

## ИЗУЧЕНИЕ ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ КОНИ МАНСУР ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫМИ ГАЗАМИ

*Асроров Б.И., Бахриддинзода Ш.Б., Гайбуллаева З.Х.*

Таджикский технический университет имени академика М.С.Осими,  
г. Душанбе, Таджикистан

Для выполнения развернутой программы экономического и социального развития Таджикистана в промышленное производство требуется вовлечь существующие минерально-сырьевые ресурсы, добыча и обогащение которых связаны со значительными затратами. Это в полной мере относится к рудам тяжелых цветных металлов, так как содержание металлов в них снижается, а химико-минералогический состав становится все более сложным. В результате в металлургический передел поступают в основном коллективные концентраты, переработка которых традиционными способами затруднительна, а иногда и невозможна.

В настоящий период в стране возникает необходимость в экономии сырьевых, топливно-энергетических и других материальных ресурсов, повышении комплексности использования сырья, интенсификации технологических процессов, снижении себестоимости продукции и необходимости выполнения требований охраны окружающей среды. Всем перечисленным требованиям в большей степени удовлетворяют новые высокоинтенсивные процессы плавки в распыленном состоянии и в жидкой ване активным воздействием кислородного дутья [1]. В нынешний период на свинцово-цинковых металлургических предприятиях действующих на базе

месторождений Зарнисори Шимоли и Алтын Топкан проводятся серьезные работы по освоению кислородно-взвешенной циклонной электротермической плавки и плавке в жидкой ванне.

Наряду с этим для сульфидных свинец содержащих материалов разрабатываются способы непосредственного получения черного свинца с помощью различных восстановителей: твердого углерода, монооксида углерода, карбида кальция, водорода, природного газа, и других видов углеводородного топлива [2-6]. Непосредственная обработка расплавленных систем в присутствии восстановителя позволяет селективно извлекать металлы в различные продукты. Так, при переработке сложных полиметаллических материалов свинец получается в виде металла, медь и железо переходят в штейн, цинк возгоняется [7].

В пирометаллургическом производстве тяжелых цветных металлов традиционным направлением считаются восстановление металлов из кислородных соединений с использованием углеродсодержащих восстановителей. Исторически сложилось таким образом, что первоначально металлы добывали из окисленных руд восстанавливая ее из кислородных соединений углеродом древесного угля. Это обусловило дальнейшее использование приема перера-

**Таблица 1 – Химические составы полиметаллических свинцово цинковых концентратов**

| Элемент | Концентрат №1, % масс. | Концентрат №2, % масс. |
|---------|------------------------|------------------------|
| Pb      | 46,569                 | 50,613                 |
| S       | 21,886                 | 16,426                 |
| Zn      | 4,016                  | 16,233                 |
| Fe      | 20,693                 | 4,849                  |
| Cu      | 2,037                  | 2,687                  |
| Si      | 3,887                  | 8,170                  |
| Al      | 1,297                  | 0,866                  |
| K       | 0,907                  | –                      |
| Ca      | –                      | 0,703                  |

ботки сульфидных материалов по схеме окислительный обжиг-восстановление. Параллельно с указанным изучалось восстановление оксидов металлов в газовых атмосферах, одним из которых является водяной газ (ВГ)  $H_2 - H_2O - CO - CO_2$ , при строго определенном составе и оптимальной динамике газовых потоков. Возможны различные технологии получения газовой смеси нужного состава [8]

Настоящая работа посвящена изучению пирометаллургической переработки полиметаллических свинцово цинковых концентратов месторождения Кони Мансур с использованием восстановительных газов полученных газификацией угля месторождения Фон Ягноб.

Использование углей для газификации обусловлена тем, что Таджикистан, не имея достаточного количества собственного газообразного и жидкого топлива полностью зависит от их поставок из других стран. Поэтому наряду с поиском альтернативных источников топлива и энергии заслуживают особого внимания вопросы использования ресурсов

угля, как потенциального источника углеводородов, химических продуктов и водорода [9]. Запасы угля в настоящий период составляет в Таджикистане более 3 млн тонн, а принятая «Концепции развития угольной отрасли Таджикистана к 2030 г» планирует выработку угля более, чем на 10 млн. тонн. В связи с этим одним из перспективных направлений использования угля является его газификация. В зависимости от окислителей угля можно получить генераторный газ разного состава. Одним из таких видов генераторных газов является водяной газ, который преимущественно состоит из оксида углерода (CO) и водорода ( $H_2$ ), широко применяемый в металлургической промышленности для восстановления металлов [10].

В наших исследованиях для восстановления использованы пробы двух партий концентрата Адрасманского горно-обогатительного комбината, перерабатывающие руды месторождений Кони Мансур. Обе партии концентрата получены флотационным обогащением руды, являются свинцово цинковыми

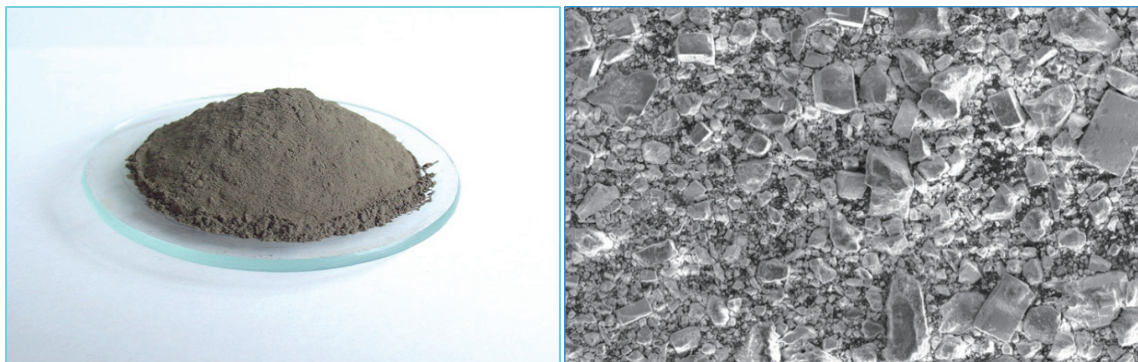


Рисунок 1 – Фотографическое изображение пробы концентрата  
 Рисунок 2 – Электронно-микроскопическое изображение концентрата

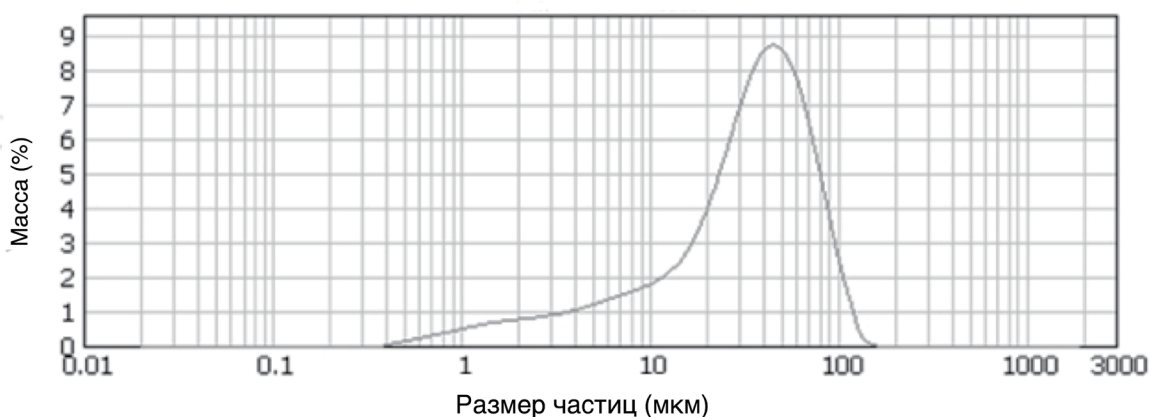


Рисунок 3 – Распределение размеров частиц концентрата месторождения Кони Мансур

полиметаллическими концентратами. Были определены гранулометрический состав, химический состав, минералогический состав исследуемых концентратов. В таблице 1 приведены результаты анализа химического состава обоих концентратов.

Фотографическое изображение концентратов, который получен в форме измельченного, мелко просеянного порошка с характерной зеленовато-черной окраской с легким желтоватым тоном представлен на рис.1. Результат структурного анализа этих концентратов с крупно гранулированной структурой приведен на рис.2.

В ходе исследования определены распределения размеров частиц, с целью очертаения последовательных шагов для определения механизма реакций восстановления сульфидов металлов газами. Анализы размеров частиц концентратов отображают одномодальное распределение. Значения размеров частиц для обеих партий концентратов различны и изменяются в диапазонах 0.84-148.26 мкм (рис.3).

Для определения минералогического состава полиметаллических свинцово-цинковых концентратов Кони Мансур провели рентгенофазовые анализы, которые показывают, что минералогиче-

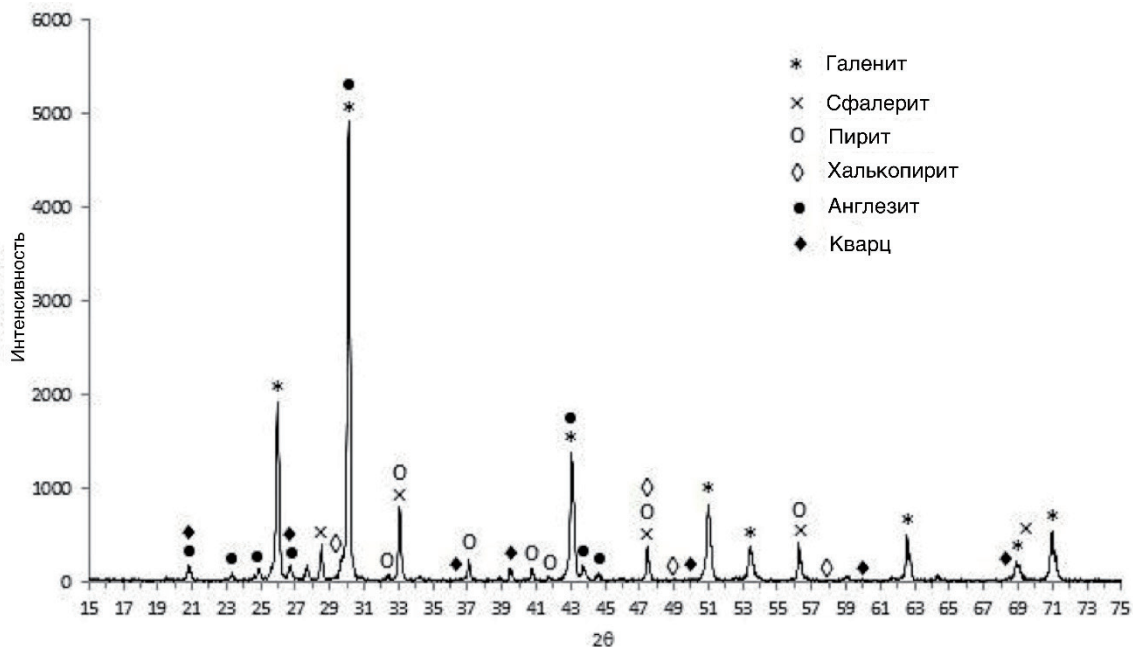


Рисунок 4 – График рентгенофазового анализа свинцово-цинкового концентрата месторождения Кони Мансур

ческий состав концентратов состоит из галенита (-JCPDS NO: 00-005-0592), сфалерита (-JCPDS NO: 00-005-0566), пирита (-JCPDS NO: 00-042-1340), халькопирита (-JCPDS NO: 00-037-0471), англезита (-JCPDS NO: 00-036-1461) и кварца (-JCPDS NO: 00-046-1045) в качестве основных фаз (рис.4).

Для получения восстановительного газа пирометаллургической переработки свинцово-цинкового концентрата, проведён процесс газификации угля с использованием двухступенчатого реактора (рис.5).

Предварительный нагрев угля, отделения от углерода сопутствующих компонентов и газификация углерода окислителем осуществляют в двухступенчатом реакторе с двойным корпусом. Реактор разделён на две камеры: верхнюю (А) и нижнюю (Б) ступени. Реактор состоит из внешнего футерованного корпуса 1 и внутреннего сталь-

ного корпуса 2. Измельченный уголь до через загрузочные устройства 3 подают во внутрь камеры 4 верхней ступени реактора А и за счёт нагревания от тепла, передающего через внутреннюю стальную стенку 2 нагревается до температур 650 -700 °С. При температурах 300-350 °С из состава угля выделяют все летучие компоненты (бензол и его гомологи 90-170 °С; фенолы и пиридины 170-200 °С; нафталиновая фракция 210 -230 °С; метилнафталены 230- 270 °С; антрацены 270- 350 °С), которые отводятся из реактора через штуцер для отвода газообразных летучих и смолистых компонентов угля 5 в конденсационную колонну 14 для охлаждения и последующего разделения. При температурах 500-550 °С из оставшейся нагретой смеси выделяют все смолистые вещества (каменноугольный пек), которые также отводятся через штуцер для отвода 5 из реактора в указанную конденсационную колонну.

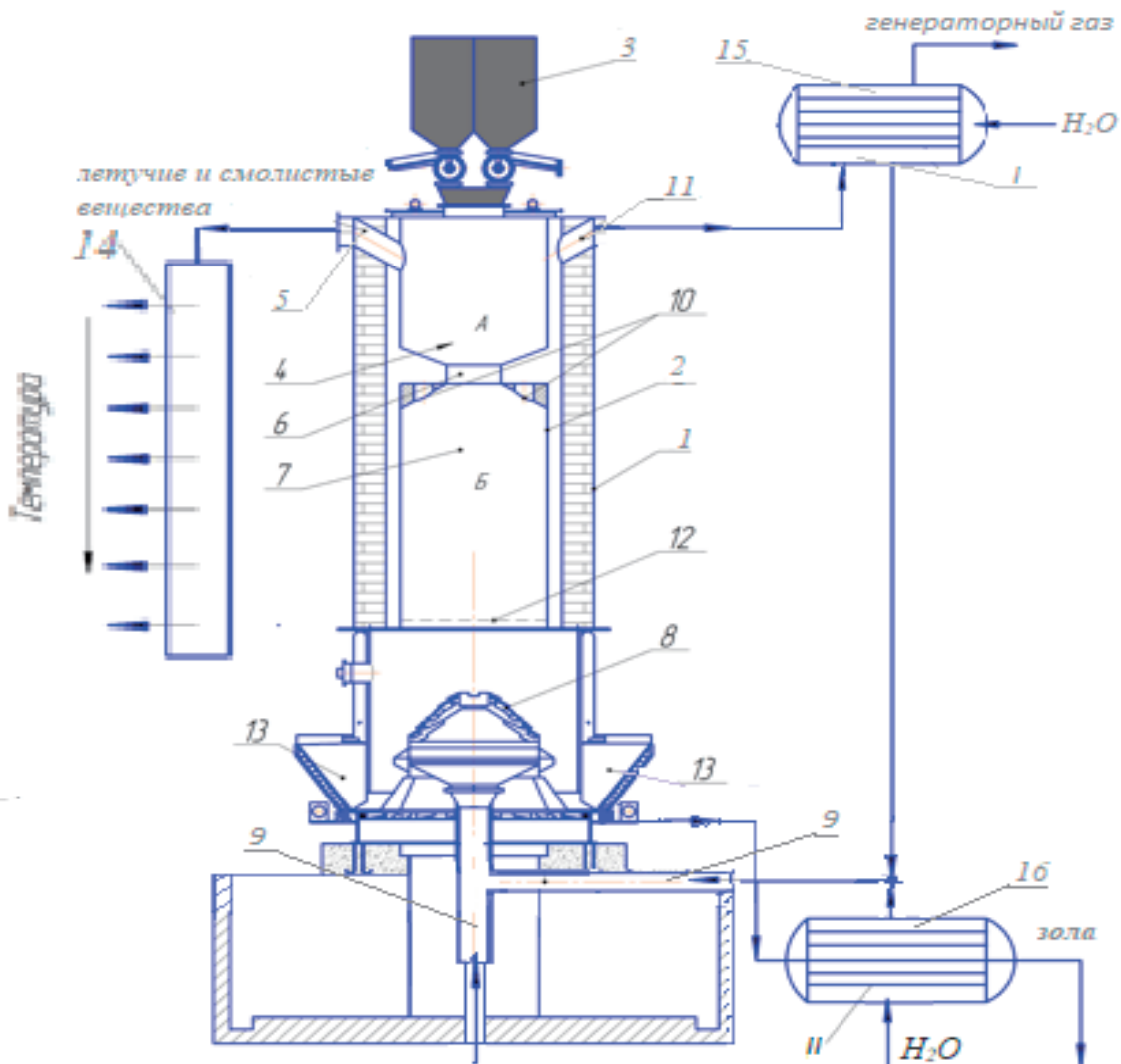
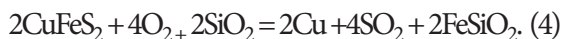


Рисунок 5 – Двухступенчатый реактор для получения восстановительного газа

- А- верхняя ступень реактора;
- Б- нижняя ступень реактора;
- 1- внешний футерованный корпус реактора;
- 2- внутренний стальной корпус реактора;
- 3- загрузочное устройство для подачи угля в реактор;
- 4- камера реактора нагрева угля и получения пластифицированного углерода;
- 5- штуцер для отвода газообразных летучих и смолистых компонентов состава угля;
- 6- устройство для подачи углерода из верхней ступени в нижнюю ступень реактора;
- 7- камера реактора для газификации углерода;
- 8- вращающаяся колосниковая решетка для распределения газообразного окислителя в объеме зоны газификации углерода;
- 9- входной штуцер для подачи веществ окислителей в реактор;
- 10- вертикальное решетчатое отверстие;
- 11- выходной штуцер для отвода генераторного газа из реактора;
- 12- решетка для улавливания не прореагировавших частиц углерода;
- 13- выходное устройство для выгрузки золы из реактора;
- 14- конденсационная колонна;
- 15- котел утилизатор (I) генераторного газа;
- 16- котел утилизатор (II) золы.

После отделения летучих и смолистых веществ очищенный углерод пластифицируют при температурах 650–700 °С и в пластифицированном состоянии через выходное устройство 6, соединяющее верхнюю и нижнюю ступени реактора, поступает в камеру 7 нижней ступени Б реактора для газификации. В камеру 7 нижней ступени реактора через вращающуюся колосниковую решетку 8 и входной штуцер 9 подают водяной пар при температуре до 1050 °С для получения водяного газа, состоящего из водорода и оксида углерода в соотношении  $H_2:CO=1:1$  по объёму. В реактор подают водяной пар, согласно стехиометрическому соотношению  $C:H_2O=1:1$  для протекания реакции неполного окисления углерода с образованием  $H_2$  и  $CO$ . Применяется аллотермический нагрев реактора, который обеспечивает повышение температуры углерода с 700 до 1050 °С и способствует протеканию химической реакции.

Полученный водяной газ используют в пирометаллургическом процессе восстановления металлов свинцово-цинкового концентрата. Смесь газов из водорода и окиси углерода с температурой 1050 °С направляют в межкорпусное пространство окислительного реактора полиметаллического свинцово-цинкового концентрата. Одновременно, в зону реакции реактора окисления концентрата подаётся предварительно нагретый воздух для осуществления пирометаллургического способа окисления галенита и других минералов состава концентрата по реакциям:



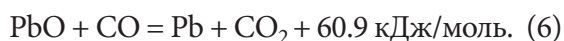
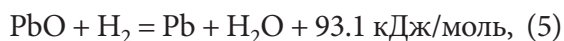
Окислительный реактор состоит из двух зон: верхняя зона - зона реакции окисления галенита и его сопутствующих минералов, осуществляемая при температуре до 1050 °С, нижняя зона - зона охлаждения водяного газа и образующихся твёрдых оксидов до 300 °С путём нагрева воздуха до температуры начала окисления галенита и других минералов состава концентрата. Для охлаждения продуктов окисления минералов состава концентрата и восстановительного газа и передачи их тепла, используют противоточное движение воздуха в нижней зоне реактора окисления. Таким образом, на выходе из реактора температура водяного газа и продуктов окисления минералов концентрата составляет 300 °С. Такое снижение температуры водяного газа и продуктов окисления минералов концентрата необходимо, чтобы в восстановительном реакторе с учётом выделяемого тепла восстановительных реакций температура реакционной среды восстановления свинца поддерживалась на уровне 350–380 °С.

Из окислительной части смесь твёрдых оксидов поступает в восстановительный реактор. Газы, образующиеся при реакциях (1) - (4), из реакционной зоны направляют в межкорпусное пространство реактора предварительного нагрева угля, а также в реакционной зоне окислительного реактора за счёт инертных газов состава воздуха и выделяемых при реакциях окисления минералов состава концентрата образуется многокомпонентная смесь, состоящая в основном из сернистого ангидрида  $SO_2$ ,

азота  $N_2$ , аргона Ar и других примесей состава воздуха. Данная смесь с температурой до  $1000\text{ }^\circ\text{C}$  выводится из реактора и подается в межкорпусное пространство реактора нагрева угля для его нагрева до температуры  $700\text{ }^\circ\text{C}$  и далее утилизируется по назначению.

Из окислительного реактора, также выводят водяной газ с температурой до  $300\text{ }^\circ\text{C}$  и подают снизу в реактор восстановления свинца навстречу твердым оксидным материалам.

Состав водяного газа на входе в реактор восстановления оксидов состоит из водорода  $H_2$  и окиси углерода CO, однако на выходе из реактора состав газа меняется, и он состоит из  $CO_2$  и  $H_2O$  из-за протекания реакций восстановления металлов (на примере свинца) из оксида по реакциям:



При изучении кинетики восстановления оксидов свинца (ромбической и тетрагональной модификации) по реакции (5) в интервале температур  $350\text{--}380\text{ }^\circ\text{C}$  определена зависимость степени восстановления свинца от времени реакции, которая описывается уравнением первого порядка. Обе модификации оксида свинца показали одинаковое отношение к водороду. Энергия активации реакции восстановления оксида свинца водородом (5) варьируется в пределах от  $85,8$  до  $93,1$  кДж/моль.

Черновой свинец выводится из реактора восстановления и в теплообменнике-холодильнике охлаждается до нормальных температур. Из зоны реакции восстановительного реактора газы, состоящие из водяного пара и двуокиси углерода ( $H_2O+CO_2$ ), поступают в теплообменник-холодильник и охлаждаются до  $18\text{--}20\text{ }^\circ\text{C}$ . При охлаждении газов конденсируется водяной пар в виде конденсата  $H_2O$ , который выводится снизу холодильника, оставшийся двуокись углерода  $CO_2$  направляется в хранилище для дальнейшего использования по назначению.

### Выводы

В работе приведены технологические решения производства тяжелых цветных металлов из конкретных типов концентратов. Рассмотрен пирометаллургический способ переработки свинцово-цинковых полиметаллических концентратов Кони Мансур с использованием восстановительных газов полученных газификацией угля Фон Ягноб в двухступенчатом реакторе. Определена энергия активации реакции восстановления оксида свинца (ромбической и тетрагональной модификации) в интервале температур  $350\text{--}380\text{ }^\circ\text{C}$  водородом, которая варьируется в пределах от  $85,8$  до  $93,1$  кДж/моль.

## Список литературы

- 1 Дигонский С.В. Теоретические основы и технология восстановительной плавки металлов. М.: Наука. 2007. -137с.
- 2 Маслов В.И., Шустров А.Ю., Маценко Ю.А. Содовая электро-плавка как способ переработки низкосортного свинцового сырья. Цветные металлы. 2000. №11-12. –С.66-68.
- 3 Харченко Е.М., Жумашев К.Ж. Твердофазное восстановление меди и свинца карбидом кальция. Известия вузов. Цветная металлургия.2013. №4. – С. 110-116.
- 4 Крутилин А.Н., Кухарчук М. Н. Сычева О.А. Твердофазное восстановление оксидов железа углеродом. Литье и металлургия. №2 (65). 2012. – С. 23-30.
- 5 Циново Ю.Н., Занозина В.Ф., Зорин А.Д., Швецов С.М. Способ получения металлов восстановлением их оксидов водородом. Патент RU 2395595.
- 6 Бердников В.И., Гудим Ю.А. Химические реакции при восстановлении металла природным газом из оксидов. Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. №1 (63). 2020. – С. 84-86.
- 7 Онаев И.А., Спитченко В.С. Восстановление сульфидов. Алма-Ата: Наука. 1988. – 144 с.
- 8 Кузнецов Е.С., Качурина О.И. Термодинамический анализ процессов восстановления оксида железа с использованием углерода и паров воды. Известия высших учебных заведений. Чёрная металлургия. 2019. Том 62. №5. –С. 394-406.
- 9 Абдрахимов Б.А., Охунов Р.В. Угольная промышленность Таджикистана: состояние и перспективы развития. -Душанбе: «Недра», 2011. - 138 с.
- 10 Коробецкий И. А. Уголь – химическое сырье XXI века // ТЭК и ресурсы Кузбасса. – 2007.– № 3.– С. 32.



# STUDY OF PYROMETALLURGICAL PROCESSING OF KONY MANSUR POLYMETALLIC LEAD-ZINC CONCENTRATES WITH REDUCING GASES

*Asrorov B.I., Bakhriddinzoda Sh.B., Gaibullaeva Z.H.*

Tajik Technical University named by academician M.S.Osimi,  
Dushanbe, Tajikistan

In order to implement the extensive program of economic and social development of Tajikistan, industrial production requires the involvement of existing mineral resources, the extraction and enrichment of which are associated with significant costs. This fully applies to ores of heavy non-ferrous metals, as the metal content in them decreases, and the chemical and mineralogical composition becomes more and more complex. As a result, the metallurgical process receives mainly collective concentrates, the processing of which by traditional methods is difficult, and sometimes impossible.

At present, there is a need in the country to save raw materials, fuel and energy and other material resources, increase the complexity of the use of raw materials, intensify technological processes, reduce production costs and the need to comply with environmental protection requirements. All of the above requirements are met largely by new high-intensity processes of melting in atomized state and in a liquid bath by the active action of oxygen blast [1]. Currently, lead-zinc metallurgical enterprises operating based on the Zarnisori Shimoli and Altyn Topkan deposits are carrying out serious work on the development of oxygen-weighted cyclone electrothermal smelting and smelting in a liquid bath.

Along with this, for sulfide lead-containing materials, methods are being

developed for the direct production of crude lead using various reducing agents: solid carbon, carbon monoxide, calcium carbide, hydrogen, natural gas, and other types of hydrocarbon fuels [2–6]. Direct treatment of molten systems in the presence of a reducing agent makes it possible to selectively extract metals into various products. Thus, in the processing of complex polymetallic materials, lead is obtained in the form of a metal, copper and iron are converted into matte, and zinc is sublimated [7].

In the pyrometallurgical production of heavy non-ferrous metals, the traditional direction is the reduction of metals from oxygen compounds using carbon-containing reducing agents. Historically, metals were mined from oxidized ores by reducing it from oxygen compounds with the carbon of charcoal. This led to the further use of the method of processing sulfide materials according to the oxidative roasting-reduction scheme. In parallel with the above, the reduction of metal oxides in gas atmospheres, one of which is water gas (WG)  $H_2 - H_2O - CO - CO_2$ , was studied with a strictly defined composition and optimal dynamics of gas flows. Various technologies for obtaining a gas mixture of the desired composition are possible [8]

This work is devoted to the study of pyrometallurgical processing of polymetallic lead-zinc concentrates from the Koni Mansur deposit using reducing

**Table 1 – Chemical compositions of polymetallic lead-zinc concentrates**

| Element | Concentrate No. 1,<br>% wt. | Concentrate No. 2,<br>% wt. |
|---------|-----------------------------|-----------------------------|
| Pb      | 46,569                      | 50,613                      |
| S       | 21,886                      | 16,426                      |
| Zn      | 4,016                       | 16,233                      |
| Fe      | 20,693                      | 4,849                       |
| Cu      | 2,037                       | 2,687                       |
| Si      | 3,887                       | 8,170                       |
| Al      | 1,297                       | 0,866                       |
| K       | 0,907                       | -                           |
| Ca      | -                           | 0,703                       |

gases obtained by coal gasification from the Fon Yagnob deposit.

The use of coal for gasification is because Tajikistan, not having enough of its own gaseous and liquid fuels, is completely dependent on their supplies from other countries. Therefore, along with the search for alternative sources of fuel and energy, the issues of using coal resources as a potential source of hydrocarbons, chemical products, and hydrogen deserve special attention [9]. Coal reserves in Tajikistan currently amount to more than 3 million tons, and the adopted “Concept for the Development of the coal Industry of Tajikistan to 2030” plans to produce coal for more than 10 million tons. In this regard, one of the promising areas for the use of coal is its gasification. Depending on the coal oxidizers, generator gas of different composition can be obtained. One of the same types of generator gases is water gas, which mainly consists of carbon monoxide (CO) and hydrogen (H<sub>2</sub>), widely used in the metallurgical industry for the reduction of metals [10].

In our studies, samples of two batches of concentrate from the Adrasman Mining and Processing Plant, processing ores from the Koni Mansur deposits, were used for recovery. Both batches of the concentrate were obtained by flotation ore enrichment they are lead-zinc polymetallic concentrates. The granulometric composition, chemical composition, mineralogical composition of the studied concentrates were determined. Table 1 shows the results of the analysis of the chemical composition of both concentrates.

A photographic image of the concentrates, which is obtained in the form of a crushed, finely sieved powder with a characteristic greenish-black color with a slight yellowish tone, is shown in Fig.1. The result of the structural analysis of these concentrates with a coarse granular structure is shown in Fig.2.

In the course of the study, particle size distributions were determined in order to outline successive steps for determining the mechanism of reactions for the reduction of metal sulfides with gases. Particle

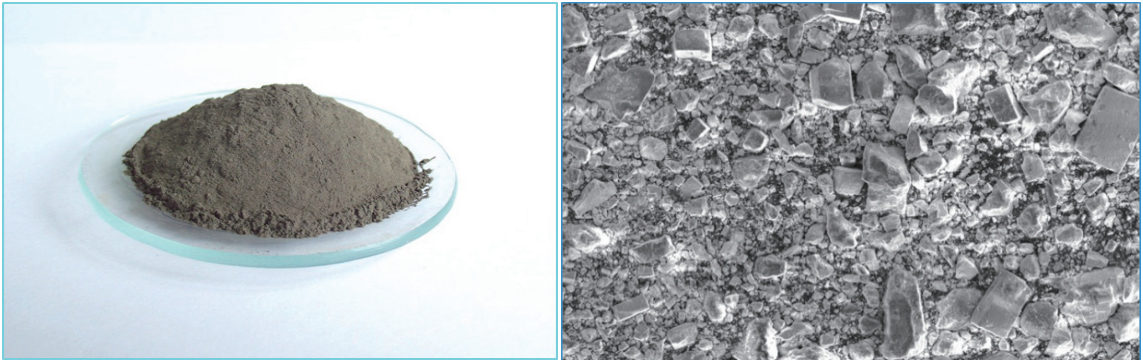


Figure 1 – Photographic image of a concentrate sample

Figure 2 – Electron microscopic image of the concentrate

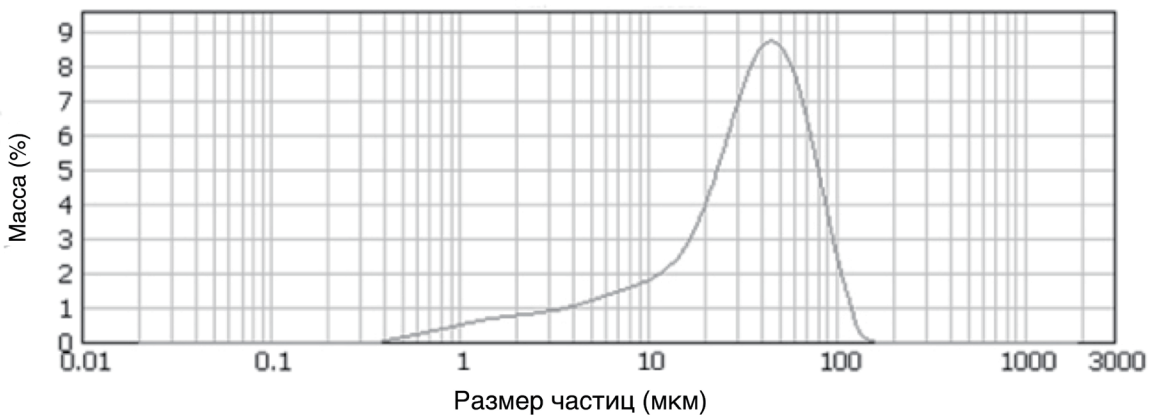


Figure 3 – Particle size distribution of concentrate from the Koni Mansur deposit

size analyzes of the concentrates show a unimodal distribution. The particle size values for both batches of concentrates are different and vary in the range of 0.84-148.26  $\mu\text{m}$  (Fig. 3).

To determine the mineralogical composition of polymetallic lead-zinc concentrates, Koni Mansur conducted X-ray phase analyzes, which show that the mineralogical composition of the concentrates consists of galena (PbS-JCPDS NO: 00-005-0592), sphalerite (ZnS-JCPDS NO: 00-005-0566), pyrite (FeS<sub>2</sub>-JCPDS NO: 00-042-1340), chalcopyrite (CuFeS<sub>2</sub>-JCPDS NO: 00-037-0471), anglesite (PbSO<sub>4</sub>-JCPDS NO: 00-036-1461), and

quartz (SiO<sub>2</sub>-JCPDS NO: 00-046-1045) as the main phases (Fig. 4).

To obtain a reducing gas from pyrometallurgical processing of lead-zinc concentrate, a coal gasification process was carried out using a two-stage reactor (Fig. 5). Coal preheating, separation of accompanying components from carbon, and carbon gasification with an oxidizer are carried out in a two-stage double-vessel reactor. The reactor is divided into two chambers: upper (A) and lower (B) stages. The reactor consists of an outer lined vessel 1 and an inner steel vessel 2. Crushed coal is fed through loading devices 3 into the chamber 4 of the upper

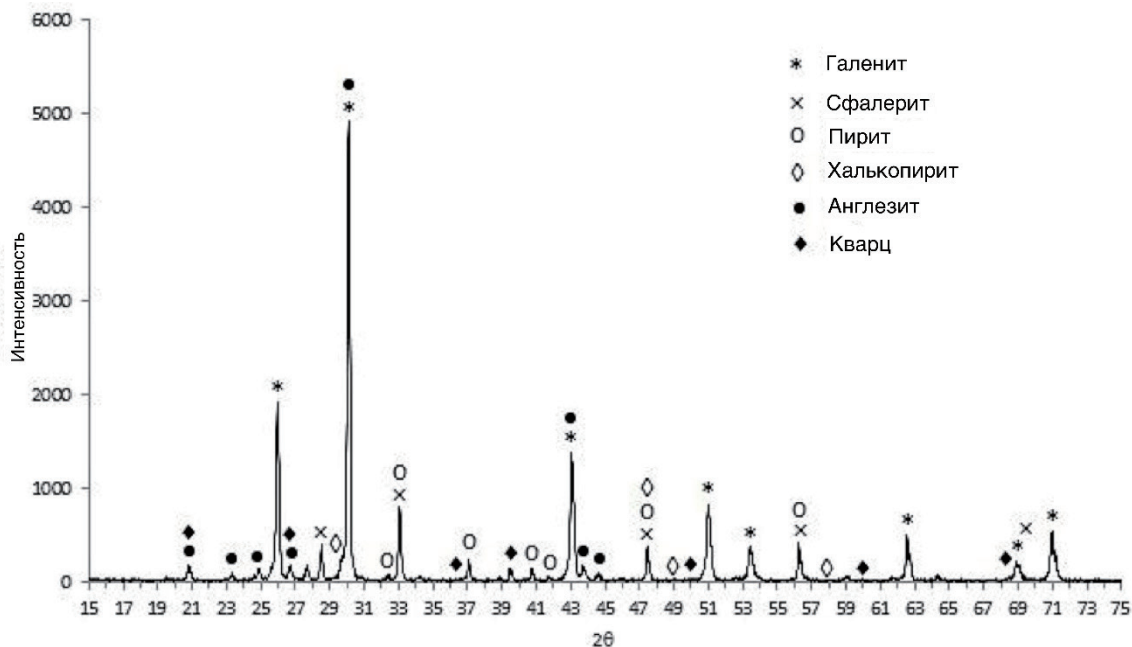


Figure 4 – Graph of X-ray phase analysis of the lead-zinc concentrate of the Koni Mansur deposit

stage of the reactor A and, due to heating from heat transmitted through the inner steel wall 2, is heated to temperatures of 650 – 700 °C. At temperatures of 300 – 350 °C, all volatile components (benzene and its homologues 90–170 °C; phenols and pyridines 170–200 °C; naphthalene fraction 210–230 °C; methylnaphthalenes 230–270 °C; anthracenes 270–350 °C) are released from the composition of coal, which are discharged from the reactor through a fitting for removing gaseous volatile and resinous components of coal 5 into the condensation column 14 for cooling and subsequent separation. At temperatures of 500 – 550 °C, all resinous substances (coal tar pitch) are separated from the remaining heated mixture, which are also discharged through the outlet fitting 5 from the reactor to the indicated condensation column. After the separation of volatile and resinous substances, the purified carbon is plasticized at temperatures of 650 – 700 °C and, in a

plasticized state, through the outlet device 6 connecting the upper and lower stages of the reactor, it enters chamber 7 of the lower stage B of the reactor for gasification.

Water vapor is supplied to the chamber 7 of the lower stage of the reactor through a rotating grate 8 and an inlet fitting 9 at a temperature of up to 1050 °C to obtain a water gas consisting of hydrogen and carbon monoxide in the ratio  $H_2: CO = 1: 1$  by volume. Water vapor is supplied to the reactor according to the stoichiometric ratio  $C:H_2O=1:1$  for the reaction of incomplete oxidation of carbon with the formation of  $H_2$  and  $CO$ . Allotermic heating of the reactor is used, which provides an increase in the carbon temperature from 700 to 1050 °C and promotes the chemical reaction.

The resulting water gas is used in the pyrometallurgical process for the reduction of lead-zinc concentrate metals. A mixture of gases from hydrogen and carbon monoxide with a temperature of 1050 °C is sent to the

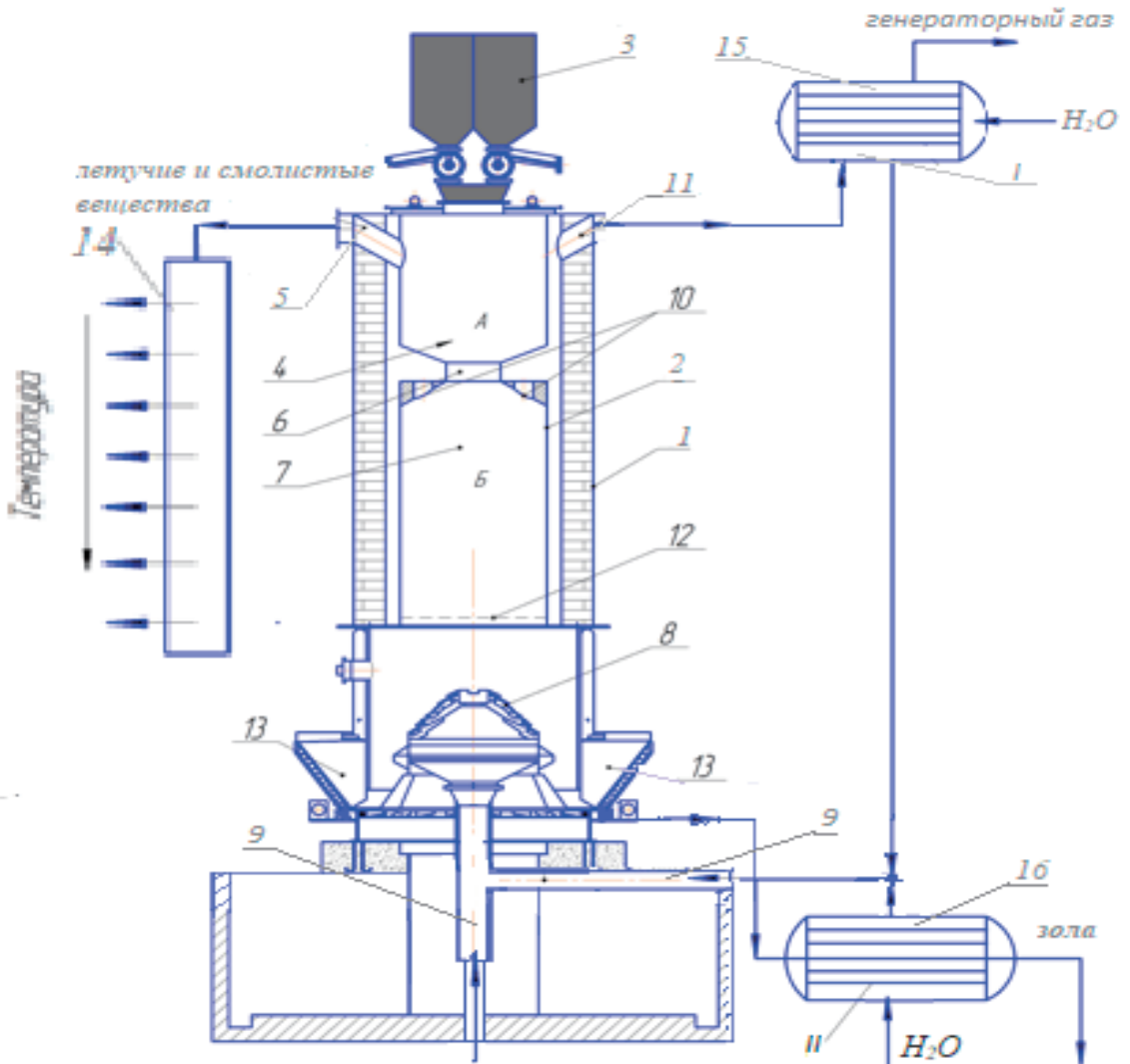
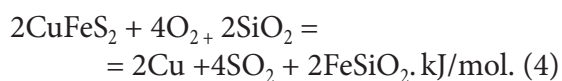
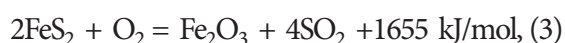
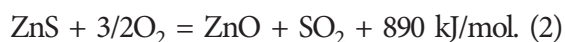
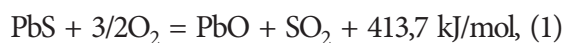


Figure 5 – Two-stage reducing gas reactor

- A - the upper stage of the reactor;
- B - lower stage of the reactor;
- 1 - outer lined reactor vessel;
- 2 - internal steel reactor vessel;
- 3 - loading device for supplying coal to the reactor;
- 4 - chamber reactor for heating coal and obtaining plasticized carbon;
- 5 - fitting for the removal of gaseous volatile and resinous components of the coal composition;
- 6 - device for supplying carbon from the upper stage to the lower stage of the reactor;
- 7 - reactor chamber for carbon gasification;
- 8 - rotating grate for the distribution of gaseous oxidizer in the volume of the carbon gasification zone;
- 9 - inlet fitting for supplying oxidizer substances to the reactor;
- 10 - vertical lattice hole;
- 11 - outlet fitting for removal of generator gas from the reactor;
- 12 - grate for trapping unreacted carbon particles;
- 13 - output device for unloading ash from the reactor;
- 14 - condensation column;
- 15 - waste heat boiler (I) generator gas;
- 16 - waste heat boiler (II) ash.

inter-vessel space of the oxidizing reactor of a polymetallic lead-zinc concentrate. At the same time, preheated air is supplied to the reaction zone of the concentrate oxidation reactor for the implementation of the pyrometallurgical method for the oxidation of galena and other minerals of the concentrate composition according to the reactions:



The oxidizing reactor consists of two zones: the upper zone is the reaction zone for the oxidation of galena and its associated minerals, carried out at temperatures up to 1050 °C, the lower zone is the zone for cooling water gas and the resulting solid oxides to 300 °C by heating air to the temperature of the onset of oxidation of galena and other minerals concentrate composition. To cool the products of oxidation of minerals of the composition of the concentrate and reducing gas and transfer their heat, countercurrent air movement is used in the lower zone of the oxidation reactor. Thus, at the exit from the reactor, the temperature of the water gas and the oxidation products of the minerals of the concentrate is 300 °C. Such a decrease in the temperature of the water gas and the products of oxidation of the minerals of the concentrate is necessary so that in the reduction reactor, taking into account the heat generated by the reduction reactions, the temperature of the reaction medium for the reduction of lead is maintained at the level of 350 -380 °C.

From the oxidizing part, the mixture of solid oxides enters the reduction reactor. The gases formed during reactions (1) - (4) from the reaction zone are sent to the intervessel space of the coal preheating reactor. and also in the reaction zone of the oxidizing reactor, due to the inert gases of the air composition and the minerals of the concentrate composition released during the oxidation reactions, a multicomponent mixture is formed, consisting mainly of sulfur dioxide SO<sub>2</sub>, nitrogen N<sub>2</sub>, argon Ar and other impurities of the air composition. This mixture with a temperature of up to 1000 °C is removed from the reactor, fed into the intervessel space of the coal-heating reactor to heat it up to a temperature of 700 °C, and then disposed of as intended.

From the oxidation reactor, water gas with a temperature of up to 300 °C is also removed and fed from below into the lead reduction reactor towards solid oxide materials.

The composition of water gas at the inlet to the oxide reduction reactor consists of hydrogen H<sub>2</sub> and carbon monoxide CO, however, at the outlet of the reactor, the gas composition changes, and it consists of CO<sub>2</sub> and H<sub>2</sub>O due to the reactions of reduction of metals (for example, lead) from oxide according to the reactions:



When studying the kinetics of the reduction of lead oxides (rhombic and tetragonal modification) according to reaction (5) in the temperature range of 350-380 °C, the dependence of the degree of lead reduction on the reaction time was determined, which is described by a first-order equation. Both modifications of lead

oxide showed the same ratio to hydrogen. The activation energy of the lead oxide reduction reaction with hydrogen (5) varies from 85.8 to 93.1 kJ/mol.

Black lead is removed from the reduction reactor and cooled to normal temperatures in a heat exchanger-cooler. From the reaction zone of the reduction reactor, gases consisting of water vapor and carbon dioxide ( $H_2O + CO_2$ ) enter the heat exchanger-refrigerator and are cooled to 18-20 °C. When gases are cooled, water vapor condenses in the form of  $H_2O$  condensate, which is discharged from the bottom of the refrigerator, the remaining carbon dioxide  $CO_2$  is sent to storage for further use as intended.

## Conclusions.

The paper presents technological solutions for the production of heavy non-ferrous metals from specific types of concentrates. A pyrometallurgical method for processing lead-zinc polymetallic concentrates Koni Mansur with the use of reducing gases obtained by gasification of Von Yagnob coal in a two-stage reactor is considered. The activation energy of the lead oxide reduction reaction (rhombohedral and tetragonal modification) in the temperature range of 350-380°C by hydrogen has been determined, which varies from 85.8 to 93.1 kJ/mol.

## References

- 1 Digonsky S.V. Theoretical bases and technology of reduction melting of metals. M.: Science. 2007.- 137 p.
- 2 Maslov V.I., Shustrov A.Yu., Matsenko Yu.A. Soda electro-smelting as a method of processing low-grade lead raw materials. Nonferrous metals. 2000. No. 11-12. –P. 66-68.
- 3 Kharchenko E.M., Zhumashev K.Zh. Solid-phase reduction of copper and lead with calcium carbide. Izvestiya vuzov. Non-ferrous metallurgy. 2013. No. 4. - P. 110-116.
- 4 Krutilin A.N., Kukharchuk M.N. Sycheva O.A. Solid-phase reduction of iron oxides by carbon. Casting and metallurgy. No. 2 (65). 2012. - P. 23-30.
- 5 Tsinovo Yu.N., Zanozina V.F., Zorin A.D., Shvetsov S.M. A method for producing metals by reducing their oxides with hydrogen. Patent RU 2395595.
- 6 Berdnikov V.I., Gudim Yu.A. Chemical reactions during metal reduction by natural gas from oxides. News of higher educational institutions. Ferrous metallurgy. No. 1 (63). 2020. - P. 84-86.
- 7 Onaev I.A., Spitchenko V.S. Recovery of sulfides. Alma-Ata: Science. 1988. - 144 p.
- 8 Kuznetsov E.S., Kachurina O.I. Thermodynamic analysis of iron oxide reduction processes using carbon and water vapor. News of higher educational institutions. Ferrous metallurgy. 2019. Volume 62. No. 5. -P. 394-406.
- 9 Abdarakhimov B.A., Okhunov R.V. Coal industry in Tajikistan: state and development prospects. - Dushanbe: "Nedra", 2011. - 138 p.
- 10 Korobetsky I. A. Coal as a chemical raw material of the XXI century // Fuel and Energy Complex and Resources of Kuzbass. - 2007. - No. 3. - P. 32.