

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра «Металлургия стали и сплавов»

### **МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**

к практическим занятиям по дисциплине:  
«Новые и непрерывные сталеплавильные процессы»  
(для студентов направления подготовки 22.04.02 «Металлургия»  
магистерской программы «Металлургия стали»)

Донецк, 2018

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра «Металлургия стали и сплавов»

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**

к практическим занятиям по дисциплине:  
«Новые и непрерывные сталеплавильные процессы»  
(для студентов направления подготовки 22.04.02 «Металлургия»  
магистерской программы «Металлургия стали»)

Рассмотрено на заседании  
кафедры «Металлургия стали и  
сплавов».

Протокол № 4 от 06.12.2018 г.

Донецк, 2018

УДК 669.1

Методические указания к практическим занятиям по дисциплине: «Новые и непрерывные сталеплавильные процессы» / Авт. Лебедев Е.Н. – Донецк: ГОУВПО «ДОННТУ», 2018. – 19 с.

Современные технологии в металлургии заключаются в сочетании технических, технологических, экономических и экологических вопросов. В так называемой «большой металлургии» в получении полупродукта в дуговой сталеплавильной печи (ДСП), доведению металла до заданного химического состава на установке ковш-печь (УКП) и, при необходимости, на установке вакуумирования металла (ВК) с последующей разливкой стали на машине непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), или частично – в слитки.

Задания практических занятий заключаются в овладении методами инженерных расчетов относительно принципа сочетания указанных технологических процессов.

Составитель:

Лебедев Е.Н., доц., к.т.н.

Ратиев С.Н., ст. преподаватель.

**Занятие 1.** Расчет производительности ДСП при классической и интенсивной технологиях.

**Занятие 2. Занятие 3.** Оценка эффективности средств интенсификации плавки в ДСП. Пример расчета срока окупаемости и чистого дисконтного дохода при использовании в ДСП газокислородных горелок.

Вступление. Что принадлежит к средствам интенсификации плавки.

Современная технология предполагает использование при выплавке стали в ДСП помимо основного источника энергии - электрических дуг альтернативной энергии, получаемой при использовании средств интенсификации плавки (СИП): экзотермических реакций в ванне при продувке ее кислородом и энергии сжигания топлива с помощью газокислородных горелок (ГКГ).

В общем балансе энергии ДСП альтернативные источники обеспечивают до 30-45% ее потребности, из них экзотермическое тепло составляет 27- 40%, а тепло ГКГ 5-8%. При этом удельные расходы кислорода и топлива ГКГ (обычно природный газ) составляют 35-50 и 5-8 м<sup>3</sup>/т стали (при н.у.).

Энерготехнологический режим плавки при интенсивной технологии предусматривает использование ГКГ в начальный период плавления металлошихты вместе в энергией дугового нагрева, вводимой на максимальной ступени мощности трансформатора. При достижении средней температуры шихты 900-1100<sup>0</sup>С (в этот период около половины ее расплавляется) ГКГ отключают и начинают продувку появившейся жидкой ванны кислородом с инжекцией углеродсодержащего порошка, которую ведут до конца плавки.

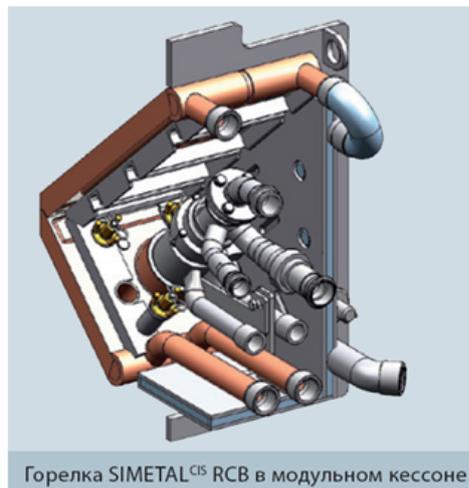
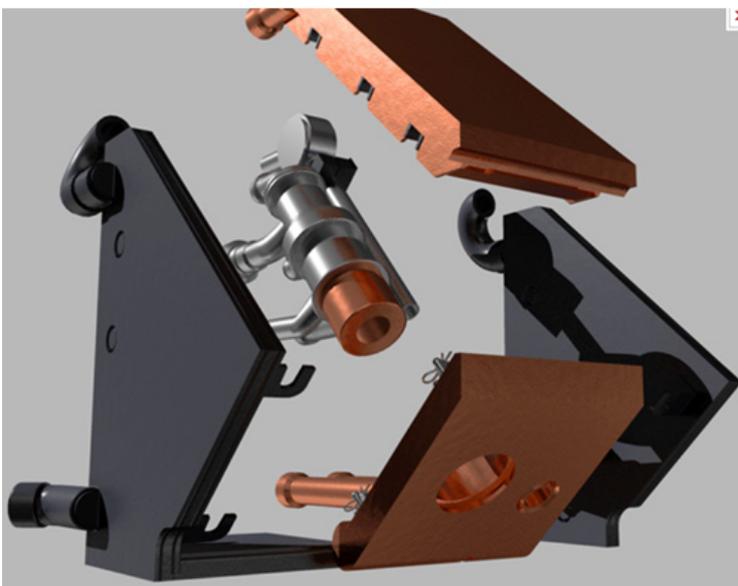
При расчете энергетических характеристик СИП принимают, что тепловая мощность ГКГ при использовании природного газа составляет **1МВт на 100м<sup>3</sup>/час газа и 200 м<sup>3</sup>/час кислорода (при н.у.)**, а сжигание инжектированного в ванну 1кг порошка углерода при продувке через фурму кислородом эквивалентно 2,8- 3 кВтч без учета дожигания СО и 9-10 кВтч с учетом дожигания СО до СО<sub>2</sub>. Степень усвоения энергии СИП, как и дугового нагрева составляет 0,6-0,75, а для дожигания СО этот показатель, как правило, ниже.

Для продувки кислородом обычно используют сверхзвуковые струи, проникающие в расплав и создающие развитую поверхность контакта окислителя и сжигаемой примеси. Примерно половину энергии экзотермических реакций дает инжектируемый в ванну углеродсодержащий порошок, удельный расход которого составляет 8-20 кг/т стали.

**СИП = ГКГ + Фурма O<sub>2</sub> + Инжекторы порошка углерода = Модуль (ГКГ+фурмаO<sub>2</sub>+ инжектор)**



## Модуль изнутри



Сверхзвуковое вдувание кислорода в нескольких точках обеспечивает перемешивание ванны, гомогенизацию состава и температуры. Угол наклона и длина когерентной струи (до 1,8 м) делают вдувание гораздо более эффективным, чем в других системах: быстро достигается низкое содержание углерода при лучших показателях потребления кислорода. Время активной работы печи сокращается, кроме того, можно точно контролировать уровни окисленности ванны и шлака. Специальные конструктивные особенности позволяют достичь скорости обезуглероживания до 380 кг углерода в час на 1 м<sup>2</sup> поверхности ванны.

### Исходные данные

длительность периода плавления, час

$$\tau_{пл} := 0.65$$

длительность плавки, час

$$\tau_{\Sigma} := 0.9$$

исходная температура шихты, С

$$t_0 := 20$$

теплоемкость металлошихты, кВтч/(тК)

$$C_{charge} := 0.174$$

количество рабочих часов в год

$$T := 320 \cdot 24 = 7.68 \times 10^3$$

мощность трансформатора, МВА

$$P_{тр} := 87$$

средний за плавку коэффициент мощности

$$\cos\phi := 0.75$$

тепловая мощность комплекта горелок, МВт

$$P_{gkg} := 15$$

средний к.п.д. ГКГ в период плавления

$$\eta_{gkg} := 0.75$$

существующий удельный расход электроэнергии, кВтч/т

$$УРэ := 380$$

цена 1 кВтч электроэнергии, грн

$$Цэ := 0.55$$

цена 1 м3 природного газа, грн

$$Цг := 0.4, 0.5 \dots 3$$

цена 1 м3 кислорода, грн

$$Цк := 0.78$$

масса плавки, т

$$G := 100$$

расход электродов, кг/т

$$P_{эд} := 2$$

цена 1кг электродов, грн

$$Цэд := 22$$

длительность работы горелок в цикле плавки, час

$$\tau := 0.25, 0.3 \dots 1$$

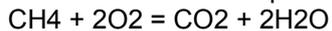
Инвестиционные затраты на комплект из 3-х стеновых ГКГ, грн. Все затраты выполняются одновременно в первый год внедрения.

$$IP := 700000$$

Ставка дисконтирования (процент по банковским кредитам)

$$E := 20$$

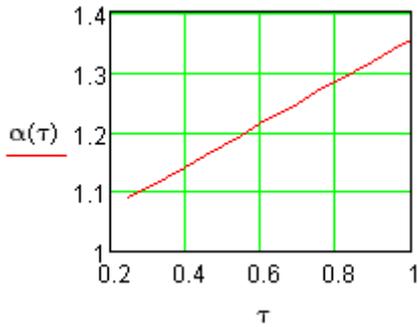
Вспомогательные параметры.



реакция полного сгорания природного газа

Фактор увеличения производительности печи в период плавления при использовании стеновых горелок наряду с электроэнергией с учетом снижения эффективности ГКГ при повышении температуры завалки

$$\alpha(\tau) := \frac{[P_{тр} \cdot \cos\phi \cdot \tau_{пл} + (P_{gkg} \cdot \tau)]}{P_{тр} \cdot \cos\phi \cdot \tau_{пл}}$$



Фактор увеличения удельных расходов на энергоносители при использовании ГКГ, грн/час (100-означает расход газа в м3/час на 1МВт мощности согласно теплотворности газа 35 МДж/м3. 200 - означает что потребуется по стехиометрии двойной объем кислорода)

$$\beta(\zeta_r) := 100 \cdot P_{gkg} \cdot \zeta_r + 200 \cdot P_{gkg} \cdot \zeta_k$$

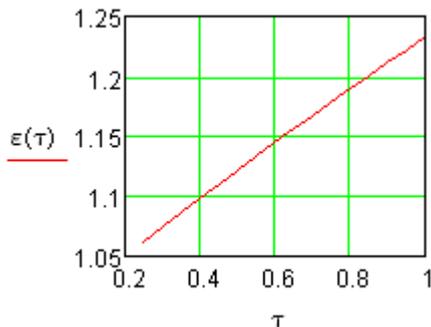
$$A := T \cdot G \cdot \frac{1}{\tau_{\Sigma}}$$

исходная годовая производительность печи, т

$$A = 8.533 \times 10^5$$

коэффициент увеличения производительности печи за счет сокращения периода плавления

$$\varepsilon(\tau) := \frac{\tau_{\Sigma}}{\tau_{\Sigma} - \left( \tau_{пл} - \frac{\tau_{пл}}{\alpha(\tau)} \right)}$$



Определим дисконтные коэффициенты, которые характеризуют потерю ценности будущих поступлений в применении их к текущему моменту.

$$\frac{1}{\left(1 + \frac{E}{100}\right)^0} = 1$$

Дисконтный коэффициент за нулевой период (первый год внедрения)

$$\frac{1}{\left(1 + \frac{E}{100}\right)^1} = 0.833$$

Дисконтный коэффициент за первый период (второй год внедрения)

$$\frac{1}{\left(1 + \frac{E}{100}\right)^2} = 0.694$$

Дисконтный коэффициент за второй период (третий год внедрения)

Расчетное уравнение для ожидаемого Чистого денежного потока (годового экономического эффекта) установки комплекта из 3-х стеновых ГКГ на одной печи ДСП-25:

$$\text{ЧДП}(\tau, \text{Цr}) := \left[ \frac{\tau_{\text{пл}} - \frac{\tau_{\text{пл}}}{\alpha(\tau)}}{\tau_{\Sigma}} \cdot (\text{УРз} \cdot \text{Цз} + \text{Рэд} \cdot \text{Цэд}) - \beta(\text{Цr}) \cdot \frac{\tau}{G} \right] \cdot A \cdot \varepsilon(\tau)$$

$$\text{ЧДП}(0.5, 1) = 7.903 \times 10^6$$

$$\text{ЧДП}(0.5, 3) = -6.455 \times 10^6$$

Расчет срока окупаемости инвестиций

Чистый дисконтный доход (NPV- net profit value) за первый год внедрения

$$\text{NPV1}(\tau, \text{Цr}) := -\text{IP} + \text{ЧДП}(\tau, \text{Цr}) \cdot \frac{1}{\left(1 + \frac{E}{100}\right)^0}$$

$$\text{NPV1}(0.3, 2.2) = -1.432 \times 10^5$$

Чистый дисконтный доход (NPV- net payment value) за первый и второй год внедрения

$$\text{NPV2}(\tau, \text{Цr}) := -\text{IP} + \text{ЧДП}(\tau, \text{Цr}) \cdot \frac{1}{\left(1 + \frac{E}{100}\right)^0} + \text{ЧДП}(\tau, \text{Цr}) \cdot \frac{1}{\left(1 + \frac{E}{100}\right)^1}$$

$$\text{NPV2}(0.3, 2.2) = 3.208 \times 10^5$$

$$\begin{aligned} \text{NPV3}(\tau, \text{Цr}) := & -\text{IP} + \text{ЧДП}(\tau, \text{Цr}) \cdot \frac{1}{\left(1 + \frac{E}{100}\right)^0} + \text{ЧДП}(\tau, \text{Цr}) \cdot \frac{1}{\left(1 + \frac{E}{100}\right)^1} \dots \\ & + \text{ЧДП}(\tau, \text{Цr}) \cdot \frac{1}{\left(1 + \frac{E}{100}\right)^2} \end{aligned}$$

$$\text{NPV3}(0.3, 2.2) = 7.075 \times 10^5$$

или

$$\sum_{v=0}^2 \frac{\text{ЧДП}(0.3, 2.2)}{\left(1 + \frac{E}{100}\right)^v} - \text{IP} = 7.075 \times 10^5$$

$$\sum_{v=0}^1 \frac{\text{ЧДП}(0.3, 2.2)}{\left(1 + \frac{E}{100}\right)^v} - \text{IP} = 3.208 \times 10^5$$

Срок окупаемости

Видно что NPV становится больше нуля на второй год внедрения. Поэтому в сроке окупаемости целая часть будет 1 год, а дробная составит по правилу рычага

$$d(\tau, \text{Цr}) := \frac{|\text{NPV1}(\tau, \text{Цr})|}{\text{NPV2}(\tau, \text{Цr}) - \text{NPV1}(\tau, \text{Цr})}$$

$$d(0.3, 2.2) = 0.309$$

или если дробную часть вычитать от целого за 2 года внедрения

$$d(\tau, \text{Цr}) := \frac{|\text{NPV2}(\tau, \text{Цr})|}{\text{NPV2}(\tau, \text{Цr}) - \text{NPV1}(\tau, \text{Цr})}$$

$$d(0.3, 2.2) = 0.691$$

В обоих случаях получается срок окупаемости 1, 309 года

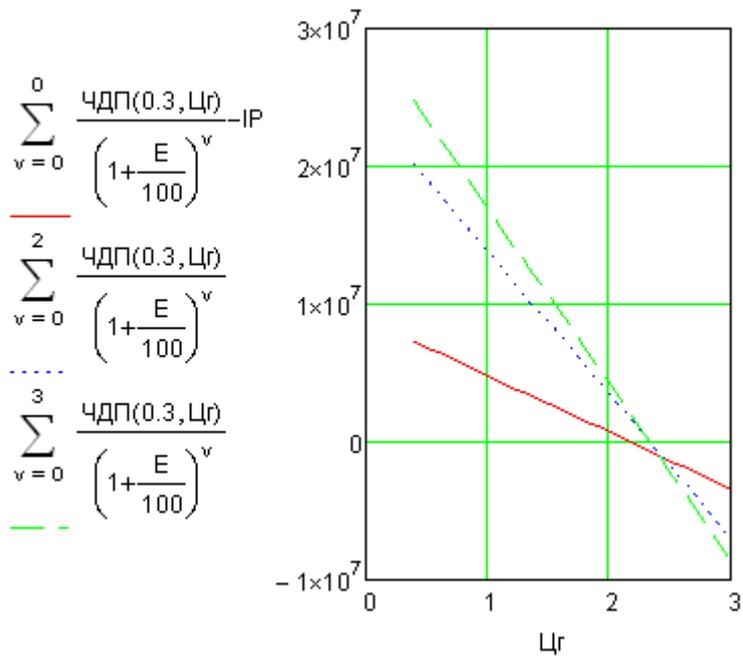
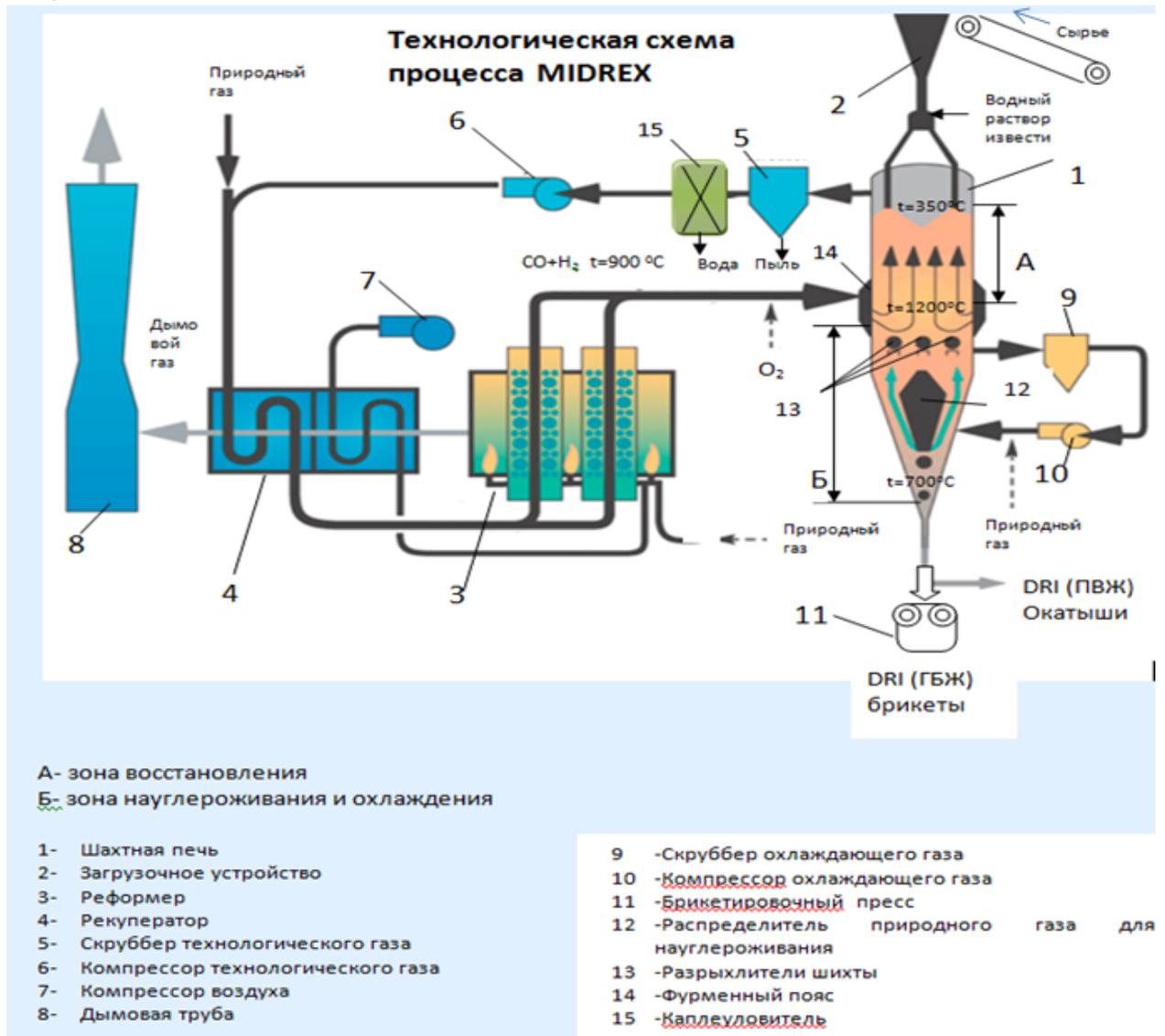


Рисунок – Результати примірного розрахунку ЧДП та строку окупності інвестицій.

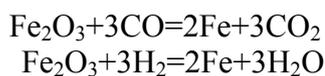
**Занятие 4.** Оценка расхода природного газа для процесса производства металлizedированного сырья MIDREX.

1. Привести общую схему процесса MIDREX и повторить состав и назначение основных узлов.

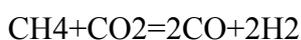


2. Реакции восстановления окислов железа, которые проходят в шахте и реформере MIDREX и необходимое количество природного газа на их протекание.

В шахте происходят следующие реакции



В реформере происходит реакция



На 160 кг  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  потребуется  $3 \cdot 22.4 \text{ м}^3$  CO или столько же  $\text{H}_2$ , а если CO и  $\text{H}_2$  в результате конверсии природного газа образуются в мольном соотношении 1:1, то потребуется  $1.5 \cdot 22.4 = 33.6 \text{ м}^3$  CO и  $33.6 \text{ м}^3$   $\text{H}_2$ .

При конверсии из  $22.4 \text{ м}^3$   $\text{CH}_4$  образуется по  $44.8 \text{ м}^3$  CO и  $\text{H}_2$ . Для образования  $33.6 \text{ м}^3$

CO и 33.6 м<sup>3</sup> H<sub>2</sub> потребується А м<sup>3</sup> CH<sub>4</sub>.

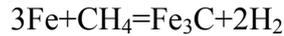
$$A := \frac{33.6}{44.8} \cdot 22.4 = 16.8$$

Из данного соотношения определим количество природного газа (N<sub>ПГ</sub>, м<sup>3</sup>/т) на 1т металлизированного продукта со степенью металлизации η<sub>м</sub>

$$\eta_m := 0.92$$

$$N_{\text{ПГ}} := \frac{1000}{2.56} \cdot A \cdot \eta_m = 138$$

3. Реакція науглецевлення, що протікає в зоні охолодження і науглецевлення, і потреба природного газу на її здійснення.



На 1т заліза в залежності від вмісту вуглецю в продукті (Спр,%) знадобиться В м<sup>3</sup> природного газу

$$C_{\text{спр}} := 1, 2, \dots, 4$$

$$N_{1\text{ПГ}}(C_{\text{спр}}) := \frac{1000}{3.56} \cdot 22.4 \cdot \frac{\frac{C_{\text{спр}}}{100}}{(3.56+12)}$$

$$N_{1\text{ПГ}}(2) = 40$$

Розхід природного газу на отоплення реформеру

За умов к.п.д нагріву в реформері=50%

$$\eta_{\text{реф}} := 0.5$$

Утворюються в реформері 44.8 м<sup>3</sup> CO і 44.8 м<sup>3</sup> H<sub>2</sub>, з 22.4 м<sup>3</sup> CH<sub>4</sub>, а потрібно в шахті по 33.6 м<sup>3</sup>

Температура відновлювальної газової суміші на виході з реформеру, С

$$t := 900$$

Теплоємності і щільності 1 м<sup>3</sup> реагентів, потрібних для виробу продукту реформінгу, при 900 С, кДж/(кгК) та кг/м<sup>3</sup> відповідно

$$C_{\text{CO}} := 1.22$$

$$\rho_{\text{CO}} := 0.30$$

$$C_{\text{H}_2} := 15.31$$

$$\rho_{\text{H}_2} := 0.02$$

Теплотворність CH<sub>4</sub>, кДж/м<sup>3</sup>

$$Q_{\text{CH}_4} := 35000$$

Потреба CH<sub>4</sub> на опалення реформеру, м<sup>3</sup>/т продукту

$$N_{2\text{ПГ}} := \frac{33.6 \cdot \frac{1000}{2.56} \cdot (\rho_{\text{CO}} \cdot C_{\text{CO}} + \rho_{\text{H}_2} \cdot C_{\text{H}_2}) \cdot t}{Q_{\text{CH}_4} \cdot \frac{44.8}{33.6} \cdot \eta_{\text{реф}}}$$

$$N_{2\text{ПГ}} = 7.778$$

4. Загальні витрати природного газу в шахту, м<sup>3</sup>/т продукту

$$\text{ПГ}(C_{\text{спр}}) := N_{\text{ПГ}} + N_{1\text{ПГ}}(C_{\text{спр}}) + N_{2\text{ПГ}}$$

$$\text{ПГ}(2) = 185.778$$

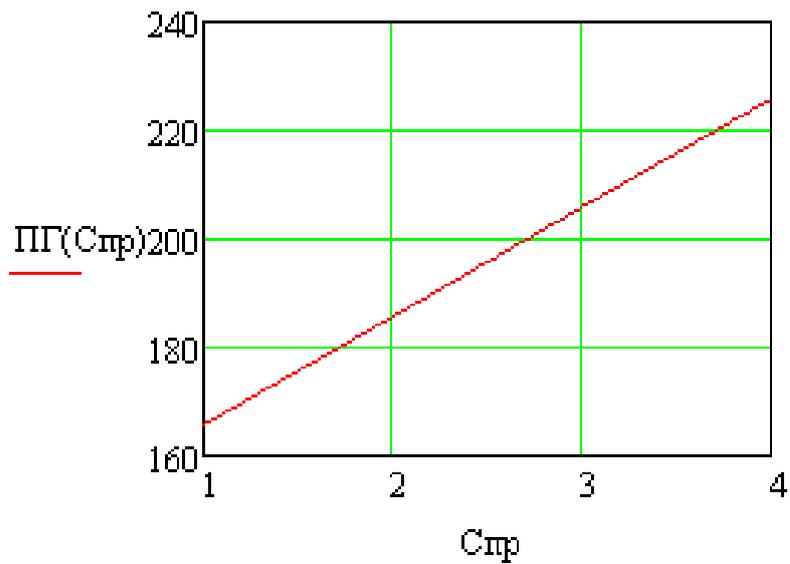


Рисунок – Расход природного газа в процессе MIDREX на 1т продукту (металлизировано сырье) в зависимости от содержания углерода в продукте (степень металлизации 0,92)

## Занятие 5, Занятие 6.

**Расчеты материального и теплового баланса процесса углестермического восстановления железосодержащих отходов металлургического производства в печи с вращающимся подом (RHF).**

### 1. Краткое описание технологии.

Железосодержащие отходы (ЖСО) смешивают с углеродистым восстановителем (например, низкосортный кокс или уголь) и на связующем (цемент, бентонит) формируют окатыши, которые затем восстанавливают в RHF с использованием дополнительного тепла энергоносителя (например, природный газ, коксовый газ, мазут и т.д.). Восстановленные материалы с заданной степенью металлизации (отношение железа металлического к железу общему, находящемуся в оксидах исходных отходов) используют в качестве шихты ДСП. Такая шихта близка по качеству к первородной (из рудных месторождений) и является заменителем металлолома.

### 2. Цель работы

Расчитать материальный и энергетический балансы углестермического восстановления. Определить удельный расход газа-энергоносителя.

### 3. Исходные данные.

- Состав железосодержащих отходов, %

$$Fe_2O_3 = 63,7$$

$$FeO = 29,6$$

- Вид используемого газа-энергоносителя

Коксовый газ

- Теплотворность (калорийность) используемого газа, кДж/м<sup>3</sup>

$$Q_{кг} = 17850$$

- Содержание углерода в коксе (угле), %

$$Y_{\text{кокс}} = 81$$

#### 3.2 Общие исходные данные.

- Средняя теплоемкость ЖСО, кДж/(кг·К)

$$C_{\text{ЖСО}} = 0,8$$

- Средняя теплоемкость кокса, кДж/(кг·К)

$$C_{\text{кокс}} = 1,2$$

- Теплоемкость цемента, кДж/(кг·К)

$$C_{\text{цемент}} = 0,84$$

- Теплоемкость воды, кДж/(кг·К)

$$C_{\text{вод}} = 4,186$$

- Степень металлизации продукта в расчетах задается в пределах:

$$\mu = 0,8$$

- Годовой фонд рабочего времени установки углестермического восстановления, суток

$$N := 320$$

- Коэффициент использования тепла в установке углестермического восстановления (тепловой к.п.д. печи):

$$\eta_{\text{печь}} := 0,45$$

#### 4. Расчет потребности в восстановителе.

Целью расчета является определение количества кокса (угля) в исходных окатышах, необходимое для выполнения процесса углетермического восстановления ЖСО при заданных исходных данных.

Исходя из заданной степени металлизации ( $\mu$ ) и стехиометрии процесса восстановления:



(по (3) 12 кг С дает 44,8 м<sup>3</sup> СО. По (1) на 160 кг Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> надо 3\*22,4=67,2 м<sup>3</sup> СО, что можно получить из 12\*(67,2/44,8) кг С. То же касается реакции (2): на 72 кг FeO надо 22,4 м<sup>3</sup> СО, что можно получить из 12\*(22,4/44,8) кг С),

количество углерода на 1 кг ЖСО (М<sub>угл</sub>) составит, кг:

$$M_{\text{угл}} = \mu \cdot \left[ \frac{22,4 \cdot 3}{160} \cdot \frac{\text{Fe}_2\text{O}_3}{100} + \frac{22,4}{72} \cdot \frac{\text{FeO}}{100} \right] \cdot \frac{12}{44,8}$$

$$M_{\text{угл}} = 0,077$$

Найденное количество углерода является термодинамически минимально необходимым для восстановления оксидов железа в окатышах. С другой стороны, количество углерода в окатышах должно обеспечить полную переработку СО<sub>2</sub> как продукта восстановления оксидов, в СО (в этом случае для переработки 22,4 м<sup>3</sup> СО<sub>2</sub> по (3) нужно 12 кг С, а для переработки СО<sub>2</sub>, образующегося при восстановлении 1 кг ЖСО по (1) и (2), потребуется углерода):

$$M_{\text{угл}1} = \mu \cdot \left[ \frac{22,4 \cdot 3}{160} \cdot \frac{\text{Fe}_2\text{O}_3}{100} + \frac{22,4}{72} \cdot \frac{\text{FeO}}{100} \right] \cdot \frac{12}{22,4}$$

$$M_{\text{угл}1} = 0,154$$

Таким образом, искомое количество кокса (угля) с учетом содержания в нем углерода составит, кг/ кг ЖСО

$$M_{\text{кокс}} = \frac{M_{\text{угл}1}}{\frac{y_{\text{кокс}}}{100}}$$

$$M_{\text{кокс}} = 0,190$$

#### 5. Состав исходных окатышей, %

В окатышах помимо ЖСО и восстановителя, должно быть около 10% связующего (например, портландцемент, бентонит) и 10% влаги для получения массы, пригодной для изготовления:

$$\text{Цем}_{\text{ок}} = 10$$

$$\text{Вод}_{\text{ок}} = 10$$

С учетом найденной массы кокса от массы ЖСО и обозначив процент ЖСО в окатыше

через X, получим:

$$\text{Вод}_{\text{ок}} + \text{Цемент}_{\text{ок}} + X + X \cdot M_{\text{кокс}} = 100$$

Тогда количество ЖСО в окатыше ( $X = \text{ЖСО}_{\text{ок}}$ ) составит, %:

$$\text{ЖСО}_{\text{ок}} = \frac{100 - (\text{Цемент}_{\text{ок}} + \text{Вод}_{\text{ок}})}{1 + M_{\text{кокс}}}$$

$$\text{ЖСО}_{\text{ок}} = 67,9$$

Количество кокса в окатышах найдем из очевидного соотношения, %:

$$\text{Кокс}_{\text{ок}} = 100 - (\text{Цемент}_{\text{ок}} + \text{Вод}_{\text{ок}} + \text{ЖСО}_{\text{ок}})$$

$$\text{Кокс}_{\text{ок}} = 12,06$$

### 6. Состав сухих окатышей (без воды), %

Используется для расчета тепла на нагрев окатышей, т.к. теплота испарения воды учитывается отдельно.

$$\text{Цемент}_{\text{сух}} = \frac{\text{Цемент}_{\text{ок}}}{\left(1 - \frac{\text{Вод}_{\text{ок}}}{100}\right)} \quad \text{Цемент}_{\text{сух}} = 11,10$$

$$\text{Кокс}_{\text{сух}} = \frac{\text{Кокс}_{\text{ок}}}{\left(1 - \frac{\text{Вод}_{\text{ок}}}{100}\right)} \quad \text{Кокс}_{\text{сух}} = 13,10$$

$$\text{ЖСО}_{\text{сух}} = \frac{\text{ЖСО}_{\text{ок}}}{\left(1 - \frac{\text{Вод}_{\text{ок}}}{100}\right)} \quad \text{ЖСО}_{\text{сух}} = 75,50$$

Для проверки:

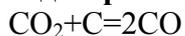
$$\text{ЖСО}_{\text{сух}} + \text{Кокс}_{\text{сух}} + \text{Цемент}_{\text{сух}} = 100\%$$

### 7. Расчет энергетического баланса процесса углестермического восстановления

Целью расчета является определение недостающего количества тепла для проведения процесса углестермического восстановления ЖСО, которое необходимо внести сжиганием газа-энергоносителя в печи.

Рассмотрим основные составляющие энергетического баланса.

#### 7.1 Эндотермическая реакция газификации угля.



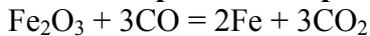
Тепловой эффект  $\Delta H_1 = -14,39$  МДж/кг углерода .

При этом на 1кг окатышей будет затрачено энергии, МДж:

$$Q_1 = \Delta H_1 \cdot M_{\text{КОКС}} \cdot \frac{Y_{\text{КОКС}}}{100}$$

$$Q_1 = -2,218$$

### 7.2. Экзотермическая реакция восстановления высшего окисла.



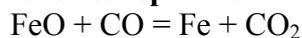
Тепловой эффект  $\Delta H_2 = 0,17$  МДж/кг  $\text{Fe}_2\text{O}_3$

При этом на 1 кг окатышей выделится энергия, МДж:

$$Q_2 = \Delta H_2 \cdot \frac{Fe_2O_3}{100}$$

$$Q_2 = 0,108$$

### 7.3. Экзотермическая реакция восстановления низшего окисла.



Тепловой эффект  $\Delta H_3 = 0,26$  МДж/кг  $\text{FeO}$

На 1 кг окатышей выделится энергия, МДж

$$Q_3 = \Delta H_3 \cdot \frac{FeO}{100}$$

$$Q_3 = 0,077$$

### 7.4. Теоретическая энергия на нагрев окатышей до заданной температуры.

Температуру нагрева окатышей, необходимую для осуществления углетермического восстановления ( $t_{\text{зад}}$ , С), принимаем на основании опытных данных  $1300^\circ\text{C}$ , а начальную температуру ( $t_{\text{нач}}$ , С) принимаем  $20^\circ\text{C}$ .

$$t_{\text{зад}} := 1300$$

$$t_{\text{нач}} := 20$$

Теплоемкость окатышей  $C_{\text{ок}}$ , кДж/(кг·К) можно оценить по справочным данным о теплоемкости составляющих.

$$C_{\text{ок}} = \frac{ЖСО_{\text{ок}}}{100} \cdot C_{\text{ЖСО}} + \frac{КОКС_{\text{ок}}}{100} \cdot C_{\text{КОКС}} + \frac{ЦЕМ_{\text{ок}}}{100} \cdot C_{\text{ЦЕМ}}$$

$$C_{\text{ок}} = 0,85$$

Таким образом теоретические затраты энергии на нагрев 1 кг окатышей составят, МДж:

$$Q_{4т} = -C_{\text{ок}} \cdot (t_{\text{зад}} - t_{\text{нач}}) \cdot 10^{-3}$$

$$Q_{4т} = -1,088$$

### 7.5. Энергия на нагрев и испарение воды.

Теплота парообразования воды, кДж/кг

$$q_{\text{пар}} = 2260$$

Тогда на испарение влаги будет затрачена энергия, МДж/кг окатышей:

$$Q_5 = -\frac{Вод_{ок}}{100} \cdot (C_{вод} \cdot 10^{-3} \cdot (100 - t_{печ}) + q_{пар})$$

$$Q_5 = -0,259$$

Тогда общие затраты энергии на нагрев окатышей и испарение влаги с учетом теплового к.п.д. печи ( $\eta_{печь}$ ) составят, МДж/кг окатышей.

$$Q_6 = \frac{Q_{4T} + Q_5}{\eta_{печь}}$$

$$Q_6 = -2,994$$

### 7.6 Энергия дожигания монооксида углерода в печи.

Тепловой эффект процесса дожигания  $CO + 0,5O_2 = CO_2$  составляет, по справочным данным, МДж/м<sup>3</sup> CO:

$$\Delta H_7 := 12,6$$

На 1 кг окатышей избыточное количество углерода над термодинамически необходимым для восстановления оксидов составит ( $M_{угл1} - M_{угл}$ ) кг, что по реакции  $CO_2 + C = 2CO$  приведет к выделению избыточного CO, м<sup>3</sup> (12кг углерода дают 44.8 м<sup>3</sup> CO):

$$V_{CO} = (M_{угл1} - M_{угл}) \cdot \frac{44,8}{12}$$

$$V_{CO} = 0,287$$

Теоретический выход энергии реакции дожигания CO составит, МДж/кг окатышей:

$$Q_{7T} = V_{CO} \cdot \Delta H_7$$

$$Q_{7T} = 3,622$$

Примем степень использования энергии дожигания CO в печи, в первом приближении, 50%.

$$\eta_{CO} := 0,5$$

Тогда, расчетный выход энергии реакции дожигания CO составит, МДж/кг брикетов:

$$Q_7 = Q_{7T} \cdot \eta_{CO}$$

$$Q_7 = 1,811$$

### 7.7 Общий баланс энергии.

С учетом к.п.д. печи получим общий баланс энергии на 1кг брикетов, МДж:

$$Q_8 = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_6 + Q_7$$

$$Q_8 = -3,065$$

Общий баланс энергии процесса углетермического восстановления ЖСО приведен в табл.1. свидетельствует о необходимости ввода в печь дополнительной энергии в

количестве 3,065 МДж/кг окатышей. Источником ее является сжигание коксового (природного) газа в газо-воздушных горелках.

Таблица 1 - Расчетный энергетический баланс процесса

Приход			Расход		
Статья	МДж/кг	%	Статья	МДж/кг	%
Сжигание коксового (доменного, природного) газа ( $Q_{\Sigma}$ )	3,065	61	Нагрев окатышей и испарение влаги ( $Q_6$ )	2,994	59
Дожигание СО ( $Q_7$ )	1,812	36			
Реакции восстановления ( $Q_2+Q_3$ )	0,185	3	Газификация угля ( $Q_1$ )	2,218	41
Всего	5,212	100			
			Всего	5,212	100

Баланс свидетельствует о необходимости ввода в печь дополнительной энергии в количестве 3,065 МДж/кг окатышей. Источником ее является сжигание коксового (природного) газа в газо-воздушных горелках.

#### 8. Расчет удельного расхода газа-энергоносителя.

Выполняется исходя из потребности в энергии (табл.1) и калорийности газа ( в заданном примере- коксового).

$$G_{\text{кг}} = \frac{Q_{\Sigma}}{Q_{\text{кг}} \cdot 10^{-3}}$$

$$G_{\text{кг}} = 0,17 \frac{\text{м}^3}{\text{кг}} = 170 \frac{\text{м}^3}{\text{т}} \text{ окатышей}$$

## ПЕРЕЧЕНЬ ССЫЛОК

1. Методические указания к практическим занятиям по дисциплине «Системы современных технологий» / Авт. Тимошенко С.Н. – Донецк: ГВУЗ «ДОННТУ», 2013. – 16 с.