снизить содержание золы в смоле от 0,33 до 0,07 мас.%, но при этом нет данных о снижении α_1 -фракции [1].
30

Наиболее близким к изобретению является способ обработки каменноугольной смолы при 60-70°C перекисно-активным веществом (ПАВ) - неиницированным оксигенированным алкилфенолом, взятым в количестве 0,1 - 0,1 мас.%, и разбавленного в 6 - 10 мас.% от количества смолы легкой каменноугольной смола цикла конденсации с последующим отстоем. Исходная каменноугольная смола содержит влаги 4-6 мас.%, золы 0,12-0,15 мас.%, веществ, нерастворимых в толуоле, 6-9 мас.%, веществ, нерастворимых в хинолине, 5,6 мас.%. В лабораторных условиях известный способ позволяет снизить содержание влаги на 65-70%, золы на 26-30%, веществ, нерастворимых в хинолине, на 6-10% [2].
45

Недостатком известного способа является низкое качество получаемой смолы, так как содержание α_1 -фракции снижается лишь на 6-10%.
55

Новым изобретением является повышение качества смолы.

Поставленная цель достигается предлагаемым способом очистки каменноугольной смолы путем ее обработки перекисно-активным веществом - смесью полиэтиленгликоля со средней мол. массой 400 и моноолеата полиэтиленгликоля - олеокс-5, взятой в количестве 0,1-0,5 мас.% на смолу, при следующем соотношении компонен-
10 тол, мас. %:

Олеокс-5	10-20
Полиэтиленгликоль	
средней мол. массы 400	Остальное

Смесь ПАВ получают путем простого смешения при нормальных условиях. Под действием смеси полиэтиленгликоля со средней мол. массой 400, выпускаемого по ТУ-6-01-911-74, и моноолеата полиэтиленгликоля - олеокс-5, выпускаемого по ТУ 6-14-314-75, разрушается водо-смоляная эмульсия каменноугольной смолы. Вода поднимается вверх, а осевшие тонкодисперсные твердые частицы (α_1 -фракция) осаждаются, увеличивая количество фусов (осадка).
30

Пример 1. Испытаниям подвергают смолу со следующими характеристиками:

Плотность, при 20°C, г/м ³	1197
Содержание влаги, мас. %	4,4
Содержание золы, мас. %	0,19
Содержание веществ, нерастворимых в толуоле, мас. %	9,4
Содержание веществ, нерастворимых в хинолине, мас. %	5,6

Смолу анализируют в соответствии с техническими условиями.

Указанную смолу нагревают до 85 ± 2°C в термостатированных стаканах емкостью 300 мл, и при этой температуре в статических условиях проводят отстой в течение 96 ч. После отстоя от смолы отделяют выпавший осадок и извлекают. Отстоявшуюся

смолю анализируют по показателям технических условий.

Пр и м е р 2. (По известному способу). К смоле состава, указанного в примере 1, добавляют 6,1% смеси, содержащей, мас. %:

Оксиди-
рованный
алкилфенол
Легкокипя-
щие углево-
дороды

10

90

Смолю помещают в термостатированный стакан, нагревают до $85 \pm 2^\circ \text{C}$, тщательно перемешивают, после чего отстаивают при данной температуре в статических условиях в течение 96 ч.

После отстоя отделяют и взвешивают выпавший осадок. Смолю анализируют по техническим условиям.

Аналогично проводят отстой смолы при добавке в нее 10,3 мас. % смеси, содержащей, мас. %:

Оксиди-
рованный
алкилфенол
Легкокипящие
углеводороды

10

90

Пр и м е р 3. (По известному способу). К смоле состава, указанного в примере 1, добавляют 6,1 мас. % смеси, содержащей, мас. %:

Оксиди-
рованный
алкилфенол
Легкокипя-
щие углево-
дороды

20

80

Испытания по определению количества выпавшего осадка и качества отстоявшейся смолы определяют по методике, описанной в примере 2.

Аналогично проводят отстой и определяют качество смолы, обработанной 10,3 мас. % указанной смеси.

Пр и м е р 4. К смоле состава, указанного в примере 1, добавляют 0,05 мас. % смеси, содержащей, мас. %:

Полиэтилен-
гликоль
Олеокс-5

90

10

По методике, описанной в примере 2, проводят отстой каменноугольной смолы, определяют количество выпавшего осадка, качество смолы.

Аналогично проводят испытания по обработке смолы указанной смесью

при ее концентрации 0,1; 0,5 и 1,0 мас. %.

Пр и м е р 5. К смоле состава, указанного в примере 1, добавляется 0,05 мас. % смеси, содержащей, мас. %:

Полиэтиленгликоль
Олеокс-5

85

15

По методике, описанной в примере 2, проводят отстой смолы, определяют количество выпавшего осадка, качество смолы.

Аналогично проводят испытания по обработке смолы смесью ПАВ, указанного состава, при концентрациях 0,1; 0,5 и 1,0 мас. %.

Пр и м е р 6. К смоле состава, указанного в примере 1, добавляется 0,05 мас. % смеси, содержащей, мас. %:

Полиэтилен-
гликоль
Олеокс-5

80

20

По методике, описанной в примере 2, проводят отстой смолы, определяют количество выпавшего осадка, качество смолы.

Аналогично проводят испытания по обработке смолы смесью ПАВ, указанного состава, при концентрациях 0,1; 0,5 и 1,0 мас. %.

Результаты испытаний по примерам 1-6 приведены в табл. 1.

Как следует из табл. 1, значительный эффект получают при добавлении в смолу 0,1-0,5% от массы смолы смеси полиэтиленгликоля и олеокс-5. При этом добавление 0,05 и 1 мас. % смеси этих ПАВ обуславливает незначительный эффект по сравнению с известным способом.

В табл. 2 представлена качественная характеристика смолы после ее отстоя с ПАВ при концентрациях, дающих максимальное снижение α_1 -фракции.

Полиэтиленгликоль со средней молекулярной массой 400 и моноолеат полиэтиленгликоля - олеокс-5 неизогенные ПАВ, их применяют для разрушения эмульсий и суспензий в нефтехимии. Эффект

по снижению содержания α_1 -фракции в смоле при присоединении этих ПАВ каждого в отдельности незначителен ($\sim 20\%$). Однако эти ПАВ в смеси об-

ладают синергетическим эффектом. Результаты исследований, представленные в табл. 3, показывают, что при обработке смолы смесью полиэтиленгликоля с олеокс-5 в соотношении,

мас. %: 80-20, 90:10 достигают максимального снижения содержания α_1 -фракции в смоле. При этом концентрация ПАВ составляет 0,5 мас. %.

сбон с 8-12 до 55-58 мас. %, т.е. на 42-46%.

Введение смесей ПАВ в указанных в табл. 1-3 соотношениях (в количестве 0,1-0,5 мас. %) обеспечивает снижение содержания α_1 -фракции в смоле по сравнению с необработанной ПАВ смолой с 7 до 55-58 мас. %, т.е. на 48-51% по сравнению с известным спо-

Таким образом, применение предлагаемого способа позволяет довести количество смолы до требований действующих производств. Лек, полученный на основе такой смолы, может быть использован в качестве электроодного связующего. Кроме того, способ прост в аппаратурном оформлении и не требует дополнительных капитальных вложений.

Таблица 1

Способ очистки каменноугольной смолы по примеру	Концентра- ция ПАВ, мас. %	Количество рыпавшего оса: а, мас. %	Снижение со- держания в смоле α_1 - фракции, мас. %
1 (без применения ПАВ)	-	1,5	7,0
2 (по известному способу)	6,1	1,6	8,0
	10,3	1,72	12,0
3 (по известному способу)	6,1	1,63	9,0
	10,3	1,70	10,0
4	0,05	1,54	25,0
	0,1	2,18	54,0
	0,5	1,92	50,0
	1,0	1,75	32,0
5	0,05	1,60	28,0
	0,1	2,46	58,0
	0,5	2,27	55,0
	1,0	1,7	30,0
6	0,05	1,63	22,0
	0,1	2,0	53,0
	0,5	1,92	50,0
	1,0	1,65	28,0