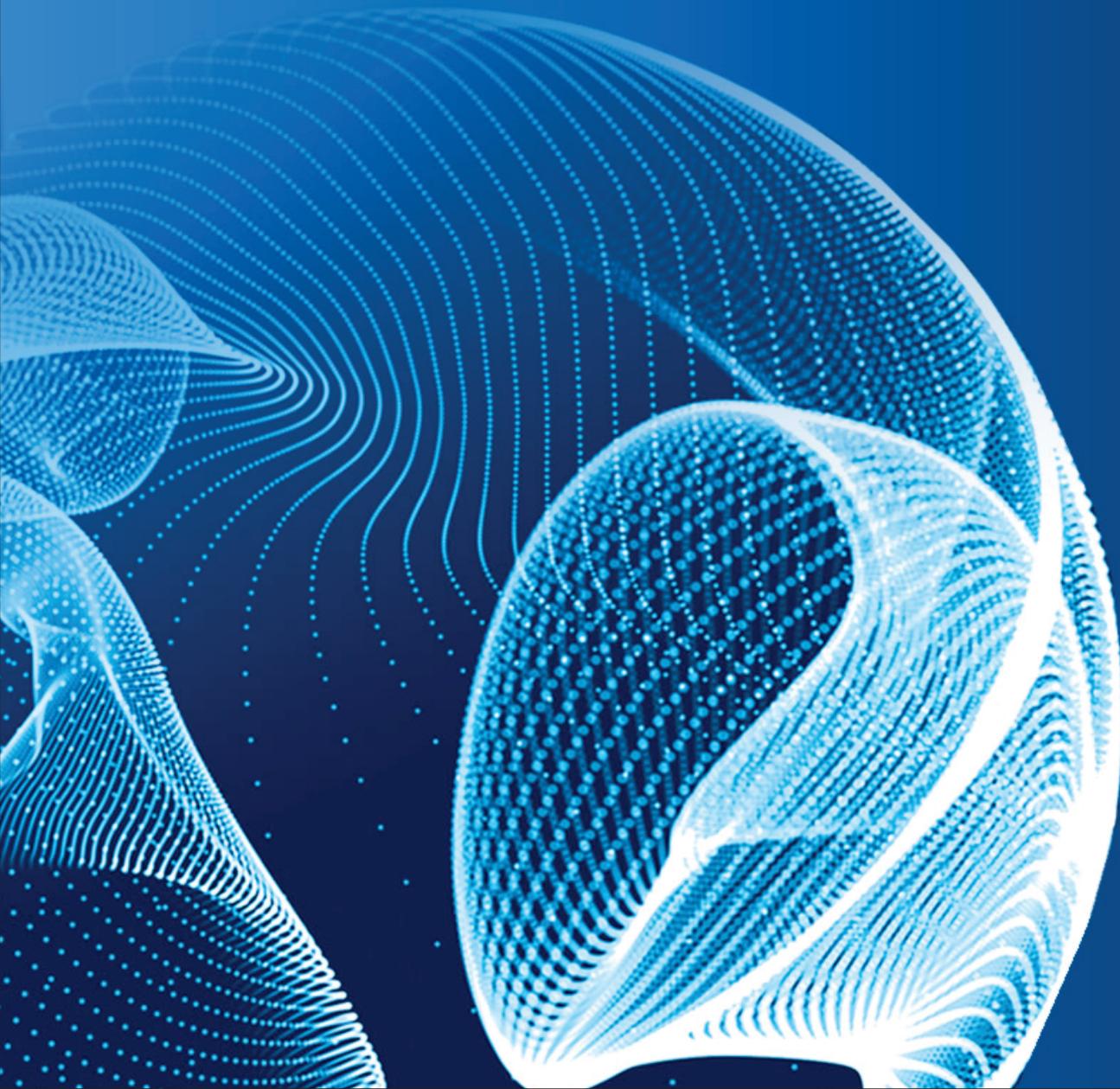


ENGINEERING JOURNAL of Satbayev University

Volume 145 (Issue 5)
October 2023



**ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ ҒЫЛЫМ ЖӘНЕ ЖОҒАРЫ БІЛІМ МИНИСТРЛІГІ
МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
MINISTRY OF SCIENCE AND HIGHER EDUCATION OF THE REPUBLIC OF KAZAKHSTAN**



ENGINEERING JOURNAL OF SATBAYEV UNIVERSITY

145 (5)

EDITOR-IN-CHIEF

Alma Bekbotayeva, PhD, associate professor, Geology and Petroleum Engineering Institute of Satbayev University, Kazakhstan

DEPUTY EDITOR-IN-CHIEF

Kanai Rysbekov, candidate of technical sciences, associate professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Vasyl Lozinskyi, PhD, associate professor, National TU Dnipro Polytechnic, Ukraine

MANAGING EDITOR

Gulziya Burshukova, PhD, associate professor, Satbayev University, Kazakhstan

MEMBERS OF THE EDITORIAL BOARD

Ata Akçil, PhD, professor, Suleyman Demirel University, Turkey

Adilkhan Baibatsha, doctor of geological and mineralogical sciences, professor, Geology and Petroleum Engineering Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Atac Bascetin, PhD, professor, Istanbul Technical University, Turkey

Madina Barmenshinova, candidate of technical sciences, associate professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Omirsirik Baigenzhanov, PhD, associate professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Tatiana Chepushtanova, PhD, associate professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Agata Duczmal-Czernikiewicz, PhD, habilit.doctor, professor, Adam Mickiewicz University, Poland

Serik Moldabaev, doctor of technical sciences, professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Brajendra Mishra, PhD, professor, Worcester Polytechnic Institute, USA

Suping Peng, professor, academician, Chinese Mining University, China

Reimar Selmann, PhD, professor, The Earth Sciences Department, Center for Russian and Central Asian Mineral Research (CERCAMS), Great Britain

Atsushi Shibayama, PhD, professor, Akita University, Japan

Olena Sdvyzhkova, doctor of technical sciences, professor, National TU Dnipro Polytechnic, Ukraine

Khalidilla Yusupov, doctor of technical sciences, professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

БАС ҒЫЛЫМИ РЕДАКТОР

Алма Бекботаева, PhD, қауымдастырылған профессор, Satbayev University Геология және мұнай-газ ісі институты, Қазақстан

БАС ҒЫЛЫМИ РЕДАКТОРДЫҢ ОРЫНБАСАРЛАРЫ

Қанай Рысбеков, т.ғ.к., қауымдастырылған профессор, Satbayev University Тау-кен-металлургия институты, Қазақстан

Василий Лозинский, PhD, қауымдастырылған профессор, «Днепр политехникасы» Ұлттық техникалық университеті, Украина

ЖАУАПТЫ ХАТШЫ

Гулзия Буршукова, PhD, қауымдастырылған профессор, Satbayev University, Қазақстан

РЕДАКЦИЯЛЫҚ АЛҚА МҮШЕЛЕРІ

Ata Akçil, PhD, профессор, Сүлейман Демирел Университеті, Түркия

Әділхан Байбатша, г-м.ғ.д., профессор, Satbayev University Геология және мұнай-газ ісі институты, Қазақстан

Atac Bascetin, PhD, профессор, Ыстамбұл техникалық университеті, Түркия

Мадина Барменшинова, т.ғ.к., қауымдастырылған профессор, Satbayev University Тау-кен-металлургия институты, Қазақстан

Өмірсерік Байгенженов, PhD, қауымдастырылған профессор, Satbayev University Тау-кен-металлургия институты, Қазақстан

Татьяна Чепуштанова, PhD, қауымдастырылған профессор, Satbayev University Тау-кен-металлургия институты, Қазақстан

Agata Duczmal-Czernikiewicz, PhD, хабилит.доктор, профессор, Адам Мицкевич Университеті, Польша

Серік Молдабаев, т.ғ.д., профессор, Satbayev University Тау-кен-металлургия институты, Қазақстан

Brajendra Mishra, PhD, профессор, Вустер политехникалық институты, АҚШ

Suping Peng, профессор, академик, Қытай тау-кен университеті, ҚХР

Reimar Seltmann, PhD, профессор, Жер туралы ғылымдар бөлімі, Ресей және Орта Азия минералды зерттеулер орталығы (CERCAMS), Ұлыбритания

Atsushi Shibayama, PhD, профессор, Akita University, Жапония

Олена Сдвижкова, т.ғ.д., профессор, «Днепр политехникасы» Ұлттық техникалық университеті, Украина

Халидилла Юсупов, т.ғ.д., профессор, Satbayev University Тау-кен-металлургия институты, Қазақстан

ГЛАВНЫЙ НАУЧНЫЙ РЕДАКТОР

Алма Бекботаева, PhD, асоц.профессор, Институт геологии и нефтегазового дела Satbayev University, Казахстан

ЗАМЕСТИТЕЛИ ГЛАВНОГО НАУЧНОГО РЕДАКТОРА

Канай Рысбеков, к.т.н., асоц.профессор, Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

Василий Лозинский, PhD, асоц.профессор, Национальный технический университет «Днепровская политехника», Украина

ОТВЕТСТВЕННЫЙ СЕКРЕТАРЬ

Гулзия Буршукова, PhD, асоц.профессор, Satbayev University, Казахстан

ЧЛЕНЫ РЕДАКЦИОННОЙ КОЛЛЕГИИ

Ata Akçil, PhD, профессор, Университет Сулеймана Демиреля, Турция

Адилхан Байбатша, д.г-м.н., профессор, Институт геологии и нефтегазового дела Satbayev University, Казахстан

Atac Bascetin, PhD, профессор, Стамбульский технический университет, Турция

Мадина Барменшинова, к.т.н., Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

Мирсерик Байгенженов, PhD, асоц.профессор, Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

Татьяна Чепуштанова, PhD, асоц.профессор, Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

Agata Duczmal-Czernikiewicz, PhD, хабилит.доктор, профессор, Университет Адама Мицкевича, Польша

Серик Молдабаев, д.т.н., профессор, Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

Brajendra Mishra, PhD, профессор, Вустерский политехнический институт, США

Suping Peng, профессор, академик, Китайский горнопромышленный университет, КНР

Reimar Selmann, PhD, профессор, Отдел Наук о Земле, Центр Российских и Среднеазиатских Минеральных Исследований (CERCAMS), Великобритания

Atsushi Shibayama, PhD, профессор, Akita University, Япония

Олена Сдвижкова, д.т.н., профессор, Национальный технический университет «Днепровская политехника», Украина

Халидилла Юсупов, д.т.н., профессор, Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

<https://doi.org/10.51301/ejsu.2023.i5.01>

Study of the possibilities of obtaining a complex alloy using high-ash coals by thermodynamic modeling using a computer program

B.S. Kelamanov, D.A. Yessengaliyev, O.R. Sariyev, A.M. Akuov

Aktobe regional university named after K. Zhubanov, Aktobe, Kazakhstan

*Corresponding author: kelamanov-b@mail.ru

Abstract. The content of the leading elements in the technical composition of high-ash coals on the territory of Kazakhstan makes it possible to obtain a complex alloy. In accordance with this, a comprehensive study of the possibilities of obtaining an Aluminium-chromium-silicon alloy, which can be a complex deoxidizer and reducing agent, is among the topical issues. The article presents the results of a study of the thermodynamic-diagram analysis of the Cr-Si-Al-C multicomponent system, where, on the basis of thermodynamic data, the boundary ternary systems of the basic four-component Cr-Si-Al-C system are constructed. As a result, the components of the condensed phases of a multicomponent system were determined. Descriptions are given for each of the defined phases, with the help of which it is possible to create an accurate model of the general system of compositions of chromium-containing melts with the calculation of their normative phase compositions. Triangles of the Cr-Si-Al-C system have been established, modulating the compositions of the resulting compositions of metal products during the smelting of the aluminosilichrome alloy using high-ash coals. As a result of modeling, the main components of the phase of three-component systems Al-Si-C, Al-Cr-Si, were revealed. Volumes and color integrals indicating condensed and gaseous phases are determined. The technology of obtaining silicon-aluminum alloys is based on the reduction of oxides from the ash of high-ash coal with its own carbon in ore-thermal furnaces.

Keywords: high-ash coals, ferrosilichromium, four-component system, thermodynamic-diagram, carbon, volume.

1. Introduction

Technologies for the production of complex alloys can be distinguished by the following positive aspects:

1. In the smelting process, the complex use of substandard, cheap and easily accessible raw materials is ensured with the production of highly efficient complex alloys with a wide range of content of the main deoxidizing and alloying elements. They are an alternative replacement for traditional types of ferroalloys, such as ferrosilichrome, ferrosilicon and aluminum.

2. When using low-grade high-ash coals as a reducing agent, the cost of alloys is noticeably reduced by excluding the use of expensive coke from the technological chain and subsequently predetermines a reduction in the cost of deoxidized steel.

3. When using complex alloys in the production of standard ferroalloys, in particular refined ferrochrome grades, a number of technological problems associated with the scattering of slag into fine dust are solved.

4. When deoxidizing steel with complex alloys, there is no need to use significant amounts of ferrosilicon, as well as scarce and expensive ingot aluminum [1].

To obtain high-quality complex alloys, it is necessary to conduct various studies. One of the research methods is computer modeling.

Thermodynamic modeling is a kind of mathematical modeling. Its main stages are

1. Creation of a thermodynamic model;
2. Development of a mathematical model;

3. Algorithm development and software implementation;
4. Preparation of initial data;
5. Carrying out the calculation;
6. Analysis of the results of calculations.

In solving many scientific and technical problems, the issues of studying high-temperature processes with physico-chemical transformations play a significant role [2-4].

Experimental methods of studying processes of this kind are usually expensive, and often not feasible at all.

Under these conditions, a computational experiment performed using a computer acquires special importance, which allows analyzing states and processes and drawing conclusions about the behavior of the objects under study based on model representations.

The main assumption in this case is the assumption of the existence of a local equilibrium in the system, which makes it possible to carry out calculations using the mathematical apparatus of equilibrium thermodynamics.

The most common methods of equilibrium thermodynamics are used in combination with the so-called ideal model, according to which the behavior of the gas phase is described by the equation of state of an ideal gas, and all solutions are ideal.

The main advantages of the ideal model are its simplicity, versatility and availability of information: if a chemically reacting heterogeneous system is being investigated, then the parameters of the model are actually only the thermodynamic properties of individual substances. However, in a situation where the forces of intermolecular interaction play an essen-

tial role (dense gases, highly ionized plasma, concentrated solutions of condensed substances), the ideal model becomes unsuitable.

As an example, high-temperature processes, combustion of fuel, energy materials in a closed volume, processes at the detonation wave front, metallurgical, chemical-technological, geochemical processes can be cited [5-8].

For a long period of time, fossil coal had no worthy competitors among energy carriers and played a huge role in global development as energy for fuel power plants, in the metallurgical industry and in the household sector. There are coal deposits in more than 70 countries, including Kazakhstan, which ranks among the top ten countries in coal production, second only to China, the USA, India, Australia, Russia, South Africa, and Ukraine. Reserves of both energy and coking coal will be sufficient for hundreds of years, even with an active increase in production.

In order to increase production efficiency, improve technology and improve technical and economic indicators in the ferrous metallurgy, it is necessary to expand the production and use of complex ferroalloys. In order to expand the range of alloys currently used in the production of steel and ferroalloys, it is necessary to search for new high-quality types of complex alloys. The most acceptable is the selection of complex alloys characterized by an optimal chemical composition and a single-stage method of obtaining from high-ash coals, which is the cheapest method for smelting similar types of alloys [9,10].

2. Materials and methods

The main task of modeling thermodynamic equilibrium is to determine the phase and chemical composition, as well as the values of the thermodynamic parameters of the system under study.

The object of thermodynamic analysis is a thermodynamic system – a conditionally isolated material region whose interaction with the environment is reduced to the exchange of matter and energy.

As a rule, it is assumed that the influence of gravitational and electromagnetic fields, as well as the action of surface tension forces, can be neglected, and the only kind of work that the system can perform is expansion work.

Thermodynamic equilibrium is the limiting state to which a thermodynamic system isolated from external influences tends, i.e., thermal, mechanical and chemical equilibrium is established at each point of the system (temperature and pressure equalize, and all kinds of chemical reactions proceed to the end) [11].

The main complexity of such an approach to thermodynamic modeling consists in the labor intensity of creating visual graphic images. The «Triangle» program allows you to simplify the process of performing serial calculations and building three-phase diagrams. As the three primary substances, there can be both individual chemical elements and arbitrary compounds.

In the practice of a comprehensive theoretical study of multicomponent systems, the method of thermodynamic modeling is known, which much simplifies the study of the features of Phase turns in multicomponent systems by dividing them into thermodynamically resistant simple subsystems by the size of the main system. A graphical method was used to determine the phase composition of a metal system

based on Al-Cr-Si-C. During the calculation, a tetrahedron of a multicomponent system was constructed and the component phases were determined using coordinate lattices in this tetrahedron [12].

3. Results and discussion

Aluminum-chromium-silicon alloy. The technology of smelting this chromium-containing alloy is based on the complex processing of poor chromium ores and the use of high-ash coals instead of a relatively expensive reducing agent - metallurgical coke. Experimental tests for the production of alloys of this type using poor chrome ores of the «Don deposit» and high-ash «Ekibastuz» coal have been carried out repeatedly. The alloy was smelted in a continuous slag-free way to obtain an alloy of silicon, aluminum and chromium.

According to the Concept of development of the coal industry of the Republic of Kazakhstan until 2020, the total geological reserves and projected coal resources are estimated at 150 billion tons. Off-balance sheet coal reserves by basins and deposits, as of January 1, 2007, amount to 28.6 billion tons, including 3.2 billion tons of hard coal, 25.4 billion tons of brown coal [13].

The complex program «Triangle» makes it possible to simplify the process of constructing three-phase diagrams. In addition, to calculate the equilibrium phase composition, it can be carried out in two modes. That is, firstly, for the isothermal case, when the equilibrium of the system is given by the values of temperature (T, K) and pressure (p, MPa). And secondly, for the cases of changes in the adiabatic equilibrium (gorenje), expressed at each point of calculation by the values of pressure (p, MPa) and enthalpy (enthalpy of formation of the starting materials) (I, kJ/kg).

With the help of the «Triangle» program, Al-Si-C, Al-Cr-Si the triple component system and the chemical compounds included in them were studied at temperature intervals of 1673-1873K.

In Figure 1(a) Al-Si-C triple system forms 12 compounds at a temperature of 1673K: 1)Si(c);SiC(c);Al(c); 2)Al(c); 3)C(c); 4)Si(c);SiC(c); 5)C(c); SiC(c);Al4C3(c); 6)C(c);SiC(c); 7)C(c);Al4C3(c); 8)Al(c);Al4C3(c); 9)SiC(c);Al(c); Al4C3(c); 10)SiC(c);Al(c); 11)SiC(c);Al(c); 12)SiC(c). Al-Si-C 50% of the triple system C(c);SiC(c); 30% of the triple system SiC(c), the remaining 20% make up the remaining compounds of the triple system.

In Figure 1(b) Al-Si-C triple system forms 12 compounds at a temperature of 1873K: 1)Si(c);SiC(c);Al(c); 2)Al(c); 3)C(c); 4)Si(c);SiC(c); 5)C(c); SiC(c);Al4C3(c); 6)C(c);SiC(c); 7)C(c);Al4C3(c); 8)Al(c);Al4C3(c); 9)SiC(c);Al(c); Al4C3(c); 10)SiC(c);Al(c); 11)SiC(c);Al(c); 12)SiC(c). Al-Si-C 50% of the triple system C(c);SiC(c); 30% of the triple system SiC(c), the remaining 20% make up the remaining compounds of the triple system.

In Figure 2(a) at a temperature of 1673K, the Al-Cr-Si triple system shows that it forms 19 compounds: 1)Al(c); 2)Si(c); 3)Al(c);CrSi(c);Cr5Si3(c); 4)Al(c);CrSi(c); 5) Al(c); CrSi(c);CrSi2(c); 6)Al(c);Cr(c); 7)Si(c);Al(c);CrSi2(c); 8)Si(c);Al(c); 9)Al(c);Cr(c);Cr3Si(c); 10)Cr(c); 11)Cr(c); Cr3Si(c); 12)Cr3Si(c); Cr5Si3(c); 13)Al(c); Cr3Si(c); Cr5Si3(c); 14)CrSi(c);Cr5Si3(c); 15)CrSi(c); 16)CrSi(c); CrSi2(c); 17)Si(c);CrSi2(c); 18)Al(c);CrSi(c);Cr5Si3(c). 35% of this triple system Al-Cr-Si belongs to compounds

such a CrSi(c);Cr5Si3(c); 20% is Si(c);CrSi2(c); 20% is Si(c);Al(c); the remaining 25% is the remaining compounds.

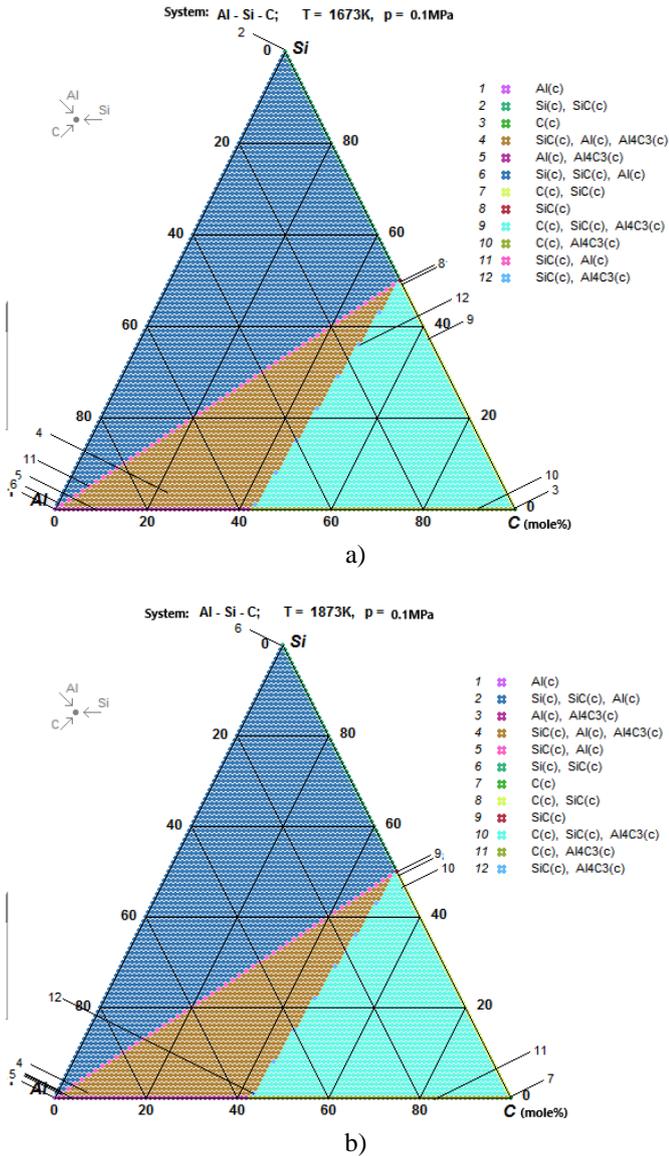


Figure 1. Diagram of the phase composition of the triple system Al-Si-C at temperatures: 1673K(a), 1873K(b)

In Figure 2(b) at a temperature of 1873K, the Al-Cr-Si triple system shows that it forms 20 compounds: 1)Al(c); 2)Al(c);Cr3Si(c); 3)Al(c);CrSi(c);Cr5Si3(c); 4)Al(c);CrSi(c); 5)Al(c);CrSi(c);CrSi2(c); 6)Al(c);Cr(c); 7)Si(c);Al(c); CrSi2(c); 8)Si(c);Al(c); 9)Al(c);Cr(c);Cr3Si(c); 10)Cr(c); 11)Cr(c);Cr3Si(c); 12)Cr3Si(c); Cr5Si3(c); 13)Al(c); Cr3Si(c); Cr5Si3(c); 14)CrSi(c);Cr5Si3(c); 15)Al(c); CrSi2(c); 16)CrSi(c);CrSi2(c); 17)Si(c);CrSi(c); 18)Al(c); Cr5Si3(c); 19)Cr3Si(c); 20)CrSi(c);CrSi2(c). of this triple system Al-Cr-Si belongs to compounds such a CrSi(c);Cr5Si3(c); 20% is Si(c);CrSi2(c); 20% is Si(c);Al(c); the remaining 25% is the remaining compounds.

Ferrosilicochrome with a silicon content of ~48% is obtained by carbothermic method in ore-thermal furnaces with a transformer with a capacity of 10-20 MWA by a continuous process. The charge is loaded constantly, in small portions on the surface of the grate in the zones adjacent to the electrodes. According to the smelting process and depend-

ing on the grade of the alloy obtained, there are two methods for producing ferrosilicochrome: single-stage (slag) and two-stage (slag-free). In the one-stage method, the charge consists of chromium ore, quartzite and a carbon-containing reducing agent (coke, semi-coke, briquetted peat, brown coal, graphitization waste, etc.), and in the two-stage method - of quartzite, carbonaceous (transfer) ferrochrome and carbon-containing reducing agent (coke, semi-coke, special coke and coal) [11-13].

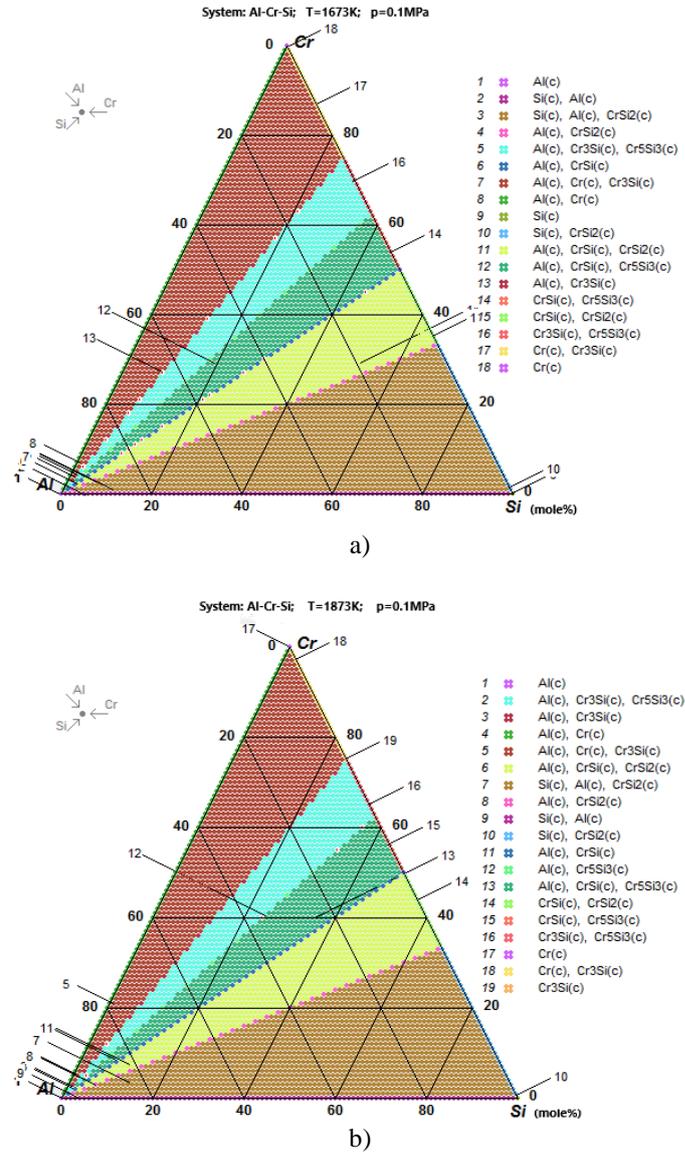


Figure 2. Diagram of the phase composition of the triple system Al-Cr-Si at temperatures: 1673K(a), 1873K(b)

Currently, both methods are practiced. The indicators and advantages of each of them are characterized to a large extent by the degree of refinement of the technology and the consumption of electricity. The economic efficiency of ferrosilicochrome production depends on the cost of charge materials and on the content of target elements in the alloy: chromium and silicon. The advantage of the single-stage method of ferrosilicochrome production is the increased extraction of chromium into the alloy, however, the total electricity consumption for ferrosilicochrome smelting (48-50%) with the two-stage method is lower (6700-7300 KW·h) than with the single-stage (8200-8855 KW·h).

Table 1. Chemical composition of the starting materials

| Chrome Ore, % | |
|--------------------------------|-------|
| Cr ₂ O ₃ | 51.73 |
| SiO ₂ | 7.76 |
| CaO | 0.53 |
| MgO | 17.75 |
| Al ₂ O ₃ | 8.32 |
| Fe _{total} | 9.42 |
| S | 0.012 |
| Puncture loss | 2.10 |
| Al-Cr-Si, % | |
| Cr | 36.92 |
| Si | 25.11 |
| Al | 14.41 |
| C | 1.48 |
| Fe | rest |

The composition of the briquetted charge is as follows:

- chrome ore (0-0.5 mm) - 69.1%;
- Aluminosilicochrome (0-0.5 mm) - 30.9%.

As a binder, liquid glass was used in an amount of 6-7% of the dry weight of the charge. The density of liquid glass is 1.46-1.48g/cm³, silicate modulus SiO₂/Na₂O = 2.64-2.84. Before briquetting, the raw materials, first in a dry state, and then with a binder in the specified ratio, were thoroughly

Table 2. Chemical composition of melting products

| № | Metal | | | | Slag | | | | | | CaO | |
|----|-------|-------|------|------|--------------------------------|-------|------------------|-------|--------------------------------|------|------------------|------------------|
| | Cr | Fe | Si | C | Cr ₂ O ₃ | CaO | SiO ₂ | MgO | Al ₂ O ₃ | FeO | SiO ₂ | SiO ₂ |
| 1 | 66.88 | 29.05 | 1.22 | 1.96 | 5.26 | 31.87 | 23.43 | 13.59 | 30.55 | 0.55 | 1.36 | 1.36 |
| 2 | 68.08 | 27.82 | 0.66 | 2.33 | 6.31 | 33.69 | 24.23 | 11.43 | 27.29 | 0.62 | 1.38 | 1.38 |
| 3 | 63.24 | 33.47 | 0.42 | 0.77 | 5.43 | 33.52 | 23.44 | 13.65 | 18.98 | 0.71 | 1.43 | 1.43 |
| 4 | 68.72 | 26.79 | 0.39 | 3.24 | 5.67 | 31.88 | 20.50 | 13.22 | 14.90 | 1.08 | 1.55 | 1.55 |
| 5 | 67.22 | 28.29 | 1.05 | 1.18 | 5.11 | 37.59 | 24.06 | 13.07 | 18.07 | 1.12 | 1.56 | 1.56 |
| 6 | 67.28 | 28.31 | 1.02 | 1.31 | 2.17 | 32.62 | 20.46 | 10.07 | 21.07 | 0.82 | 1.59 | 1.59 |
| 7 | 66.38 | 30.58 | 1.03 | 1.13 | 4.25 | 39.98 | 24.53 | 13.03 | 17.17 | 0.93 | 1.63 | 1.63 |
| 8 | 67.48 | 29.81 | 1.06 | 1.25 | 5.07 | 39.75 | 23.66 | 14.11 | 16.09 | 1.04 | 1.68 | 1.68 |
| 9 | 67.26 | 28.34 | 0.20 | 3.20 | 5.68 | 34.54 | 21.69 | 14.26 | 15.07 | 1.23 | 1.73 | 1.73 |
| 10 | 68.87 | 26.01 | 0.78 | 2.94 | 6.26 | 41.43 | 23.18 | 11.16 | 15.32 | 2.05 | 1.79 | 1.79 |

4. Conclusions

A model of the Aluminosilicochrome alloy was constructed by computer modeling. The data obtained by calculation showed the correctness of the molten metal-containing alloy. All identified phases were obtained by thermodynamic modeling during the melting process. This shows the correctness of the calculations.

In the course of the analysis of the results obtained, it was found that the triple systems Al-Si-C, Al-Cr-Si, which are the main components of the studied metallic system Al-Cr-Si-C, undergo large-scale changes in the composition and number of phases. Although the decline in quality and impoverishment of ores and raw materials is a serious problem, it is known that the demand and requirements for metallurgical charge materials are growing. Therefore, the ways to fully study the materials involved in metallurgical production and expand the possibilities of obtaining the necessary alloys are relevant. The results of the work presented in the article do not allow the processes of melting the initial products without preliminary research. The computer program used allows you to choose the right charge materials to assess the composition and quality of the products being smelted. The presented simulation results correctly and accurately reflect the phases that form the basis of the Aluminium-chromium-silicon alloy when using high-ash coals. the number and volumes of condensed phases

mixed and briquettes in the form of cylinders with a diameter of 10 mm and a height of 10-15 mm were obtained. The briquetted charge was dried in a laboratory muffle furnace at a temperature of 200-250°C for a duration of 3 hours. The chemical composition of the briquettes is given in Table 2. Lime with a CaO content of ≥ 95% was used as a fluxing material.

The resulting alloy in chemical composition met the requirements of the standard. The results of the smelting are shown in Table 2. As can be seen from the table, the slag compositions were characterized by different basicity values. The amount of reducing agent varied to find the optimal value.

In terms of carbon content, the resulting metal corresponds to the grades of medium-carbon ferrochrome according to GOST 4757-91. Table 2 shows that the use of a silicon-aluminum reducing agent - Aluminosilicochrome in the process of metallothermy of refined ferrochrome leads to the formation of alumina-containing slags. The concentration of alumina in them ranges from 15.07-30.55%, while according to standard technology it is 5-7%. Consequently, there is a significant change in the chemical composition of the slags. In this regard, it became necessary to study the features of the slags obtained by the new technology [9].

and the processes of obtaining alloys in accordance with state standards are determined.

References

- [1] Akberdin, A.A., Kim, A.S., Sultangaziev, R.B. (2018). Experiment Planning in the Simulation of Industrial Processes. *Steel in Translation*, 48(9), 573-577
- [2] Kasenov, B.K., Aldabergenov, M.K., Pashinkin, A.S., Kasenova, Sh.B., Balakireva, G.T. & Adekenov S.M. (2008). Methods of applied thermodynamics in chemistry and metallurgy. *Karaganda: «Glasir»*
- [3] Glushko, V.P. (1971). Thermodynamic constants of substances. *Moscow: Academy of Sciences of the USSR*
- [4] Morachevsky, A.S., Sladkov, I.V. (1985). Thermodynamic calculations in metallurgy. *Moscow: Metallurgy*
- [5] Kelamanov, B., Yessengaliyev, D., Burumbayev, A., Kabykanov, S., Samuratov, E. (2023). Technology of smelting complex alloys using high-ash coals and modeling of the possibilities of their application in the production of steel and ferroalloys. *Engineering Journal of Satbayev University*, 145(4), 5-9. <https://doi.org/10.51301/ejsu.2023.i4.01>
- [6] Kelamanov, B., Zayakin, O., Yessengaliyev, D., Kobegen, Y., Adaybayeva, R., Temirbekov, A. (2023). Study of the Fe-Si-Al-Ba system using the thermodynamic-diagrammatic analyses method. *Engineering Journal of Satbayev University*, 145(2), 20-24. <https://doi.org/10.51301/ejsu.2023.i2.03>
- [7] Kelamanov, B., Samuratov, Y. E., Akuov, A., Sariev, O., Tastanova, L., & Abdirashit, A. (2022). Thermodynamic-

- diagram analysis of Fe-Ni-CO system. *Metalurgija*, 61(1), 261-264
- [8] Tleugabulov, S.M., Tazhiev, E.B. (2017). Energy-saving ferroalloy production. *Steel in Translation*, 47(10), 682-687
- [9] Makhambetov, Y., Abdirashit, A., Kuatbay, Y., Yerzhanov, A., Mukhambetkaliyev, A. & Abishkenov, M. (2022). Thermodynamic diagrammatic analysis (TDA) of the system Al-Si-Mn-Fe. *Metalurgija*, 61(3-4), 807-809. <https://doi.org/10.3103/S0967091217100102>
- [10] Makhambetov, Y., Abdirashit, A., Kuatbay, Y., Yerzhanov, A., Issengaliyeva, G. & Angsapov, A. (2022). Research of microstructure and phase composition of a new complex alloy-alumosilicomanganese (Al-Si-Mn). *Metalurgija*, 61(3-4), 804-806
- [11] Akberdin A.A. (1995). Balance method for calculating the equilibrium phase composition of multicomponent systems. *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'a*, (3), 92-93
- [12] Akberdin, A., Kim, A., Sultangaziyev, R., Karbayev, M. (2020). Thermodynamic modeling of the borbarium ferroalloy smelting technological process. *Metalurgija*, 59(3), 333-336
- [13] Baisanov, S. (2020). Phase equilibrium thermodynamics in binary systems. *Proceedings of INFACON XIII - 13th International Ferroalloys Congress: Efficient Technologies in Ferroalloy Industry*

Компьютерлік бағдарлама көмегімен термодинамикалық модельдеу әдісі арқылы жоғары күлді көмірлерді қолданып кешенді қорытпа алу мүмкіндіктерін зерттеу

Б.С. Келаманов, Д.А. Есенғалиев, О.Р. Сариев, А.М. Ақуов

Қ. Жұбанов атындағы Ақтөбе өңірлік университеті, Ақтөбе, Қазақстан

*Корреспонденция үшін автор: kelamanov-b@mail.ru

Андатпа. Қазақстан территориясындағы жоғары күлді көмірлердің техникалық құрамындағы жетекші элементтердің мөлшері кешенді қорытпа алуға мүмкіндік береді. Осыған сәйкес, кешенді қышқылсыздандырғыш және тотықсыздандырғыш бола алатын АХС қорытпасын алу мүмкіндіктерін жан-жақты зерттеу өзекті мәселелер қатарында. Ұсынылған мақалада Cr-Si-Al-C жүйесінің термодинамикалық диаграммаларын талдаудың зерттеу нәтижелері келтірілген, мұнда термодинамикалық мәліметтер негізінде негізгі төрт компонентті Cr-Si-Al-C жүйесінің шекаралық үштік жүйелері салынған. Белгілі бір фазалардың әрқайсысы үшін сипаттамалар берілген, олардың көмегімен хром бар балқымалар құрамдарының жалпы жүйесінің нақты моделін олардың нормативтік фазалық құрамдарын есептей отырып жасауға болады. Cr-Si-Al-C жүйесінің үшбұрыштары орнатылды, олар күлі жоғары көмірді қолдана отырып, алюминий силикохром қорытпасын балқыту кезінде алынған металл бұйымдарының құрамдарын модуляциялады. Модельдеу нәтижесінде Al-Si-C, Al-Cr-Si, үш компонентті жүйелерінің фазаларының негізгі компоненттері анықталды. Конденсацияланған және газ тәрізді фазаларды көрсететін көлемдер мен түс интегралдары анықталады. Кремний алюминий қорытпаларын өндіру технологиясы жоғары күл көмірінің күлінен оксидтерді кен термиялық пештердегі өз көміртегімен тотықсыздандыруға негізделген.

Негізгі сөздер: жоғары күлді көмір, ферросиликохром, төрт компонентті жүйе, термодинамикалық диаграмма, көміртек, көлем.

Изучение возможностей получения комплексного сплава с использованием высокосолевых углей методом термодинамического моделирования с помощью компьютерной программы

Б.С. Келаманов, Д.А. Есенғалиев, О.Р. Сариев, А.М. Ақуов

Актюбинский региональный университет имени К. Жубанова, Актөбе, Казахстан

*Автор для корреспонденции: kelamanov-b@mail.ru

Аннотация. Содержание ведущих элементов в техническом составе высокосолевых углей на территории Казахстана позволяет получить комплексный сплав. В соответствии с этим, комплексное изучение возможностей получения сплава АХС, который может быть комплексным раскислителем и восстановителем, находится в числе актуальных вопросов. В статье представлены результаты исследования анализа термодинамических диаграмм многокомпонентной системы Cr-Si-Al-C, где на основе термодинамических данных построены граничные тройные системы базовой четырехкомпонентной системы Cr-Si-Al-C. В результате были определены компоненты конденсированных фаз многокомпонентной системы. Даны описания для каждой из определенных фаз, с помощью которых можно создать точную модель общей системы составов хромсодержащих расплавов с расчетом их нормативных фазовых составов. Были установлены треугольники системы Cr-Si-Al-C, модулирующие составы получаемых композиций метал-

лических изделий при выплавке алюмосиликохромового сплава с использованием высокозольных углей. В результате моделирования были выявлены основные составляющие фазы трехкомпонентных систем Al-Si-C, Al-Cr-Si. Определяются объемы и цветовые интегралы, указывающие на конденсированную и газообразную фазы. Технология получения кремнийалюминиевых сплавов основана на восстановлении оксидов из золы высокозольного угля собственным углеродом в руднотермических печах.

Ключевые слова: высокозольные угли, ферросиликохром, четырехкомпонентная система, термодинамическая диаграмма, углерод, объем.

Received: 26 May 2023

Accepted: 16 October 2023

Available online: 31 October 2023

<https://doi.org/10.51301/ejsu.2023.i5.02>

Computer thermodynamic modeling of obtaining ferroalloys from a mixture of leaching tailings of oxidized copper ores

A.M. Nurpeisova^{1*}, V.M. Shevko¹, D.K. Aitkulov², A.A. Joldassov³

¹M. Auezov South Kazakhstan university, Shymkent, Kazakhstan

²National Center on complex processing of mineral raw materials, Almaty, Kazakhstan

³Satbayev University, Almaty, Kazakhstan

*Corresponding author: aigerim_nurpeis@mail.ru

Abstract. The article presents the results of computer thermodynamic modeling and experiments on the production of ferroalloys of the production of ferroalloys from a mixture of tailings for sulfuric acid leaching of oxidized copper ores from the Almaly, Ayak-Kodzhan, Aktogay, Kounrad, Shatyrol deposits, containing (%): 65.2SiO₂; 14.2Al₂O₃; 7.4Fe₂O₃; 2.4K₂O; 2.7Na₂O; 6.6CaO; 2.8MgO; 0.2CuO. The simulations were carried out using the HSC-6.0 software package based on the Gibbs minimum energy principle, as well as the research planning method using a rotatable second-order plan (the Box-Hunter plan). Experiments on melting a mixture of tailings were carried out on the Tamma furnace in isothermal mode. The influence of temperature and the amount of carbon on the equilibrium degree of distribution of silicon, aluminum and the concentration of these metals in the alloy was determined. Based on the results obtained, it was found that the equilibrium interaction of a mixture of heap leaching tailings of copper ores with carbon and iron occurs with the formation of FeSi, FeSi₂, FeSi_{2.33}, Fe₅Si₃, FeSi_{2.43}, Fe₃Si, Si, SiO₂, Al, SiC, CaSiO₃, Al₂SiO₅, MgSiO₃, K₂SiO₃, Na₂SiO₃, Cu, CO. An increase in iron from 30 to 50% of the mass of the mixture of leaching tailings and temperatures from 1600 to 2000°C increases the degree of extraction into the silicon alloy to 83.2%, and reduces the concentration of silicon in it from 40-41.41% (at 1800°C) to 30-31%, aluminum at 2100°C from 8.3% to 5.5%. Ferrosilicon of the FeSi₄₅ brand with the extraction of 74-81.9% Si from it is formed at 1780-1910°C, 30% iron and 34% carbon, and the FeSi₂₅ brand with the extraction of 70-76% Si into it is formed in the temperature range of 1660-1730°C in the presence of 43.5-50% iron. Determines the influence of temperature 1000-2100°C and iron. To achieve high (≥80%) silicon in the alloy, a temperature of at least 1800°C and an 80-minute duration of the process are required.

Keywords: oxidized copper ores, leaching tailings, thermodynamic modeling, rotatable planning, electrofusion, ferrosilicon.

1. Introduction

The main methods of processing oxidized and mixed copper ores are flotation and leaching. It is shown that in order to improve the flotation of this category of ores, they must be pre-sulfidated using sulfur, hydrogen sulfide, sodium sulfides of barium, aluminum, polysulfides and sodium thio-sulfate, which make it possible to convert copper oxide minerals into floatable forms up to 95% copper [1]. Low rates of flotation concentration of copper oxide ores are due to the presence of oxide minerals in the ores.

Various reagents are used to leach oxidized ores: acids (hydrochloric, sulfuric, nitric), alkalis, cyanide and ammonia solutions [2].

It is shown that hydrochloric acid and its mixture with nitric acid, because of the gold and silver used for leaching, because of their high price, it is not economically feasible to leach copper. In addition, hydrochloric acid belongs to aggressive difficult-to-regenerate solvents [3, 4, 5]. Ammonia leaching has no great prospects due to the toxicity of ammonia [6]. Cyanide solutions [7], due to their high toxicity (0.3 mg/m³) and high NaCN consumption, also have no prospects in the technology of extracting copper from ore. Recently, there have been publications on the leaching of mixed ores with a solution of ammonium sulfate [8] and an organic

agent (an aqueous solution of tricarbonic acid together with citric acid) to obtain a solution of copper nitrate [9]. Currently, the main method of heap leaching in copper oxidized and mixed ores is sulfuric acid leaching [10-17, 2].

The processing of heap leaching solutions is currently carried out using the so-called SX-EW technology, which consists in the selective extraction of copper from the solution into an organic phase (extractant) during liquid extraction, followed by its electrolytic deposition from the re-extract. The main advantages of this technological scheme for processing solutions are: low investment and production costs, high purity of the final metal – cathode copper (from 99.999 to 99.9995 copper). In recent years, about 16-19% of cathode copper has been produced worldwide using heap leaching -liquid extraction – electrolysis (SX-EW) technology [18-21]. In Kazakhstan, which has large reserves of copper [22], this method is used to extract copper from various deposits [23]. Flotation and leaching of oxidized copper ores have an obvious disadvantage - the formation of multi-tonnage waste in the form of flotation tailings and sulfuric acid leaching tailings, with which silicon, iron, aluminum is lost. Therefore, the degree of integrated use of copper ore is quite low.

In contrast to the known methods of processing such a category of raw materials, which provide for the preferential

extraction of the main element, it is necessary to search for innovative technologies that ensure the complex processing of raw materials with the extraction of not only non-ferrous metals from raw materials, but also non-metallic components and iron [22].

The purpose of this work was to determine the conditions for the formation of ferrosilicon from a mixture of sulfuric acid leaching tailings of several oxidized copper ores of Kazakhstan.

2. Materials and methods

Thermodynamic modeling was carried out using the HSC – 6.0 software package based on the Gibbs minimum energy principle [24]. On the basis of the algorithm developed at M. Auezov SKU [25], we calculated the equilibrium degree of the distribution of elements and the concentration of elements in the alloy. The method of thermodynamic modeling was combined with rotatable planning of the second plan (the Box - Hunter plan) with the derivation of regression equations, the construction of volumetric and planar images [26, 27, 28]. The action of silicon, aluminum and the concentration of metals in the alloy. This method, due to its high information capacity, was used by us in the processing of various natural and man-made raw materials [29-31].

The studies were carried out with a mixture of heap leaching of five Kazakhstan oxidized ores, the composition of which is shown in Table 1.

Table 1. Chemical composition of leaching tailings of oxidized copper ores of Kazakhstan

| Ore deposit tailings | Content, % | | | | | | | |
|----------------------|------------------|--------------------------------|------|-----|-------------------|------------------|-----|--------------------------------|
| | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | CaO | MgO | Na ₂ O | K ₂ O | CuO | Fe ₂ O ₃ |
| Ayak-Kodzhan | 63.0 | 13.6 | 3.2 | 4.8 | 3.7 | 1.6 | 0.3 | 9.8 |
| Aktogay | 70.0 | 16.0 | 5.5 | 1.0 | 3.3 | 3.6 | 0.1 | 2.5 |
| Kounrad | 71.9 | 12.9 | 3.8 | 3.0 | 2.9 | 2.7 | 0.1 | 5.6 |
| Almaly | 69.9 | 15.9 | 2.8 | 2.2 | 2.6 | 3.6 | 0.2 | 2.6 |
| Shatyrykol | 48.7 | 15.2 | 14.5 | 3.0 | 1.0 | 0.6 | 0.2 | 16.8 |

The mixture of heap leaching tailings from five ores contained in equal amounts, mass %: 65.2 SiO₂; 14.2 Al₂O₃; 7.4 Fe₂O₃; 2.4 K₂O; 2.7 Na₂O; 6.6 CaO; 2.8 MgO; 0.2 CuO. In modeling, of temperature (from 1000 to 2100°C), the amount of iron (from 30 to 50% of the mass of heap leaching) on the equilibrium degree of distribution of silicon, aluminum, the concentration of elements in alloys at a pressure of 1 bar was determined. The amount of carbon was constant and amounted to 34% by weight of the heap leach. During melting, the influence of temperature and time on the degree of silicon extraction into the alloy was determined. The silicon content in the alloy was determined by thermometric method [32].

When conducting research on the Tamman furnace, the furnace was preheated to the required temperature. Temperature control was carried out with a BP-5/20 thermocouple. The heating element was a graphite pipe (d = 8 cm, h = 70 cm, thickness = 0.8). A graphite crucible (d = 5 cm, h = 10 cm) with a charge was lowered into the furnace (on a graphite stand) and kept in it for a certain time. Then it was quickly hooked onto the cross beam of the crucible with a steel hook and removed from the furnace. The crucible was broken after cooling (Figure 1).

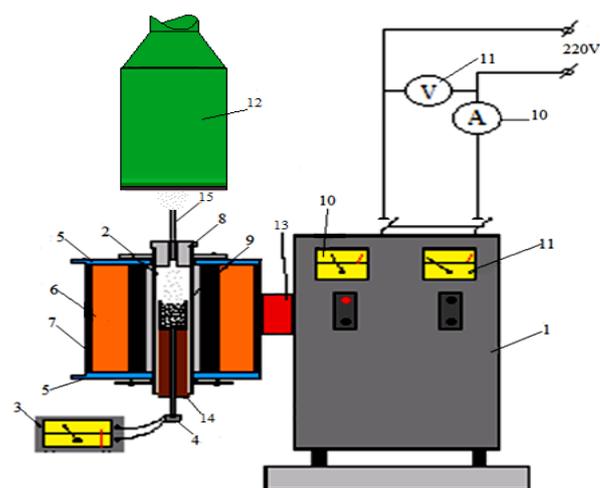


Figure 1. Installation diagram with Tamman furnace: 1 - transformer, 2 - graphite pipe heater, 3 - millivoltmeter, 4 - thermocouple BP, 5 - upper and lower covers with water cooling, 6 - isolation, 7 - casing, 8 - stopper, 9 - graphite crucible with charge, 10 - ammeter, 11 - voltmeter, 12 - exhaust hood, 13 - copper busbar, 14 - the stand is made of refractory material, 15 - quartz tube

3. Results and discussion

It was found that the interaction in the systems, depending on the temperature and the amount of iron, occurs with the formation of 17 substances: FeSi, FeSi₂, FeSi_{2.33}, Fe₅Si₃, FeSi_{2.43}, Fe₃Si, Si, SiO₂, Al, SiC, CaSiO₃, Al₂SiO₅, MgSiO₃, K₂SiO₃, Na₂SiO₃, Cu, CO. The quantitative (kg) distribution of SiO₂ reduction products and substances containing aluminum is shown in Figure 1. Iron silicides (FeSi, Fe₃Si) begin to form at 1200°C, Fe₅Si₃ at Si at 1400°C, SiOg - at 1500°C, SiC at 1600°C, Al - at 1700°C, and Alg - at 1900°C.

Figure 2 shows information about the equilibrium degree of distribution of silicon α_{Si} , aluminum α_{Al} . Figure 2 shows the distribution of silicon and aluminum in the system under study, from which it follows that silicon in the system is in the form of SiO₂, FeSi, Si, CaSiO₃, SiOg. Initially, CaSiO₃, is formed in the system, it can be seen that during the reduction, the main part of silicon passes into FeSi, Si and SiOg. It can be seen that during the reduction, the main part of silicon passes into FeSi, Si and SiOg. Moreover, with an increase in the amount of iron, the degree of silicon transition in FeSi and Fe₃Si, increases, and in Si and SiOg - it decreases. Thus, at 1800°C the $\alpha_{Si}(FeSi)$ increases from 50.3 to 70.2%, and in Si it decreases from 23.0 to 11.1%. In the system under consideration, Al₂SiO₅ is formed already at 1000°C. Then silicon is reduced from it at a temperature of >1200°C with the formation of secondary Al₂O₃, from which aluminum is formed.

As the temperature increases, the degree of transition of silicon to CaSiO₃ decreases. The degree of transition of silicon to SiO₂ with increasing temperature, silicon extraction decreases from 70.90 to 1.01%.

The influence of temperature on the equilibrium degree of distribution of elemental aluminum begins at 1700°C, with an increase in temperature, the degree of aluminum extraction reaches 71.98%. Where the amount of iron is 50%, aluminum turns into elemental aluminum at 1800°C temperature, the degree of extraction is 2, 8.2%. The maximum degree of extraction of aluminum in the elemental state is 67.32%, at 2100°C temperature.

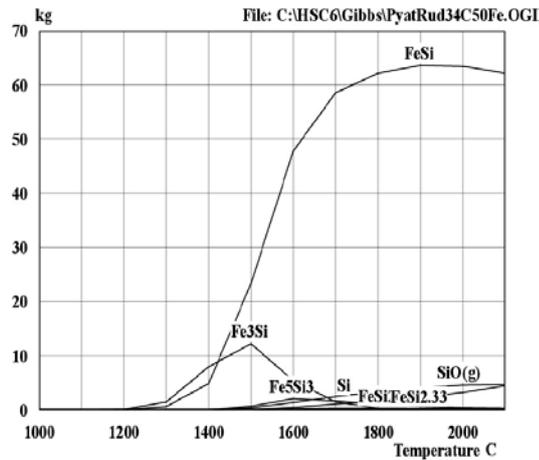
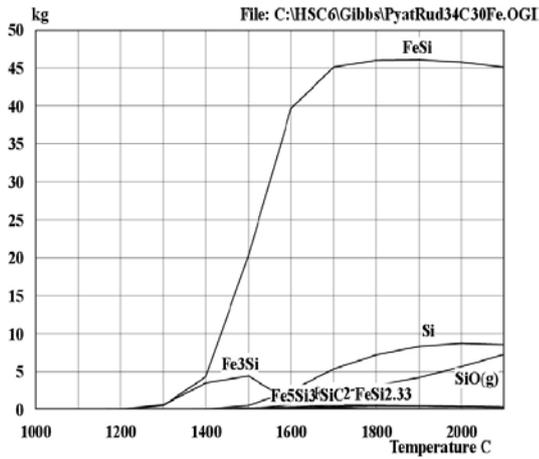


Figure 1. The effect of temperature and iron on the quantitative (kg) of SiO₂ reduction products. Amount of iron: I - 30 %, II - 50 %

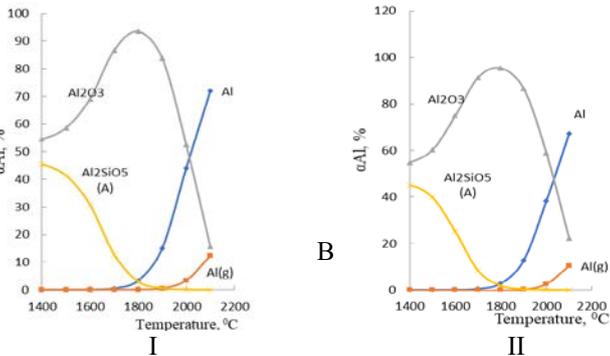
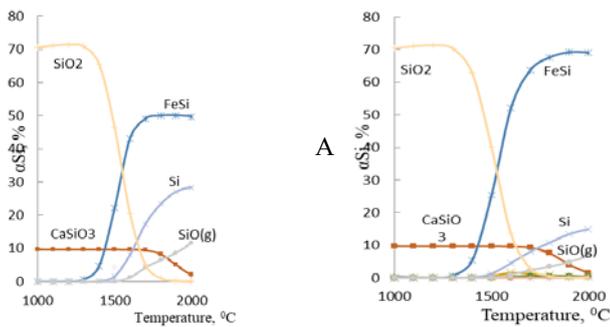


Figure 2. Influence of temperature and amount of iron and the equilibrium degree of distribution of silicon (A), aluminum (B): amount of iron I - 30%, II - 50%

Figure 3 shows information on the effect of temperature and iron on $\alpha_{Si}(\text{alloy})$ and $\alpha_{Al}(\text{alloy})$, from which it follows that an increase in the iron charge makes it possible to increase the degree of silicon extraction into the alloy in the temperature range 1600-2000°C to 81.5%, and aluminum at 2000°C - to 45.2% where the amount of iron is 50%. An increase in the iron charge increases the degree of silicon extraction into the alloy in the temperature range of 1600-2000°C to 78%, and aluminum at 2000°C - to 30%, where the amount of iron is 30%.

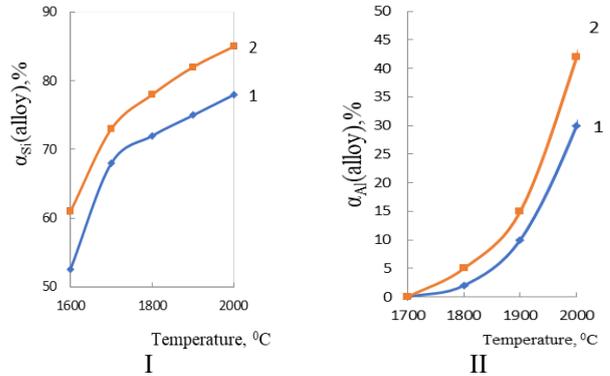


Figure 3. Influence of temperature and iron on the equilibrium distribution of silicon (I) and aluminum (2): amount of iron I - 30%, II - 50%

With an increase in the amount of iron from 30 to 50%, the concentration of silicon in the alloy decreases at 1800-1900°C from 40-41.4% to 30-31% and aluminum at 2000°C from 5.8 to 3.1% (Figure 4).

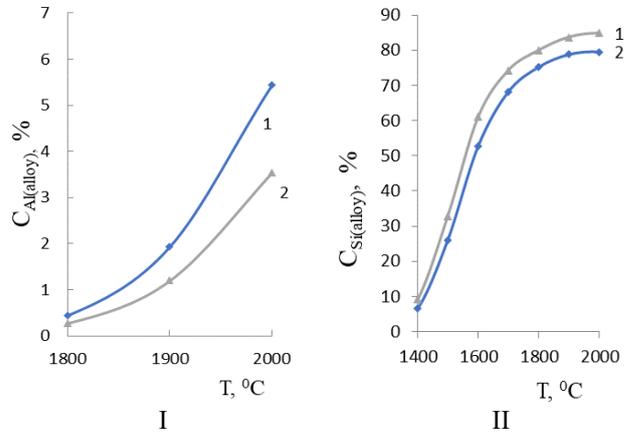


Figure 4. Influence of temperature and iron. Amount of iron: I - 30 %, II - 50 %

Bearing in mind the opposite nature of the effect of iron on $\alpha_{Si}(\text{alloy})$ and $C_{Si}(\text{alloy})$, further studies were carried out by the method of rotatable second-order planning followed by geometric optimization. The planning matrix and research results are shown in Table 2.

Using the data in Table 1, the regression equations were established:

$$\alpha_{Si}(\text{alloy}) = f(T, Fe) \text{ and } C_{Si}(\text{alloy}) = f(T, Fe)$$

$$\alpha_{Si}(\text{alloy}) = -692.47 + 0.764T + 1.318 \cdot Fe - 5.78 \cdot 10^{-4} \cdot Fe \cdot T - 1.89 \cdot 10^{-4} \cdot T^2 - 1.43 \cdot Fe^2 \cdot 10^{-4} \quad (1)$$

$$C_{Si}(\text{alloy}) = -182.6 + 0.276 T - 1.848 \cdot Fe^{-1} \cdot 10^{-4} \cdot FeT - 7.1 \cdot 10^{-4} \cdot T^2 + 1.91 Fe^2 \cdot 10^{-2} \quad (2)$$

Table 2. Planning matrix and research results for obtaining ferroalloy from a mixture of leaching tailings of oxidized copper ores

| N | Variables | | | | α_{Si} (alloy), research., % | α_{Si} (alloy), calculate., % | C_{Si} (alloy), research., % | C_{Si} (alloy), calculate., % |
|----|-----------|--------|---------|-------|-------------------------------------|--------------------------------------|--------------------------------|---------------------------------|
| | Encoded | | Natural | | | | | |
| | X_1 | X_2 | T, °C | Fe, % | | | | |
| 1 | -1 | -1 | 1658 | 33 | 64.6 | 63.6 | 34.6 | 34.9 |
| 2 | +1 | -1 | 1942 | 33 | 80.2 | 80.9 | 40.0 | 40.0 |
| 3 | -1 | +1 | 1658 | 47 | 69.8 | 68.5 | 28.6 | 28.2 |
| 4 | +1 | +1 | 1942 | 47 | 83.1 | 83.4 | 33.6 | 32.9 |
| 5 | 1.414 | 0 | 2000 | 40 | 82.6 | 81.7 | 34.6 | 35.0 |
| 6 | -1.414 | 0 | 1600 | 40 | 57.3 | 58.8 | 28.3 | 28.2 |
| 7 | 0 | 1.414 | 1800 | 50 | 80.0 | 80.6 | 30.8 | 31.5 |
| 8 | 0 | -1.414 | 1800 | 30 | 75.2 | 75.3 | 41.6 | 41.3 |
| 9 | 0 | 0 | 1800 | 40 | 78.5 | 77.9 | 35.1 | 34.5 |
| 10 | 0 | 0 | 1800 | 40 | 77.8 | 77.9 | 34.0 | 34.5 |
| 11 | 0 | 0 | 1800 | 40 | 78.0 | 77.9 | 34.8 | 34.5 |
| 12 | 0 | 0 | 1800 | 40 | 78.4 | 77.9 | 34.5 | 34.5 |
| 13 | 0 | 0 | 1800 | 40 | 77.0 | 77.9 | 34.2 | 34.5 |

The obtained regression equations are adequate since the calculated values of the Fisher criterion, respectively 6.49 and 3.119, are less than its tabular value – 6.59 [26]. Volumetric and planar images of changes in the degree of silicon extraction into the alloy and the concentration of Si in it (Figures 5,6).

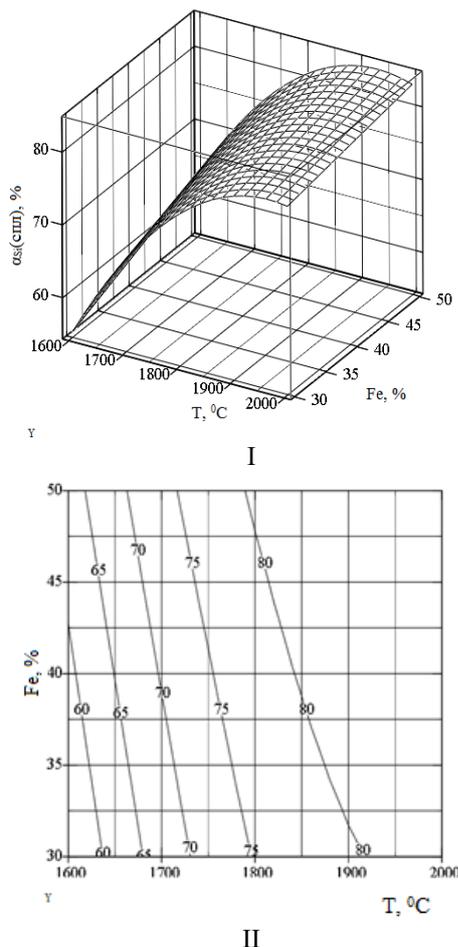


Figure 5. Volumetric (I) and planar (II) images of the effect of temperature and iron on the degree of silicon extraction into the alloy

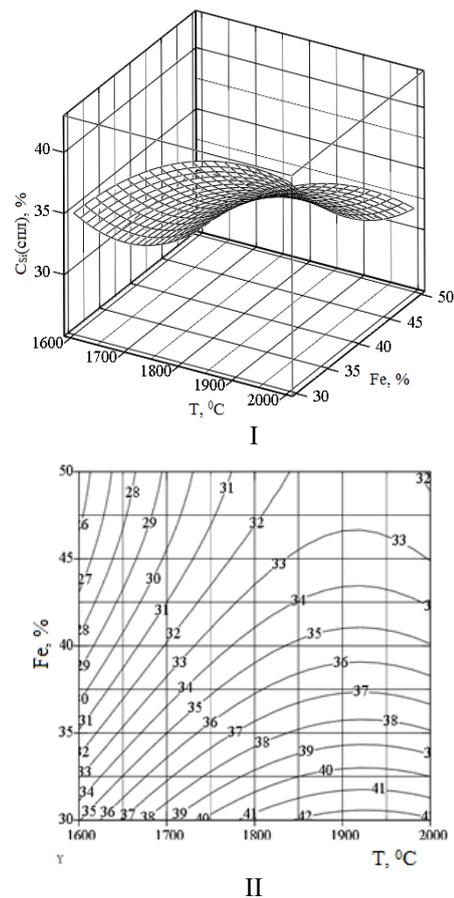


Figure 6. Volumetric (I) and planar (II) images of the influence of temperature and iron on the concentration of silicon in the alloy

It can be seen that the degree of silicon extraction into the alloy varies from 59.2 to 83.2%, and the silicon concentration varies from 25.6 to 42.4%. According to the silicon content, the resulting ferroalloy has the grades FeSi₂₅ and FeSi₄₅ [33].

Figure 7 shows the combined information about the change of $\alpha_{Si}(\text{alloy})$ and $C_{Si}(\text{alloy})$. It can be seen that medium siliceous ferrosilicon is formed at a small (30-31.7%) amount of iron at 1600-1730°C, and low siliceous - at 37-55% Fe at a lower temperature. Table 2 shows the technological parameters at the boundary points of Figure 7.

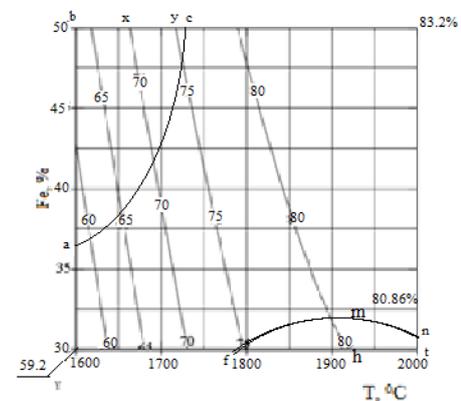


Figure 7. Combined information on the effect of temperature and iron on the technological parameters of obtaining ferroalloy from a mixture of tailings. Amount of iron I - 30%, II - 50%. $\alpha_{Si}(\text{alloy})$ - (— — —), $C_{Si}(\text{alloy})$ - (—)

Table 3. Technological parameters at the boundary points of Figure 7

| The point in Figure 7 | T, °C | Fe, % | α_{Si} (alloy), % | C_{Si} (alloy), % | α_{Al} (alloy), % | C_{Al} (alloy), % |
|-----------------------|-------|-------|--------------------------|---------------------|--------------------------|---------------------|
| a | 1600 | 37.0 | 58.3 | 30.0 | - | - |
| b | 1600 | 50.0 | 63.6 | 25.6 | - | - |
| x | 1660 | 50.0 | 70.0 | 28.0 | - | - |
| y | 1720 | 50.0 | 75.0 | 29.7 | <0.2 | - |
| c | 1730 | 50.0 | 75.2 | 30.0 | <0.2 | - |
| r | 1725 | 48.3 | 75.0 | 30.0 | <0.2 | - |
| d | 1780 | 43.5 | 70.0 | 30.0 | 2.9 | - |
| t | 2000 | 30.0 | 81.5 | 42.0 | 45.3 | 5.8 |
| m | 1925 | 31.7 | 80.6 | 41.0 | 26.5 | 2.1 |
| n | 2000 | 30.8 | 81.9 | 41.0 | 46.0 | 4.9 |
| h | 1930 | 30.0 | 80.3 | 42.4 | 23.2 | 2.6 |
| f | 1780 | 30.0 | 74.0 | 41.0 | 5.6 | - |

It follows from Figure 7 of Table 3 that the formation of ferrosilicon of the FeSi₄₅ brand occurs in the fmnth region at α_{Si} (alloy) from 74.0 to 81.9% in the temperature range of 1780-2000°C in the presence of 30-31.7% iron. In the abc region, low siliceous ferrosilicon FeSi₂₅ is formed with a silicon content of 25.6 to 30%. In this area there is a narrow ycr region, in which the α_{Si} (alloy) is quite high - 75-75.2. In the xyrcd plane, the α_{Si} (alloy) is somewhat smaller and is 70-76%. The temperature in this area is 1660-1730°C, and the amount of iron is 43.5-50%. Ferrosilicon of the FeSi₂₅ brand is also formed in the abcd plane. The temperature in this area decreases to 1600°C, however, the α_{Si} (alloy) also decreases to 58.3%.

To obtain Fe-Si-Al ligature containing 2.1-5.8% Al, 41.0-42.4% Si a temperature of 1025-2000°C and the presence of 30.0-31.7% iron in the charge is required. It should be noted that the concentration of copper in alloys is 0.17-0.29%. According to this indicator, ferroalloy is similar to industrial ones, in which the copper content is 0.14-0.36% [34].

Figure 8 shows the results of experiments on the effect of temperature and time on the degree of silicon extraction into the alloy. The research was carried out with a charge containing 35% coke and 30% steel chips by weight of the tailing mixture (i.e. 60% tailing mixture of 21% coke and 19% steel shavings).

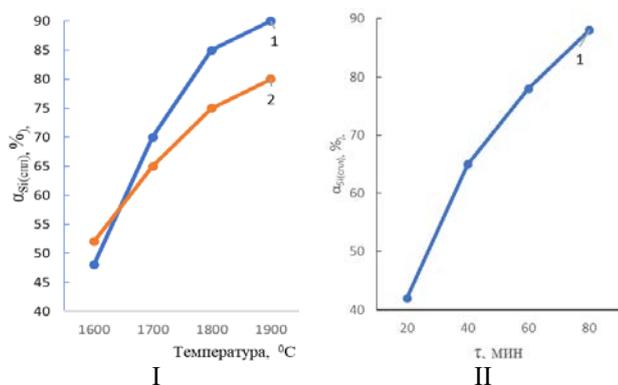


Figure 8. Influence of temperature (A) and time (B) on the degree of silicon extraction into the alloy and mixtures of sulfuric acid leaching tailings of oxidized copper ores: 1-according to the experimental, 2- on thermodynamic modeling

Figure 8 shows that in order to achieve a high (>80%) silicon extraction into the alloy, a temperature of more than 1700°C and a melting duration of at least 80 minutes are required.

A comparison of the results of thermodynamic modeling with the results of experiments on melting a mixture of tailings (Figure 8(I), Lines 1 and 2) shows that at a temperature of more than 1630°C (when the rest of the silicon reduction occurs), the degree of silicon extraction according to experiments is higher than in thermodynamic modeling. (Moreover, this difference increases with increasing temperature). This pattern is explained by the fact that during thermodynamic modeling, part of Si is lost with gaseous SiO (Figure 2). During electric melting, gaseous SiO is also formed. However, in the furnace, due to the presence of a solid charge in the upper part of the crucible, SiOg is deposited in the charge and does not go beyond the crucible, returning with the charge to melting.

In thermodynamic modeling, the filter layer of the charge is not considered. Therefore, the extraction of Si into the alloy during melting is greater than during modeling.

4. Conclusions

Based on the results obtained on thermodynamic forecasting and experiments on the interaction of a mixture of heap leaching tailings of copper ores with carbon and iron, the following conclusions can be drawn:

1. In equilibrium conditions:

- interaction in the system occurs with the formation of FeSi, FeSi₂, FeSi_{2.33}, Fe₅Si₃, FeSi_{2.43}, Fe₃Si, Si, SiO₂, Al, SiC, CaSiO₃, Al₂SiO₅, MgSiO₃, K₂SiO₃, Na₂SiO₃, Cu, CO.

- an increase in iron from 30 to 50% of the mass of the tailing mixture and a temperature from 1600 to 2000°C makes it possible to increase the degree of extraction into the silicon alloy to 81.5%, while the concentration of silicon in the alloy decreases from 40-41.41% to 30-31%, and aluminum at 2000°C from 5.8% to 3.1%.

- ferrosilicon of the FeSi₄₅ brand with the extraction of 74-81.9% Si into it is formed at 1780-1910°C, 30% iron and 34% carbon.

- ferrosilicon of the brand FeSi₂₅ with the extraction of 70-76% from it is formed in the temperature range of 1660-1730°C in the presence of 43.5-50% iron.

- Fe-Si-Al ligature containing 2.1-5.8% Al, 41-42.4% Si is formed at 1925-2000°C in the presence of 30-31.7% iron.

2. To achieve the degree of silicon extraction into the alloy $\geq 80\%$ the melting of the tailing mixture should be carried out for at least 80 minutes at a temperature of at least 1800°C.

References

- [1] Bekturganov, N.S., Abishev, D.N. (1989). Complex use of oxide raw materials of heavy non-ferrous metals. *Alma-Ata: Nauka*
- [2] Bisembaev, B.B., Kunaev, A.M. & Kenzhaliev, B.K. (1998). *Teoriya i praktika kuchnogo vy'shchelachivaniya medi. Almaty: Gylm*
- [3] Aksenev, A.V., Vasil'ev, A.A., Nikitenko, A.G. (2014). Kuchnoe vy'shchelachivanie medi iz oksilenny'x rud. Osobennosti processa primenitel'no k rossijskim klimaticheskim usloviyam. *Vestnik IRGTU, 1 (84)*
- [4] Harvery, W.W., Dudas, F.O. (1997). Hydrochloric acid leach process for copper concentrates. *Transactions of Society of Mining Engineers of AIME, 262(1), 46-57*

- [5] Poman, R.J., Bemer, M.S. (1973). The dissolution of copper concentrates. *Minerals Science and Engineering*, (5), 217-220
- [6] Nabojchenko, S.S., Smirnov, V.I. (1974). Gidrometallurgiya medi. *M.: Metallurgiya*
- [7] Sinely`cikova, N.V., Makarova, S.N., Beregovskij, I. & Novikova, E.I. (1976). Gidrometallurgiya medi i nikelya (zarubezhnyi opit. *M.: Cvetmetinformaciya*
- [8] Gorxova, O.E., Modnik, N.L. & Yun, A.B. (2018). Sulfat ammoniya. *Cvetnye metally*
- [9] Akxemio Rodrigues, Luis Al`berto. (). Sposob vy`shhelachivaniya oksida medi s ispol`zovaniem ne zagryaznyayushhego organicheskogo vy`shhelachivayushhego agenta vmesto sernoj kisloty. *Patent RU §2575666.S2*
- [10] Bejsembaev, B.B., Kunaev, A.M. & Kenzhaliev, B.K. (1998). Teoriya i praktika kuchnogo vy`shhelachivaniya medi. *Almaty: Gylm*
- [11] Mann Clemens, Die Langung, Vok Kupperont. (1987). Manuel Mine. Erz-metall
- [12] Jenkins, J.G. (1994). Copper heap leaching at San Manuel. Metallurgical test work. *Mining Engineering (USA)*, 46(9), 1094-1098
- [13] Kushakova, L.B. (2010). Vy`shhelachivanie otvalov Kounradskogo rudnika. *Cvetnye metally*, (8), 31-33
- [14] Kushakova, L.B., Sizikova, N.V., Kim, E.V., Kotel`nikova, O.N. & Kaznacheev, M.A. (2016). Osobennosti veshhestvennogo sostava i texnologicheskix svoystv okislenny`x medny`x rud mes-torozhdeniya Aktogaj. *Promy`shlennost` Kazahstana*, (5), 63-68.
- [15] Bejsembaev, B.B., Kenzhaliev, B.K. (1986). Kuchnoe vy`shhelachivanie okislenny`x rud. *Kompleksnoe Ispol`zovanie Mineral`nogo Syr`a*, (5), 86-87
- [16] Shevko, V.M., Ajtkulov, D.K. & Ajtkulov, B.D. (2014). Chloridno-elektrotermicheskaya pererabotka oksidnykh i med`soferzhashhix rud. *Germaniya Lap Lambert Academic Publishing*
- [17] Panin, V.V., Kry`lova, V.N. (2007). Sposob polucheniya katodnoj medi iz sul`fidno-okislenny`x medny`x rud. *Patent RU §2336345C1*
- [18] Robinson, T., Sandoval, S. & Cook, P. (2003). Mirovoe proizvodstvo medi zhidkostnoj ekstrakciej: praktika i proekty. *JOM, Metals and Mater.Soc.*, 55(7), 24-26
- [19] Filipp Krejn. (2004). Ekstrakciya v gidrometallurgii medi: Razvitie i sovremennoe sostoyanie. *Kompleksnoe ispol`zovanie mineral`nogo syr`ya*, (2), 36-55
- [20] Tekhnologiya proizvodstva medi. Process SX/EW//MiningMag, (1994), 170(5), 256-265
- [21] Jenkins, J., Davenport, W., Kennedy, B. & Robinson, T. (1999). Electrolytic Copper - Leach, SX-EW World Operating Data. *The fourth international Copper conference, USA*
- [22] Jenkins, J.G. (1994). Copper heap leaching at San Manuel. Metallurgical test work. *Mining Engineering (USA)*, 46(9), 1094-1098
- [23] Alshano, R.A. (2004). Kazakhstan na mirovye mineralno-syrevom rynke: problema i ikh reshenie. *Almaty*
- [24] Roine, A., Mansikka, J., Kotiranta, T., Bjorklund, P. & Lamberg, P. (2006). HSC Chemistry 6.0 User's Guide, Outotec Research
- [25] Shevko, V.M., Aitkulov, D.K., Amanov, D.D., Badikova, A.D. & Tuleev, M.A. (2019). Thermodynamic modelling calcium carbide and a ferroalloy formation from a system of the daubaba deposit basalt – Carbon – Iron. *News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of Geology and Technical Sciences*, 1(433), 98–106
- [26] Axnazarova, S.L., Kafarov, V.V. (1985). Metody optimizacii eksperimenta v chimicheskoy promyshlennosti (2nd edition). *M.: Vysshaya shkola*
- [27] Inkov, A.M., Tapalov, T., Umbetov, U.U., Xu Ven Cen, V., Akhmetova, K.T. & D`yakova, E.T. (2003). Metody optimizacii: elektronnyy kniga. *SKSU*
- [28] Ochkov, V.F. (2009). Mathcad 14 dlya studentov, inzhenerov i konstruktorov. *SPb: BXV-Peterburg*
- [29] Shevko, V., Karataeva, G., Tuleev, M., Badikova, A., Amanov, D. & Abzhanova, A. (2018). Complex electrothermal processing of an oxide zinc-containing ore of the Shaymerden deposit Physicochemical. *Problems of Mineral Processing*, 54 (3), 955-964
- [30] Shevko, V.M., Karataeva, G.E., Badikova, A.D., Tuleev, M.A. & Uteeva, R.A. (2020). Comprehensive processing of basalt together with magnetite concentrate in order to obtain ferrous alloy and calcium carbide. *Archives of Foundry Engineering*, 20(4), 41-54
- [31] Shevko, V., Mirkayev, N., Lavrov, B. & Badikova, A. (2023). Obtaining a silicon alloy from a sedimentary Rock-Tripoli. *Journal of Chemical Technology and Metallurgy*, 58(2), 367-375
- [32] GOST 13230.1. (1993). Termometricheskij sposob
- [33] GOST 1415-93. (2001). Ferrosilicij. Technicheskie trebovaniya i usloviya postavki. *M.: Standartinform*
- [34] Gasik, M.I., Lyakishev, N.P. (1999). Teoriya i tekhnologiya e`lektrometallurgii ferrosplavov. *M.: Internet Inzhinirnoj*

Тотыққан мыс кендерін шаймалаудың кек қоспасынан ферроқорытпаларды компьютерлік термодинамикалық модельдеу және эксперименттік өндіру

А.М. Нурпеисова^{1*}, В.М. Шевко¹, Д.К. Айтқулов², А.А. Жолдасов³

¹М. Әуезов атындағы Оңтүстік Қазақстан университеті, Шымкент, Қазақстан

²Қазақстан Республикасының минералдық шикізатты кешенді қайта өңдеу жөніндегі ұлттық орталығы, Алматы, Қазақстан

³Satbayev University, Алматы, Қазақстан

*Корреспонденция үшін автор: aigerim_nurpeis@mail.ru

Андатпа. Мақалада Алмалы, Аяқ-Қожан, Ақтоғай, Қоңыррад, Шатыркөл кен орындарының тотыққан мыс кендерін күкірт қышқылды сілтілеу кектерінің қоспасынан ферроқорытпаларды алу бойынша компьютерлік термодинамикалық модельдеу және эксперименттердің нәтижелері келтірілген (%): 65.2SiO₂; 14.2Al₂O₃; 7.4Fe₂O₃; 2.4K₂O; 2.7Na₂O; 6.6CaO; 2.8MgO; 0.2CuO. Модельдеу Гиббстің минималды энергетикалық принципіне негізделген HSC-6.0 бағдарламалық кешенінен, сондай-ақ екінші ретті айналмалы жоспарды (бокс-Хантер жоспары) қолдана отырып зерттеуді жоспарлау әдісін қолдана отырып жүргізілді. Температура мен көміртегі мөлшерінің кремнийдің, алюминийдің тепе-теңдік дәрежесіне және осы металдардың қорытпадағы концентрациясына әсері анықталды. Кекстер қоспасын балқыту бойынша тәжірибелер Тамма пешінде изотермиялық режимде жүргізілді. Алынған нәтижелерге сүйене отырып, мыс кендерін көміртегімен және темірмен үймелі шаймалау кектерінің қоспасының тепе-

теңдік әрекеттесуі FeSi , FeSi_2 , $\text{FeSi}_{2.33}$, Fe_3Si_3 , $\text{FeSi}_{2.43}$, Fe_3Si , Si , SiO_2 , Al , SiC , CaSiO_3 , Al_2SiO_5 , MgSiO_3 , K_2SiO_3 , Na_2SiO_3 , Cu , CO түзілуімен жүзеге асырылады. Темірдің шаймалау кек қоспасының массасынан 30-дан 50%-ға дейін және температураның 1600-ден 2000°C-қа дейін ұлғаюы кремний қорытпасына экстракция дәрежесін 83.2%-ға дейін арттырады және ондағы кремний концентрациясын 40-41.41%-дан (1800°C кезінде) 30-31%-ға дейін, алюминийді 2100°C кезінде 8.3%-дан 5.5%-ға дейін төмендетеді. FeSi_{45} маркалы ферросилиций оған 74-81.9% Si алынып, 1780-1910°C, 30% темір және 34% көміртек, ал FeSi_{25} маркасы оған 70-76% Si алынып, 1660-1730°C температуралық аймақта 43.5-50% темірдің қатысуымен түзіледі. Жоғары ($\geq 80\%$) кремнийге жету үшін қорытпа кем дегенде 1800°C температураны және процестің 80 минуттық ұзақтығын қажет етеді.

Негізгі сөздер: тотыққан мыс кендері, шаймалау кектері, термодинамикалық модельдеу, айналмалы жоспарлау, электр балқыту, ферросилиций.

Компьютерное термодинамическое моделирование и экспериментальное получение ферросплавов из смеси кеков выщелачивания окисленных медных руд

А.М. Нурпеисова^{1*}, В.М. Шевко¹, Д.К. Айткулов², А.А. Жолдасов³

¹Южно-Казахстанский университет имени М. Ауэзова, Шымкент, Казахстан

²Национальный центр по комплексной переработки минерального сырья Республики Казахстан, Алматы, Казахстан

³Satbayev University, Алматы, Казахстан

*Автор для корреспонденции: ajgerim_nurpeis@mail.ru

Аннотация. В статье приводятся результаты исследований компьютерного термодинамического моделирования и экспериментов по получению ферросплавов из смеси кеков сернокислотного выщелачивания окисленных медных руд месторождений Алмалы, Аяк-Коджан, Актогай, Коунрад, Шатырколь, содержащей (%): 65.2 SiO_2 ; 14.2 Al_2O_3 ; 7.4 Fe_2O_3 ; 2.4 K_2O ; 2.7 Na_2O ; 6.6 CaO ; 2.8 MgO ; 0.2 CuO . Моделирование проводилось с использованием программного комплекса HSC-6.0, основанного на принципе минимума энергии Гиббса, а также метода планирования исследований с использованием рототабельного плана второго порядка (план Бокса-Хантера). Определялось влияние температуры и количества углерода на равновесную степень распределения кремния, алюминия и концентрацию этих металлов в сплаве. Эксперименты по плавке смеси кеков проводили на печи Тамма в изотермическом режиме. На основании полученных результатов установлено, что по равновесное взаимодействие смеси кеков кучного выщелачивания медных руд с углеродом и железом происходит с образованием FeSi , FeSi_2 , $\text{FeSi}_{2.33}$, Fe_3Si_3 , $\text{FeSi}_{2.43}$, Fe_3Si , Si , SiO_2 , Al , SiC , CaSiO_3 , Al_2SiO_5 , MgSiO_3 , K_2SiO_3 , Na_2SiO_3 , Cu , CO . Увеличение железа от 30 до 50% от массы смеси кеков выщелачивания и температуры от 1600 до 2000°C повышает степень извлечения в сплав кремния до 83.2%, и уменьшает концентрацию кремния в нем от 40-41.41% (при 1800°C) до 30-31%, алюминия при 2100°C от 8.3% до 5.5%. Ферросилиций марки FeSi_{45} с извлечением в него 74-81.9% Si образуется при 1780-1910°C, 30% железа и 34% углерода, а марки FeSi_{25} с извлечением в него 70-76% образуется в температурной области 1660-1730°C в присутствии 43.5-50% железа. Для достижения высокого ($\geq 80\%$) кремния в сплав необходима температура не менее 1800°C и 80-ти минутная продолжительность процесса.

Ключевые слова: окисленные медные руды, кеки выщелачивания, термодинамическое моделирование, рототабельное планирование, электроплавка, ферросилиций.

Received: 20 June 2023

Accepted: 16 October 2023

Available online: 31 October 2023

<https://doi.org/10.51301/ejsu.2023.i5.03>

Production of gallium by electrolysis with the application of non-stationary currents

S.V. Gladyshev, B.K. Kenzhaliyev, L.M. Imangaliyeva*, A.K. Kasymzhanova, A.I. Manapova

Satbayev University, Institute of Metallurgy and Ore Beneficiation, Almaty, Kazakhstan

*Corresponding author: Leila.imangaliyeva@mail.ru

Abstract. Currently, the problem of sustainable increase in the production of gallium metal to ensure its use in high-tech areas - power semiconductor electronics, energy-saving LEDs, etc. is very urgent. In world practice, electrolysis on a mercury cathode or cementation with sodium amalgam was used to extract gallium from alkaline solutions. However, this technology is not currently used due to the high toxicity of mercury. Cementation and electrocarburization on aluminum galley are widely used for purified solutions. A promising method for obtaining gallium metal from alkaline solutions is electrolysis on a solid rotating gallium cathode, the surface of which is constantly renewed with liquid gallium. To increase the efficiency of electrolysis, studies of the process of gallium electroreduction with the application of non-stationary (pulsating and reversing) currents were carried out. The use of non-stationary currents makes it possible to increase gallium extraction by 8.4-10.4% and reduce electricity consumption by 62-68 kWh/kg Ga. The positive effect of the use of non-stationary currents can be explained by the fact that periodic switching off the current or reversing the electrodes in the found optimal modes leads to a periodic change in the surface tension of the gallium cathode, as a result of which the gallium surface and the adjacent electrolyte layer pulsate, the thickness of the diffusion layer decreases and conditions for the separation of adsorbed gas bubbles are improved. This accelerates the diffusion of gallate ions from the bulk of the solution into the near-cathode layer. The use of non-stationary currents makes it possible to dissolve the gallium oxide film on the cathode surface, i.e. depassurate the electrode surface.

Keywords: gallium, electrolyzer, cathode, passivation, stationary current, non-stationary current, extraction, power consumption.

1. Введение

В настоящее время развитие многих важнейших отраслей промышленности невозможно без использования полупроводниковых материалов, одними из которых являются соединения галлия. Благодаря уникальным свойствам галлия спрос на него растет и предполагается дальнейшее увеличение потребления его в промышленности [1].

Ведущим производителем галлия является Китай, далее следуют Германия, Казахстан, Украина, Южная Корея и Россия. По прогнозам экспертов, спрос на галлий будет расти в пределах 15% в год до 2025 года, и это увеличенное потребление потребует роста существующих мощностей, особенно по вторичной очистке, и ввода новых мощностей [2].

Свыше 90% мирового выпуска Ga обеспечивается за счет переработки бокситов и частично нефелинов [3-14]. Мировые ресурсы Ga не оцениваются, поскольку для его производства используется менее 10% перерабатываемых бокситов, обеспеченность запасами которых является долгосрочной.

В промышленной практике ряда стран галлий выделяют из алюминатных растворов процесса Байера электрохимическими способами – электролиза на ртутном и галлиевом катодах или цементации на амальгаме натрия или галламе алюминия [15].

Извлечение галлия электрохимическими способами проводятся из щелочных растворов с содержанием 0.4-170 г/дм³ Ga [15-17].

Недостатком электролиза на ртутном катоде следует отнести токсичность ртути и возможность загрязнения ею алюминатных растворов; малую величину растворимости галлия в ртути, что требует частого вывода амальгамы на переработку для извлечения галлия из большой массы ртути. Эти же недостатки присущи варианту, в котором вместо электролиза с ртутным катодом используют цементацию галлия на амальгаме натрия [15].

Выделение галлия из щелочных растворов цементацией на галламе алюминия осуществляют путем периодического введения металлического алюминия в виде гранул при перемешивании раствора в реактор цементатор, содержащий щелочной раствор и на дне - жидкий галлий. Под действием силы тяжести алюминий проходит столб раствора, способствующий снятию с алюминия оксидной пленки, что обеспечивает смачивание алюминия при контакте его гранул с галлием и образованием галламы.

Способ цементации прост в аппаратном оформлении, однако он имеет ряд недостатков, основными из которых являются шламообразование-диспергирование жидкой галламы и расход гранулированного алюминия. Для получения 1 кг металлического галлия расход гранулированного алюминия составляет 20 кг. Выход шлама может составлять до 1 кг на кг полученного металличе-

ского галлия. Шлам не является товарным продуктом, его растворяют в щелочном растворе и вновь отправляют на цементацию.

Электролиз галлия - безреагентный способ. Процесс восстановления галлия проводят на развитой катодной поверхности электролизера.

Разработаны два типа электролизеров:

– электролизер с жидким галлиевым катодом, катодная поверхность 0.2 м². Конструкция аппарата не позволяет иметь большую катодную поверхность из-за трудности создания необходимых условий для обновления поверхности жидкого галлия, а также диспергации галлия при перемешивании;

– электролизер с твердой вращающейся катодной поверхностью (ТВГК) в виде барабана или дисков. Обновление катодной поверхности происходит при вращении катода, частично погруженного в жидкий галлий, который налит в углубление в днище ванны [19].

Электролизеры могут работать в периодическом и непрерывном режимах при проточке раствора.

При использовании способа цементации на галламе алюминия для извлечения одной тонны галлия расход дорогостоящего гранулированного алюминия высокой чистоты составит 40000 кг. Расход электроэнергии при электролизе составляет 100-150 кВтч/кг галлия. Себестоимость металлического галлия полученного при использовании электролиза значительно ниже, чем при цементации.

Для повышения эффективности электролиза, снижения расхода электроэнергии, проведены исследования процесса электровосстановления ионов галлия из щелочных растворов электролизом на ТВГК с наложением нестационарных (пульсирующих и реверсивных) токов.

2. Методы и материалы

Электроосаждение галлия проводили в электролизере (рисунок 1) с дисковой вращающейся галлированной катодной поверхностью [20].

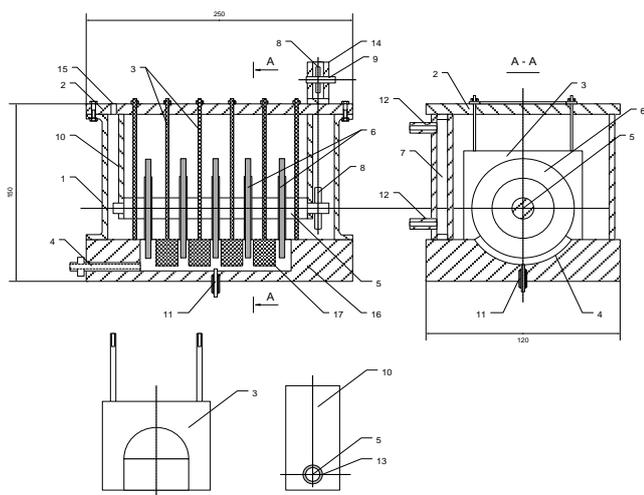


Рисунок 1. Электролизер с дисковой вращающейся галлированной катодной поверхностью: 1 - корпус электролизера; 2 - крышка; 3 - анод; 4 - катодный токопровод; 5 - катодный вал; 6 - катодный диск; 7 - камера для греющей жидкости; 8 - шкив; 9 - вал для привода; 10 - несущая стойка; 11 - сгон для галлия; 12 - сгон для греющей жидкости; 13 - фторпластовая втулка; 14 - опора для шкива; 15 - отверстие для залива раствора; 16 - днище; 17 - вкладыши

Технические характеристики электролизера:

- рабочий объем ванны 3.0 дм³;
- материал ванны оргстекло;
- диаметр катодного диска 8.0 см;
- количество дисков 7 шт;
- площадь катодной поверхности 6.3 дм²;
- регулируемая скорость вращения катодных дисков 0-1.0 м/сек;
- регулируемая потребляемая сила тока 0-1000 А/м²;
- регулируемая температура подогрева электролита в ванне электролизера 50-70°C.

В комплект установки электролизера входят выпрямитель марки DM-130 mvZ (Alinko.), автоматический стабилизатор напряжения однофазный, электронного типа, марки АСН – 2000/1-С, фирмы РЕСАНТА, тиристорный преобразователь ПТЦ 2-34-50 и контролирующие напряжение и силу тока приборы.

Электролизер состоит из ванны, с двойными стенками, и крышки выполненных из оргстекла.

Электролизер снабжен валом, на котором закреплены катоды, выполненные в виде колец. Катодные кольца закреплены на валу с помощью дисков, выполненных из электроизоляционного материала. Катодный токоподвод выполнен в виде углубления в днище ванны на высоту сечения кольца. В углубление для уменьшения задолженности катодного металла установлены вкладыши.

Вертикальные анодные пластины, анодные шины, вал с катодами и привод вращения вала закреплены к крышке электролизера. Крышка электролизера является съемной.

В качестве катода использованы диски, выполненные из стали Ст1 покрытые галлием. Поверхность катода перед галлированием шлифовали, полировали и обезжиривали в растворе, г/дм³: NaOH – 20; Na₂CO₃ – 25; Na₂SiO₃ – 10. Обработку раствором проводили при температуре 70-90°C в течение 10-30 мин до полного смачивания водой. Раствор обезжиривания с поверхности электрода смывали горячей водой. С целью исключения процесса окисления электрод помещали в водный раствор, содержащий 5% соляной кислоты. Подготовленный электрод покрывали галлием путем многократного погружения электрода в жидкий галлий, на поверхность которого налит протравочный раствор (HCl 20%) с температурой 70-80°C. Продолжительность галлирования 1-2 мин. Избыток жидкого галлия снимали с поверхности электрода фильтром, смоченным раствором соляной кислоты (HCl 5%).

Регулируемая скорость вращения катодных дисков электролизера составляет до 1 м/с. Увеличение линейной скорости вращения дисков оказывает положительное влияние, как на снятие диффузионных ограничений, так и пассивацию катода. Однако увеличение скорости вращения выше 1.86 м/с вызывает диспергирование жидкого галлия, контактирующего с вращающимся катодом. При линейной скорости катода 0.3 м/с происходит накопление тонкого слоя оксидной пленки галлия, которая удерживается на поверхности катода в сторону вращения. Оксидная пленка располагается в виде симметричного сегмента, имеет сероватый цвет и прочную структуру, поскольку при линейной скорости равной 0.6 м/с симметричная кривизна края пленки не нарушается. При дальнейшем увеличении скорости вращения катода геометрия пленки изменялось и при 1.86 м/с при-

нимала вид изломанной прямой линии. Наличие накопившегося слоя пленки, скользящего непосредственно по зеркальной поверхности слоя галлия катода, способствует наиболее полному механическому снятию вновь образовавшегося оксидного пассивного слоя со всей поверхности катода, то есть происходит ее депассивирование.

Перед пуском электролизера углубление катодного токоподвода заполняют жидким галлием. Устанавливают в электролизер крышку с закрепленными на ней валом, катодами, анодными пластинами, анодными шинами и приводом. Сверху в электролизер через патрубок подают рабочий электролит. Включают электропривод, вращающий вал, включают постоянный ток и проводят электролиз. Оптимальная температура электролита достигается регулировкой подачи охлаждающей воды в рубашку электролизера. Процесс можно проводить как в непрерывном, так и в периодическом режиме подачи электролита. Настоящие испытания были проведены в периодическом режиме.

Электролиз галлия вели с использованием стационарного и нестационарного токов в периодическом режиме при катодной плотности тока 50 mA/cm^2 , силе тока 3.5 A , при продолжительности 8 часов .

После электролиза галлий и шлам (без раствора) оставляли на сутки, а затем разогревали до температуры $200\text{-}300^\circ\text{C}$ и отделяли галлий. Шлам выжимали через капроновую ткань, смоченную щелочным раствором. Содержание галлия в шламе принимали для расчета равным 85% .

В работе использован галлийсодержащий алюминатный раствор, состава г/дм^3 : Ga 0.29 ; $\text{Na}_2\text{O}_{\text{об}}$ 207.5 ; $\text{Na}_2\text{O}_{\text{кы}}$ 198.0 ; Al_2O_3 73.5 .

3. Результаты и обсуждение

Проведены испытания влияния стационарных и нестационарных токов на технологические показатели процесса электролиза галлия [21-22].

Электролиз галлия с использованием стационарных токов. Влияние катодной плотности тока на электролиз галлия приведен на рисунке 2.

Из рисунка 2, а следует, что при плотности тока менее 30 mA/cm^2 галлий извлекается с низкими показателями, что вызвано смещением потенциала катода в электроположительную сторону.

На рисунке 2, б показано, что с повышением катодной плотности тока с 30 до 90 mA/cm^2 извлечение и съем галлия возрастают соответственно с 46.7 до 70.7% и со 115 до $280 \text{ г/м}^2\cdot\text{сут}$, затем показатели стабилизируются, так как значительно возрастает концентрационная поляризация. Выход галлия по току и расход электроэнергии ухудшаются в интервале плотностей тока от 30 до 125 mA/cm^2 соответственно с 3.0 до 1.07% и с 85 до $363 \text{ кВт}\cdot\text{ч/кг Ga}$, что связано со снижением доли тока, идущей на восстановление галлат – ионов из щелочных растворов (5). В связи с этим оптимальной плотностью тока из приведенных результатов следует считать $45\text{-}55 \text{ mA/cm}^2$, при которой за 3 часа достигается извлечение $54.0\text{-}64.3\%$, съем галлия $232\text{-}253 \text{ г/м}^2\cdot\text{сут}$, выход по току $2.2\text{-}2.5\%$ и расход технологической электроэнергии $130\text{-}160 \text{ кВт}\cdot\text{ч/кг Ga}$.

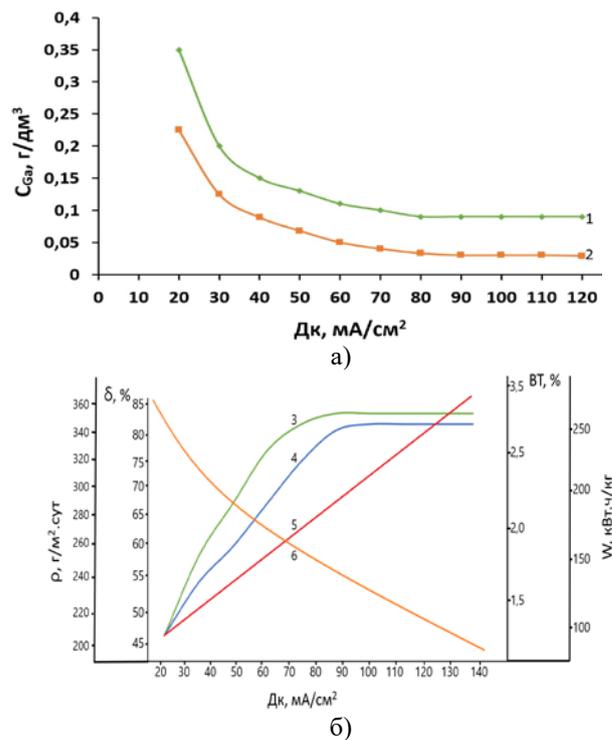


Рисунок 2. Влияние катодной плотности тока на технологические показатели электролиза галлия: а – изменение концентрации галлия за 2 (кривая 1) и 3 часа (кривая 2) электролиза; б – показатели процесса за 3 часа электролиза; 3 – извлечение; 4 – съем галлия; 5 – расход электроэнергии; 6 – выход галлия по току

Влияние температуры раствора на электролиз галлия представлен на рисунке 3.

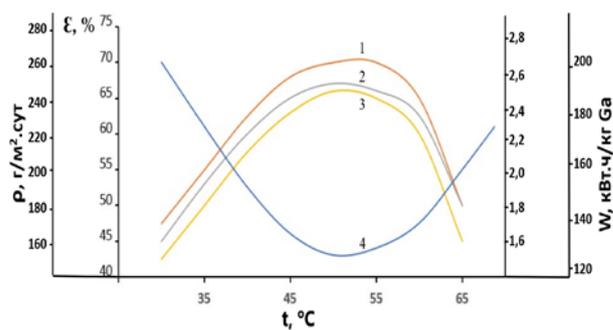


Рисунок 3. Влияние температуры раствора на технологические показатели электролиза галлия ($Dk = 50 \text{ mA/cm}^2$, $Da = 18 \text{ mA/cm}^2$, $Du = 2.48 \text{ A/dm}^3$): 1 – выход галлия по току; 2 – съем галлия; 3 – извлечение; 4 – расход электроэнергии

Из хода кривых рисунка 3 следует, что с повышением температуры раствора с 33 до 52°C все показатели процесса улучшаются: извлечение галлия возрастает за 3 часа электролиза с 42.7 до 67.8% , съем галлия со 170 до $270 \text{ г/м}^2\cdot\text{сут}$, выход по току с 1.70 до 2.68% , а расход электроэнергии снижается с 230 до $124 \text{ кВт}\cdot\text{ч/кг Ga}$. Объяснением этому является снижение вязкости раствора, что положительно сказывается на процессах диффузии и дегазации электролита. Однако с повышением температуры свыше 52°C показатели процесса снижаются, что вызвано понижением перенапряжения для выделения водорода из используемых промышленных растворов.

Приведенные результаты показывают, что оптимальной температурой электролита является 45-55°C.

Таким образом, проведенные лабораторные исследования по оптимизации процесса восстановления ионов галлия электролизом на ТВГК, с использованием стационарного тока показали, что при катодной плотности тока 45-55 мА/см², температуре электролита 48-55°C и продолжительности электролиза 3 часа степень извлечения галлия из растворов достигает 67.8%, сьем галлия с 1 м² катодной поверхности 270 г, выход по току – 2.68%, а расход технологической электроэнергии составляет 124 кВт.ч/кг галлия. Электролиз галлия с использованием нестационарных токов. Исследованы различные режимы пульсирования (рисунок 4а) и реверсирования (рисунок 4б) постоянного тока.

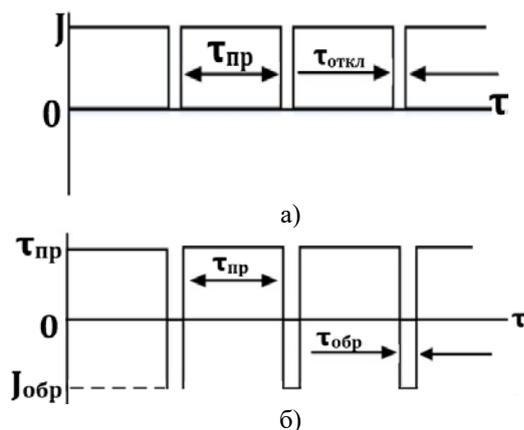


Рисунок 4. Виды нестационарных токов

Изучение влияния продолжительности отключения тока ($\tau_{откл}$) при наложении прямого тока в течение 6 мин. ($\tau_{пр}$) на технологические показатели электролиза галлия приведены на рисунке 5.

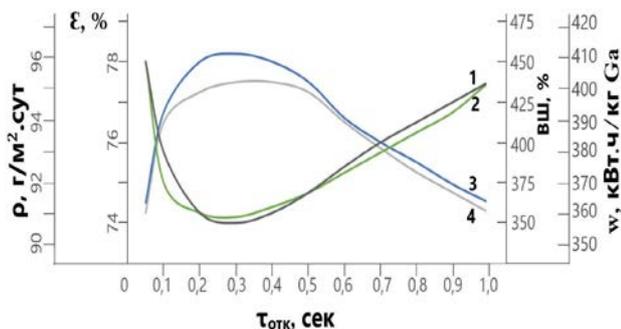


Рисунок 5. Влияние длительности отключения тока на технологические показатели электролиза галлия: 1 – сьем галлия; 2 – извлечение; 3 – выход шлама; 4 – расход электроэнергии

Из данных рисунка следует, что с увеличением продолжительности отключения пульсирующего тока до 0.3 секунд при выбранном времени подачи прямого тока извлечение галлия возрастает с 72.4% до 79.3%, а расход электроэнергии снижается с 424 до 363 кВт.ч/кг Ga. Улучшение показателей электролиза можно объяснить активизацией поверхности катода. При $\tau_{откл}$ более 0.3 с извлечение и сьем галлия падают, а расход электроэнергии и выход шлама возрастают, что, очевидно, связано с увеличением времени растворения катодного галлия. В

этих условиях, вероятно, процесс ионизации галлия превалирует над положительным эффектом активизации катодной поверхности. Оптимальная величина $\tau_{откл}$ лежит в интервале 0.2+0.4. При продолжительности электролиза 3 часа извлечение галлия достигает 62.7%, при этом оптимальная величина $\tau_{откл}$ варьируется в пределах 0.4+0.6 с. В этих условиях сьем галлия с 1 м² катодной поверхности в сутки составлял 210 г при расходе технологической электроэнергии 165 кВт.ч на 1 кг восстановленного галлия.

Таким образом, оптимальный режим отключения тока зависит от длительности электролиза, т.е. от концентрации галлия в исходном растворе.

Изучение влияния продолжительности наложения прямого тока ($\tau_{пр}$) при постоянном $\tau_{откл} = 0.3$ с на электроосаждение галлия приведены на рисунке 6.

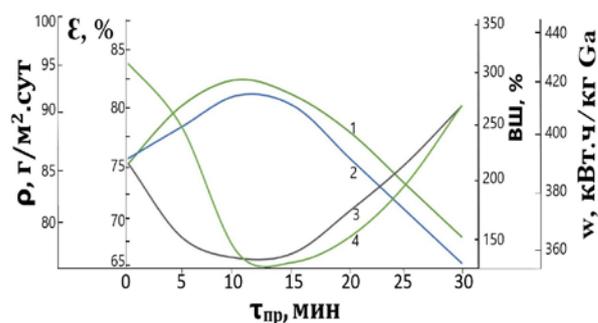


Рисунок 6. Влияние длительности отключения тока на технологические показатели электролиза галлия: 1 – выход шлама (ВШ); 2 – расход электроэнергии (W); 3 – сьем галлия (ρ); 4 – извлечение галлия (ε)

Из хода кривых видно, что оптимальной величиной $\tau_{пр}$ является 5-15 минут, при которой за 8 часов достигается извлечение 80.8%, объем галлия 101 г/м².сут; расход электроэнергии 356 кВт.ч/кг Ga и выход шлама 165%.

При снижении частоты пульсирования тока, т.е. при $\tau_{пр} > 15$ минут, эффективность наложения пульсирующего тока уменьшается из-за малой частоты снятия напряжения, а при $\tau_{пр} < 5$ минут – вследствие частого отключения и растворения металлического галлия. Уже при $\tau_{пр} 25$ минут извлечение галлия и его объем падают практически до показателей электролиза галлия при использовании стационарного тока.

Электролиз галлия при наложении реверсивного тока. Изучение влияния длительности реверсирования тока ($\tau_{обр}$) при постоянном $\tau_{откл} 1.5$ минут на электроосаждение галлия приведены на рисунке 7.

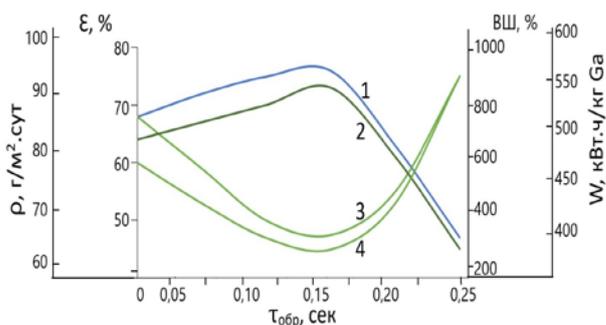


Рисунок 7. Влияние длительности реверсирования тока на технологические показатели электролиза галлия: 1 – сьем галлия; 2 – извлечение; 3 – выход шлама; 4 – расход электроэнергии

Из полученных данных следует, что с увеличением длительности реверсирования тока извлечение галлия вначале возрастает с 72.4% до 82.8%, а расход электроэнергии снижается с 424 до 362 кВт.ч/кг Ga, вследствие активизации поверхности, вызванной резкими изменениями в двойном электрическом слое у катода. Затем при тобр более 0.15 секунд извлечение и сьем галлия падают, а расход электроэнергии и выход шлама возрастают, что объясняется увеличением времени растворения металлического галлия при обратном потенциале. Оптимальная величина $\tau_{обр}$ лежит в интервале 0.10-0.17 с.

При продолжительности электролиза за 3 часа сьем галлия достигает 217 г/м².сут, а расход электроэнергии составляет всего 163 кВт.ч/кг Ga при извлечении 65.5%. Влияние соотношения амплитуд обратного и прямого токов при $\tau_{пр}$ 1.5 минут и $\tau_{обр}$ 0.10 с на электроосаждение галлия приведены на рисунке 8.

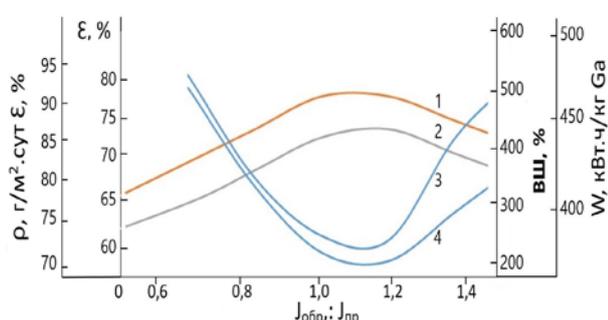


Рисунок 8. Влияние соотношения амплитуд обратного и прямого токов на технологические показатели электролиза галлия: 1 – сьем галлия; 2 – извлечение; 3 – выход шлама; 4 – расход электроэнергии

Из рисунка видно, что оптимальное соотношение $J_{обр}:J_{пр}$. Равно 1.0-1.4, при которой достигается извлечение 79.3%, сьем галлия 99 г/м².сут, а расход электроэнергии и выход шлама составляют соответственно 380 кВт.ч/кг Ga и 245%. Кинетика процесса восстановления ионов галлия показывает, что за 3 часа электролиза сьем галлия достигает 194 г/м².сут, а расход электроэнергии составляет всего 188 кВт.ч/кг Ga при извлечении галлия 58.6%. Технико-экономические показатели электролиза галлия при использовании стационарного и нестационарного токов приведены в таблице 1.

Таблица 1. Технико – экономические показатели электролиза галлия при использовании стационарного и нестационарного токов

| № п/п | Характеристика тока | τ , ч | ϵ , % | ρ , г/м ² .сут | Вт, % | W кВт.ч/кг Ga | ВШ, % |
|-------|---|------------|----------------|--------------------------------|-------|---------------|-------|
| 1 | Стационарный ток | 3 | 48.3 | 160 | 1.54 | 228 | |
| | | 8 | 72.4 | 90 | 0.86 | 424 | 484 |
| 2 | Пульсирующий ток $\tau_{пр}$ = 5-15 минут; $\tau_{откл}$ = 0.2-0.4 с. | 3 | 64.2 | 213 | 2.04 | 155 | |
| | | 8 | 80.8 | 101 | 0.97 | 356 | 165 |
| 3 | Реверсивный ток $\tau_{пр}$ = 1.5 минут; $\tau_{обр}$ = 0.10-0.17 с $J_{обр}:J_{пр}$ = 1.0. | 3 | 65.5 | 217 | 2.09 | 163 | |
| | | 8 | 82.8 | 103 | 1.0 | 362 | 262 |

Таким образом при продолжительности электролиза 8 часов использование нестационарных токов позволяет повысить извлечение галлия на 8.4-10.4%, а сьем – на 11-

13 г/м².сут, и снизить расход электроэнергии по сравнению с использованием стационарного тока на 62-68 кВт.ч/кг Ga.

Положительное влияние применения нестационарных токов, можно объяснить тем, что периодическое отключение тока или переполюсовка электродов в найденных нами оптимальных режимах приводит к периодическому изменению поверхностного натяжения галлированного катода, в результате которого поверхность галлия и прилегающий к нему слой электролита пульсируют, уменьшается толщина диффузионного слоя и улучшаются условия для отрыва адсорбированных пузырьков газа. Это ускоряет диффузию галлат – ионов из объема раствора в прикатодный слой. Использование нестационарных токов позволяет растворить оксидную галлиевую пленку на катодной поверхности, то есть депассивировать поверхность электрода.

При наложении обратного тока происходит растворение малых количеств примесей с участков катода, что уменьшает выделение водорода на этих участках, способствует депассивации и снижению количества наводороженного галлиевого шлама.

4. Выводы

Проведены исследования влияния стационарных и нестационарных токов на технологические показатели процесса электролиза галлия.

Результаты исследований электролиза галлия на ТВГК из очищенных алюминатных растворов процесса Байера с наложением пульсирующих и реверсивных токов, показало, что использование нестационарных токов позволяет значительно интенсифицировать катодный процесс восстановления галлат – ионов, повысить извлечение галлия на 8.4-10.4% и снизить расход электроэнергии на 62-68 кВт.ч/кг Ga.

Благодарность

Работа выполнена при поддержке КН МОН РК по программно - целевому финансированию BR18574006 «Разработка инновационных безотходных технологий переработки минерального и техногенного сырья цветной металлургии Казахстана и получения новых материалов.

Литература / References

- [1] Naumov, A.V. (2007). Perspektivy rynka gallija v 2007-2010 gg. *Cvetnaja metallurgija*, (3), 21-27
- [2] Internet sites related to gallium production.
- [3] Synkova, L.N., Podnebesnyj, G.P., Ambarnikova, G.A., Mihajlova, O.I. & Ibragimov A.T. (2004). Sposob kompleksnoj pererabotki boksi-tov. *Patent §14552 RK*
- [4] Pihtovnikov, A.G., Anikeev, V.I., Chashhin, O.A., Dolgireva, K.I. & Galiullin F.G. (2007). Sposob pererabotki nizkokachestvennyh nefelinovyh rud. *Patent §2300498 RF*
- [5] Majer, A.A., Lapin, A.A., Tihonov, N.N., Paromova, I.V. & Matu-kajtis A.A. (2002). Sposob poluchenija glinozema. *Patent §2181695 RF*
- [6] Kiselev, A.I., Teslja, V.G., Nasyrov, G.Z., Smirnov, V.S., Ivanushkin, N.A. & Zhmurkov, V.V. (2005). Sposob poluchenija glinozema. *Patent §2254295 RF*
- [7] Bykov, P.O. (2003). Sposob kompleksnoj pererabotki boksitov. *Patent §27634 RK*
- [8] Eremina, M.G., Synkova, L.N. & Mihajlova, O.I. (2004). Sposob pererabotki boksitov. *Patent §13998 RK*

- [9] Evdokimenko, F.N., Zazubina, A.I. & Saltovskaja, L.A. (1974). Sposob gallirovaniya metallicheskih jelektrodov. *Avt.ovid. § 406966*
- [10] Jacenko, S.P., Diev, V.N. (1978). Jelektrolit dlja osazhdenija gallija. *Avt.ovid. § 601324*
- [11] Borra, C.R., Blanpain, B., Pontikes, Y. & Binnemans, K. (2016). Smelting of bauxite residue (red mud) in view of iron and selective rare earths recovery. *Journal of sustainable metallurgy*, 2(1), 28-37
- [12] Kekesi, T. (1988). Gallium extraction from synthetic Bayer liquors using Kelex 100-kerosene, the effect of loading and stripping conditions on selectivity. *Hydrometallurgy*, (1-4), 170-179
- [13] Fedorovich, N.V., Sarbash, F.S. & Botuhova, G.N. (1978). Issledovanie vosstanovlenija nekotoryh anionov na kapel'nyh jelektrodah iz rtuti, amal'gam i gallam tallija i indija. *Materialy Respublikanskoj nauchnoj konferenci, Alma-Ata, KazGU*
- [14] Gladyshev, S.V., Akcil, A., Abdulvaliev, R.A., Tastanov, E.A., Beisembekova, K.O. & Temirova, S.S. (2013). Kinetic study of gallium electrochemical reduction in alkaline solution. *Hydrometallurgy*, (140), 95-101
- [15] Rubinshtejn, G.M., Pasechnik, L.A., Jacenko, S.P. & Pjagaj, I.N. (2014). Izvlechenie gallija iz shhelochnyh rastvorov glinozemnogo proizvodstva. *Cvetnye metally*, (3)
- [16] Naumov, A.V. (2014). O sovremennom sostojanii mirovogo rynka gallija. *Izvestiya vuzov, Cvetnaja metallurgija*, (2), 59-64
- [17] Ma H, Lei Y, Jia Q, Liao W, Lin L. (2011). An extraction study of gallium, indium and zinc with mixtures of sec-octylphenoxyacetic acid and primary amine N1923. *Separation and Purification Technology*, 80(2), 351-355
- [18] Gupta, B., Mudhar, N., Begum, Z.I. & Singh, I. (2007). Extraction and recovery of Ga(III) from waste material using Cyanex 923. *Hydrometallurgy*, 87(1-2), 18-26
- [19] Ibragimov, A.T., Budon, S.V. (2010). Razvitie tehnologii proizvodstva glinozema iz boksitov Kazahstana. *Pavlodar*
- [20] Abdulvaliev, R.A., Gladyshev, S.V., Kovzalenko, V.A., Ibragimov, A.T., Sabitov, A.R., Bejssembekova, K.O. & Sadykov, N.M.-K. (2015). Sposob jelektroosazhdenija gallija iz shhelochnyh rastvorov. *Patent RK §26396*
- [21] Shhul'gin, L.P. (1974). Jelektrohimiicheskie processy na peremennom toke. *L.: Nauka*
- [22] Garnov, V.K., Vishnevskij, L.M. & Levin, L.G. (1975). Optimizacija raboty moshhnyh jelektrometallurgicheskikh ustanovok. *M.: Metallurgija*

Стационарлық емес токтарды қолдану арқылы галлий электролизін алу

С.В. Гладышев, Б.К. Кенжалиев, Л.М. Имангалиева*, А.К. Касымжанова, А.И. Манапова

Satbayev University, Metallurgiya i ken байыту институты, Алматы, Қазақстан

*Корреспонденция үшін автор: Leila.imangalieva@mail.ru

Андатпа. Қазіргі уақытта жоғары технологиялық салаларда – жартылай өткізгіш электроника, энергияны үнемдейтін жарық диодтары және т. б. пайдалануды қамтамасыз ету үшін металл галлий өндірісін тұрақты құру мәселесі өте өзекті болып табылады. Әлемдік тәжірибеде сілтілі ерітінділерден галлий алу үшін сынап катодына электролиз немесе натрий амальгамасымен цементтеу қолданылды. Алайда, қазіргі уақытта бұл технология сынаптың жоғары уыттылығына байланысты қолданылмайды. Алюминий галламдағы цементтеу және электроцементтеу тазартылған ерітінділер үшін кеңінен қолданылады. Сілтілік ерітінділерден металл галлий алудың перспективалы әдісі-беті сұйық галлиймен үнемі жаңартылып отыратын қатты айналмалы галлирленген катодтағы электролиз. Электролиздің тиімділігін арттыру үшін стационарлық емес (пульсациялық және реверсивті) токтардың қабаттасуымен галлийдің электрмен тотықсыздану процесіне зерттеулер жүргізілді. Тұрақты емес токтарды пайдалану галлий өндірісін 8.4-10.4%-ға арттыруға және электр энергиясын тұтынуды 62-68 кВт/кг Ga-ға азайтуға мүмкіндік береді. Стационарлық емес токтарды қолданудың оң әсерін тоқтың мезгіл-мезгіл өшуі немесе табылған оңтайлы режимдерде электродтардың қайта қосылуы галлирленген катодтың беттік керілуінің мезгіл-мезгіл өзгеруіне әкеліп соқтырады, нәтижесінде галлий беті мен оған іргелес электролит қабаты пульсацияланады, диффузиялық қабаттың қалыңдығы төмендейді және адсорбцияланған газ көпіршіктерінің бөліну жағдайлары жақсарады. Бұл галлат иондарының ерітінді көлемінен катодты қабатқа диффузиясын тездетеді. Стационарлық емес токтарды қолдану галлий оксиді пленкасын катод бетінде ерітуге мүмкіндік береді, яғни электродтың бетін дефасациялайды.

Негізгі сөздер: галлий, электролизер, катод, пассивация, стационарлық ток, стационарлық емес ток, экстракция, электр энергиясын тұтыну.

Получение галлия электролизом с наложением нестационарных токов

С.В. Гладышев, Б.К. Кенжалиев, Л.М. Имангалиева*, А.К. Касымжанова, А.И. Манапова

Satbayev University, Институт металлургии и обогащения, Алматы, Казахстан

*Автор для корреспонденции: Leila.imangalieva@mail.ru

Аннотация. В настоящее время весьма актуальна проблема устойчивого наращивания производства металлического галлия для обеспечения его использования в высокотехнологических сферах – силовая полупроводниковая электроника, энергосберегающие светодиоды и др. В мировой практике для извлечения галлия из

щелочных растворов применялся электролиз на ртутном катоде или цементация с амальгамой натрия. Однако в настоящее время эта технология не используется из-за высокой токсичности ртути. Цементация и электроцементация на алюминиевой галламе широко применяются для очищенных растворов. Перспективным способом получения металлического галлия из щелочных растворов является электролиз на твердом вращающемся галлированном катоде, поверхность которого постоянно обновляется жидким галлием. Для повышения эффективности электролиза проведены исследования процесса электровосстановления галлия с наложением нестационарных (пульсирующих и реверсивных) токов. Использование нестационарных токов позволяет повысить извлечение галлия на 8,4-10,4% и снизить расход электроэнергии на 62-68 кВт.ч/кг Ga. Положительное влияние применения нестационарных токов, можно объяснить тем, что периодическое отключение тока или переполюсовка электродов в найденных оптимальных режимах приводит к периодическому изменению поверхностного натяжения галлированного катода, в результате которого поверхность галлия и прилегающий к нему слой электролита пульсируют, уменьшается толщина диффузионного слоя и улучшаются условия для отрыва адсорбированных пузырьков газа. Это ускоряет диффузию галлат – ионов из объема раствора в прикатодный слой. Использование нестационарных токов позволяет растворить оксидную галлиевую пленку на катодной поверхности, т.е. депассивировать поверхность электрода.

Ключевые слова: галлий, электролизер, катод, пассивация, стационарный ток, нестационарный ток, извлечение, расход электроэнергии.

Received: 10 July 2023

Accepted: 16 October 2023

Available online: 31 October 2023

<https://doi.org/10.51301/ejsu.2023.i5.04>

Investigation of plumbum-containing slags and ways for their reclaiming

Z.I. Bagova^{1*}, G.Z. Turebekova¹, Javier Rodrigo-Ilarri², A.S. Kolesnikov¹, R.A. Kozykeyeva³

¹M. Auezov South Kazakhstan University, Shymkent, Kazakhstan

²Valencia Polytechnic University, Valencia, Spain

³South Kazakhstan State Pedagogical University, Shymkent, Kazakhstan

*Corresponding author: cornerstone_z@mail.ru

Abstract. The paper deals with analysis and findings of investigation of technogenic plumbum-zinc slag residuals that involve a great deal of poisonous compounds such as cadmium, osmium, plumbum, zinc, hazardous origins of environmental contamination. In connection with the outdoor storing of slags, an excess of the plumbum critical concentration was derived. Technogenic slag residuals' reclamation is crucial for minimizing the detrimental effect on health and safety, improving the region's ecological setting. At that, slags are high-value crude materials involving rare-earth and non-ferrous metal compounds. The paper demonstrates the findings of laboratory tests of slags to specify the quantitative and qualitative composition of high-value components in the plumbum residuals, the ability of their subsequent treatment and reclamation. The heavy slag fraction material was investigated on JEOL IXA-8230 Electron Probe microanalyzer. The running slag sample's X-ray diffraction analysis was carried out on DRON-4 diffractometer with graphite monochromator, Cu radiation. Heavy fractions were separated from the samples, artifactual polished microsections (briquets) were made. The polished microsections were investigated in index-matching fluids and under LEICA DM 2500P microscope. The findings identified that plumbum slags involve a considerable body of non-ferrous metal compounds, which allow to make the reclamation of poisonous plumbum residuals functional and cost-effective.

Keywords: *plumbum-containing slags, heavy metal, high-value components, slag, reclamation.*

1. Introduction

In metallurgy, the essential environmental conservation area is to implement disposable technologies and crude materials' multiple use technologies. This provides ore beneficiation, rational completeness of major and accompanying elements' extraction, residuals' reclamation without harming the environment.

In 2011, due to various economic reasons, Shymkent Plumbum Factory was decisively closed. Nevertheless, the environmental situation of the city is as before negatively exerted by collected slag residuals to the number of 2 million tons kept in outdoor storings under the action of atmospheric precipitates, aerial oxygen and sun rays [1]. The plumbum factory slags are important crude materials containing various non-ferrous metals, currently non-ferrous metals obtained from secondary crude materials play an important role in overall balance of non-ferrous metals' production and consumption in Kazakhstan: their share with regard to the total non-ferrous metal production is about 25% [2]. For instance, it is the authors' opinion that plumbum has an appreciated economic value, plumbum application area has changed in recent years, now approximately 80% of world usage is in the electric battery sector. Plumbum's pliability, density and anti-corrosion properties till now are aggressively applied in construction of reservoirs for caustic liquids' storing and defense against radiation and X-rays. Plumbum is applied when producing pigments, paints, other chemical

compounds [3]. Automobiles use plumbum-acid batteries. The cause for common plumbum use in batteries in automobile and industrial engineering is that plumbum can provide a great deal of electricity needed to power a car starter in a short period of time [4].

Besides, batteries are applied for providing the electrical current, for driving such massive carriers as electric or diesel submarines and locomotives, as a source for reserve energy in plants involving critical functions such as telecommunication and inpatient facilities. Plumbum has the highest use factor in metal reworking. It is applied in IT sector as additive and solder, in chemical industry as a component in paints and reagents' production [5]. By virtue of its unique physico-chemical features, plumbum has identified a spot in different engineering products' manufacture, for instance in protective roofs of structures and buildings. The metal's high noncorrodibility, strength, simplicity of operation are major benefits in its application, as well as for application in medical goods to protect against gamma rays, in spectrographic and X-ray equipment production. Plumbum is a constituent of printing alloys, anti-friction metals, yellow metals, bronzes [6].

One more non-ferrous metal offered for recovery when treating plumbum residues is zinc. It is applied to galvanize metal goods for giving them corrosion-inhibiting properties. Thereby, the quest for it persists strong owing to the explosion in the rust-inhibiting coatings' production. Zinc is also applied in typesetting materials, alloys (silver, nickel, brass) production [7]. Zinc compounds are also applied when pro-

ducing glaze, glass, rubber pigments for paints. Another substantial range of use is for formulating corrective facial pastes, pharmaceutical dosages [8].

Hereby, the most profit-proved and powerful way for cutting down spoils' detrimental effect on the city's ecological setting is their subsequent treatment. In fact, after non-ferrous metals' recovery, it is possible to apply slags when producing constructional materials and cement, as plumbum residuals consist of 75-85% of silicon, calcium and iron oxides [9, 10].

2. Materials and methods

2.1. Experimental part

The research thing is plumbum-containing slag dumps from the plumbum factory, that are inventoriable costs. For identification of plumbum slags' reclamation and treatment ways to recover plumbum and zinc oxides, there are many papers founded on the necessity for identification of non-ferrous metals and other compounds' quantitative content and chemical composition [11]. The main research objective is development of enabling technology to treat plumbum residuals allowing to involve them in reclamation in the capacity of recoverable resources. This in turn will enable reasonably apply environmental assets and decrease the areas with the residuals [12].

Tentative data on the plumbum residuals received in the operating cycle demonstrated that the plumbum residuals are metallurgical slags. The plumbum-containing slag particles have the shape of irregular granules, the material density in the granular material is 2 t/m³, the slope of repose is about 35°, the particle size essentially ranges from 2 to 6 mm, at that they represent a little of particles with the size of around 10 mm. Table 1 represents dry plumbum residual components [13].

Table 1. Dry plumbum-zinc residual components

| Element | Pb | Zn | Cu | Fe | SiO ₂ | CaO | K ₂ O | S | O |
|------------------|------|------|------|-------|------------------|-------|------------------|------|-------|
| Digital quantity | 2.38 | 9.81 | 0.97 | 25.31 | 24.62 | 16.21 | 1.42 | 1.35 | 10.16 |

Notice: The digital quantity of the sample is the mean of a randomly chosen sample

To identify the plumbum residuals' chemical composition, the authors made chemical, thermal, X-ray phase and spectral analyses in Almaty at Institute of Geological Sciences named after K.I. Satpayev and at Institute of Metallurgy and Ore Beneficiation of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan [14].

The material constitution was investigated on a black granular slag material with the size of the particle from 2 to 6 mm. The sample was separated into heavy fractions from which artifactual polished microsections (briquets) were made. They were investigated using LEICA DM 2500P microscope. With it, the sample was investigated using the microscope in index-matching fluids, whereby the sample was chosen for subsequent investigations [15, 16].

The running slag sample's X-ray diffraction analysis was carried out on DRON-4 diffractometer with graphite monochromator, Cu radiation. The diffraction patterns' logging characteristics: magnification: 2000 imp; I=20mA; U=35kV; response time: 2 s; shooting theta: 2; detector: 2 deg/min.

Semiquantitative analysis was made in terms of the powder sample diffraction patterns applying artificial combinations and similar masses' method. The crystal line phases' quantitative relationships were identified. ASTM Powder diffraction file and clean diffraction patterns were applied to interpret the diffraction patterns. The contents were figured out for the main phases [17]. Table 2 represents probable impurities which characterization cannot be identical because of low contents and availability of only 1-2 diffraction reflections or defective crystallization.

Table 2. The findings of the technological slag sample's semi-quantitative atomic emission spectral analysis

| Elements | Elements' content, % | Elements | Elements' content, % |
|-----------|----------------------|------------|----------------------|
| Gold | <0.0002 | Silver | 0.001 |
| Silicon | >>1.0 | Magnesium | >1.0 |
| Aluminum | >1.0 | Calcium | >1.0 |
| Copper | 0.3 | Rhenium | <0.0003 |
| Nickel | 0.0025 | Chromium | 0.015 |
| Antimony | <0.002 | Cobalt | 0.005 |
| Arsenic | <0.01 | Molybdenum | 0.01 |
| Iron | >>1.0 | Strontium | 0.1 |
| Manganese | 0.2 | Tellurium | <0.003 |
| Titanium | 0.3 | Lanthanum | 0.002 |
| Zinc | >1.0 | Bismuth | 0.0005 |
| Potassium | <1.0 | Beryllium | 0.0003 |
| Natrium | >1.0 | Zircon | 0.01 |
| Tin | 0.001 | Ytterbium | 0.0002 |
| Barium | 0.3 | Yttrium | 0.003 |
| Scandium | 0.0005 | Antimony | 0.07 |
| Vanadium | 0.007 | Cerium | 0.005 |
| Wolfram | 0.005 | Gallium | 0.002 |
| Germanium | 0.001 | Thallium | <0.0005 |
| Cadmium | <0.0005 | Plumbum | 0.1 |
| Iridium | <0.001 | Niobium | <0.001 |
| Arsenic | <0.01 | Mercury | <0.003 |
| Platinum | <0.001 | Palladium | <0.0002 |
| Rhodium | <0.0005 | Ruthenium | <0.001 |

3. Results and discussion

Pursuant to the X-ray diffraction analysis data from Table 2, the slag samples are posed by amorphous phases similar in composition to natural origin crystalline phases, specifically iron oxide, zinc oxide, wollastonite, and fayalite. In the immersion preparation in incident light under the microscope, all these phases are outwardly black and amorphous, but no crystalline formations are evidenced [18]. Diffractogram in Figure 1 exhibits mineral phases' identification pursuant to the X-ray diffraction analysis data.

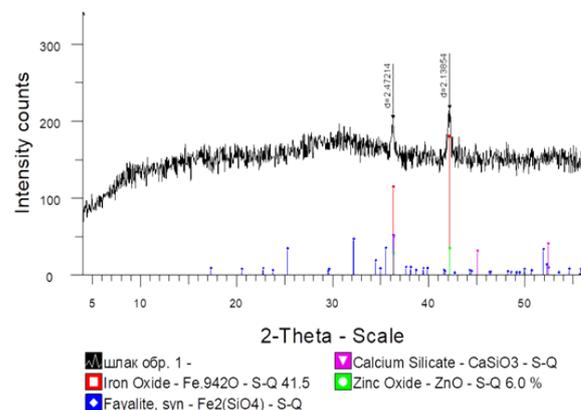


Figure 1. The slag sample diffractogram

Table 3 represents the slag sample phase constitution and interplane distances' findings. All posed diffraction peaks specified in Table 3 appertain only to the mentioned above phases. The typical diffraction reflections are seen, making it possible to determine the phases available.

Table 3. The slag sample phase constitution and interplane distances

| d, Å | I % | Phase |
|---------|-------|--|
| 2.47214 | 93.8 | Iron Oxide, Fayalite, Zinc Oxide, Calcium Silicate |
| 2.13854 | 100.0 | Iron Oxide, Zinc Oxide |

Table 4 represents the crystalline phases' semiquantitative X-ray phase analysis findings [19].

Table 4. The crystalline phases' semiquantitative X-ray phase analysis findings

| Mineral phase | Chemical formula | Content, % |
|------------------|-------------------------------------|------------|
| Iron oxide | Fe _{0.942} O | 41.5 |
| Fayalite, syn | Fe ₂ (SiO ₄) | 35.4 |
| Calcium silicate | CaSiO ₃ | 17.2 |
| Zinc oxide | ZnO | 6.0 |

When analyzing Table 3, it was found that the basis of the slag sample is an amorphous substance with the stated crystalline phases with applied reflections.

The investigation of the sample in the polished briquet in the incident light, exhibited in Figure 1, identified that the slag sample is composed of an amorphous matrix with multiple heterogeneous copper mineral phase inclusions outwardly resembling natural copper sulfide minerals, like native copper and chalcopyrite, that are frequently round and isometric, have typical of chalcopyrite light-yellow color [14, 19].

The heavy slag fraction material was investigated on Electron Probe microanalyzer for determination of industrially valuable slag minerals. To that end, the polished briquet surface was thoroughly scanned, this helped to find out in the sample: copper mineral phases, associated artificial plumbum-zinc mineral formations, to investigate their compositions. The investigations were pursued using modern JEOL IXA-8230 Electron Probe microanalyzer.

The polished briquet plane's electron probe scan was made for investigation of the sample matrix and very small inclusions' composition (Figures 2, 3, 4).

Currently, existing methods of plumbum-containing slags' reclamation are economically unsound. One of the essential practical values is to enhance and generate advanced competing technological processes and devices for secondary and technogenic crude materials' treatment.

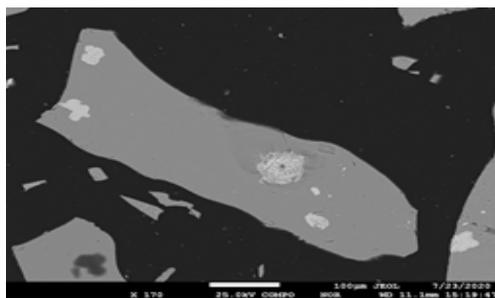


Figure 2. Mineral matrix with copper mineral phases' inclusions

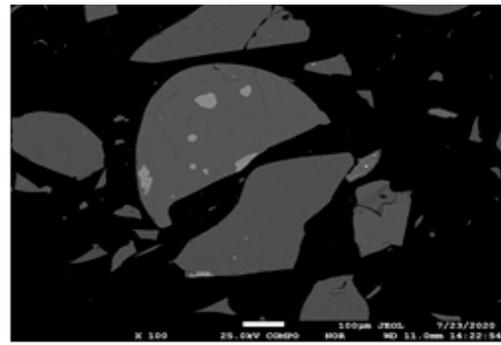


Figure 3. Complex copper mineral phases' electron-probe inclusions in the matrix

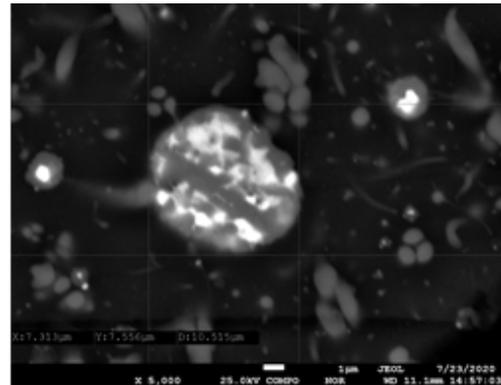


Figure 4. Matrix with complex plumbum-zinc-ferruginous-copper mineral phase oxides inclusions

Comparing the European patent of Carlos Alvarez Carreno and other authors [20], who formulated a way for optional and innocuous to the environment co-extraction of plumbum and silver in the form of a concentrate from hydrometallurgical wastes, it was found that it comprises oxidating desalination hydrometallurgical wastes involving at any rate plumbum and silver with an oxidizer and a chloride solution to guarantee plumbum and silver dissolution selectability by changing them to the state of dissoluble chlorides; and realizing the reaction of an impregnated leach solution received by the above oxidating desalination with a carbonate compound as a settler for the co-deposition of plumbum and silver in the form of a carbonate concentrate [21]. Further, the finished concentrate is purified by contact with a solution of a carbonate compound involving 0.01-0.5% plumbum and silver chlorides in the carbonate concentrate, calculated on a dry weight. The technical result is synchronous plumbum and silver release into a premium concentrate [22].

Based on the above, it can be concluded that pyrometallurgical ways and technics for plumbum and its alloys production from secondary crude materials and technogenic wastes are essentially applied in world practice. This crude material contains plumbum in the form of sulfidoids, sulfates, oxides and other compounds. Plumbum-containing crude materials' reclaiming into intended product is concerned with considerable material expenses demanding the disposal of poisonous plumbum compounds' gas and dust emissions into the atmosphere that leads to the necessity to introduce enhanced ways for the disposal of complex crude materials of plumbum production.

4. Conclusions

The chemical, electron-probe, X-ray phase, spectral analyses' findings identified that the plumbum residuals have considerably great number of non-ferrous metal compounds: up to 1.25% of copper oxide, up to 17% of zinc oxide, up to 2% of plumbum oxide of the total sample mass. The non-ferrous metals' qualitative composition and content in the plumbum slags makes it possible to make the reclamation of poisonous plumbum residuals functional and cost-effective.

The next advantageous components were detected in the heavy slag sample fraction scanning on the electron probe microanalyzer: copper in terms of sulfides, complex compounds of copper, iron, zinc and plumbum oxides that are met as inclusions in a complex composition amorphous host matrix.

The trial test findings helped us to single out a technology for plumbum and zinc oxides' more complete and selective recovery from the plumbum residuals. When applying the selective way for recovering non-ferrous metals, it is anticipated that the environment's ecological state will be improved, the negative impact on the human health will be decreased owing to the reclamation of poisonous plumbum residuals. At that, a noticeable contribution will be made to the development of the natural and secondary resources' rational use system.

Thereby, the most powerful way for cutting down spoils' detrimental effect on the city's ecological setting is their subsequent treatment with an eye to gain target products popular on the market. After non-ferrous metals' recovery, it will be possible to apply slags when producing constructional materials and cement, when installing paving slabs.

Acknowledgements

This research is funded by the Science Committee of the Ministry of Science and Higher Education of the Republic of Kazakhstan (Grant No. AP15473389).

References

- [1] Turebekova, G. Zh., Akhmetova, S.O. & Bagova, Z.I. (2021). Ways of the lead-bearing slag waste utilization. *E3S Web of Conferences*, 262(04003):201-2012. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202126204003>
- [2] Zhantassov, K., Turebekova, G., Sapargaliyeva, B. & Javier Rodrigo-Ilarri. (2021). Analysis and prospective utilization of technogenic slag waste from a lead plant. *News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, series Chemistry and Technology*, 2(446): 22-28 <https://doi.org/10.32014/2021.2518-1491.22>
- [3] Kerry, T., Peters, A., Georgakopoulos, E., Hosseini, A., Offerman, E. & Yang, Y. (2020). Zinc Reduction/Vaporisation Behaviour from Metallurgical Wastes. *9th International Symposium on Lead and Zinc Processing. The Minerals, Metals & Materials Series, Springer, Cham*. https://doi.org/10.1007/978-3-030-37070-1_70
- [4] Youcai, Z. & Chenglong, Z. (2017). Amphoteric Metal Hazardous Wastes and Hydrometallurgical Processes of Zinc and Lead. In: *Pollution Control and Resource Reuse for Alkaline Hydrometallurgy of Amphoteric Metal Hazardous Wastes. Handbook of Environmental Engineering*, (18). https://doi.org/10.1007/978-3-319-55158-6_1
- [5] EU Science HUB. Raw Materials Information System. Retrieved from: <https://rmis.jrc.ec.europa.eu/?page=environmental-impacts-along-the-supply-chain-3dfccf>
- [6] Harrison, A.P., Cattani, I. & Turfa, J.M. (2010). Metallurgy, environmental pollution and the decline of etruscancivilisation. *Environmental Science and Pollution Research*, (17), 165-180.
- [7] Kenzhaliyev, BK, Azlan, MN. (2021). Kaolinite clays as a source of raw materials for the aluminum industry of the Republic of Kazakhstan. *Complex Use of Mineral Resources*, 319(4), 5-12. <https://doi.org/10.31643/2021/6445.34>
- [8] Collin, S., Baskar, A., Geevarghese, D.M., Syed Ali, M.N. V.; Bahubali, P., Choudhary, R., Lvov, V., Tovar, G. I., Senatov, F., Koppala, S. & Swamiappan, S. (2022). Bioaccumulation of lead (Pb) and its effects in plants: a review. *Journal of Hazardous Materials Letters*, (3), 10064
- [9] Kumar, A., Kumar, A., M. M. S, C. P., Chaturvedi, A.K., Shabnam, A.A., Subrahmanyam, G., Mondal, R., Gupta, D.K., Malayan, S.K., Kumar, S.S., Khan, S.A. & Yadav, K.K. (2020). Lead poisonosity: health hazards, influence on food chain, and sustainable remediation approaches. *International Journal of Environmental Research and Public Health*, (17), 2179
- [10] Ubaldini, S., Guglietta, D., Trapasso, F., Carloni, S., Passeri, D. & Scotti, A. (2019). Treatment of secondary raw materials by innovative processes. *Chemistry Journal of Moldova*, (14), 32-46
- [11] Abdulah, D.M., Al-Dosky, A.H.A. & Mohammed, A.H. (2020). Lead and zinc exposure in the blood of workers in municipal waste management. *Environmental Science and Pollution Research*, (27), 11147-11154. <https://doi.org/10.1007/s11356-020-07722-7>
- [12] Hesami, R., Salimi, A. & Ghaderian, S.M. (2018). Lead, zinc, and cadmium uptake, accumulation, and phytoremediation by plants growing around Tang-e Douzan lead-zinc mine, Iran. *Environmental Science and Pollution Research*, (25), 8701-8714. <https://doi.org/10.1007/s11356-017-1156-y>
- [13] Zhantassov, K., Turebekova, G., Sapargaliyeva, B. & Pusurmanova, G. (2021). Development of technology for the extraction of lead and zinc oxides from dust and slags during the utilization of lead plant waste. *News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan series Chemistry and Technology*, 2(446), 81-85. <https://doi.org/10.32014/2021.2518-1491.30>
- [14] Bagova, Z., Zhantassov, K., Turebekova, G., Sapargaliyeva, B. & Shapalov, S. (2021). Disposal of lead production wastes by extraction of lead and zinc oxides. *News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of Geology and Technical Sciences*, 2(446), 37-44. https://doi.org/10.32014/2021.2518_170X.32
- [15] Fediuik, R., Kolesnikova, O., Zhanikulov, N., Zhakipbayev, B., Kuraev, R., Akhmetova, E. & Shal, A. (2022). Processing of Waste from Enrichment with the Production of Cement Clinker and the Extraction of Zinc. *Materials*, 15(1), 324. <https://doi.org/10.3390/ma15010324>
- [16] Taimasov, B.T., Sarsenbayev, B.K., Khudyakova, T.M., Kolesnikov, A.S. & Zhanikulov, N.N. (2017). Development and testing of low-energy intensive technology of receiving sulfate-resistant and road Portland cement. *Eurasian Chemico-Technological Journal*, 19(4), 347 - 355. <https://doi.org/10.18321/ectj683>
- [17] Kolesnikova, O., Syrlybekkyzy, S., Fediuik, R., Yerzhanov, A., Nadirov, R., Utelbayeva, A., Agabekova, A., Latypova, M., Chepelyan, L., Volokitina, I., Vatin, N.I., Kolesnikov, A. & Amran, M. (2022). Thermodynamic Simulation of Environmental and Population Protection by Utilization of Technogenic Tailings of Enrichment. *Materials*, 15(6980). <https://doi.org/10.3390/ma15196980>
- [18] Dai, S., Li, Y., Zhou, T. et al. (2017). Reclamation of heavy metals from contaminated soil using organic acid liquid generated from food waste: Removal of Cd, Cu, and Zn, and soil fertility improvement. *Environmental Science and Pollution Research*, 24(18), 1526-1526. <https://doi.org/10.1007/s11356-017-9139-6>
- [19] Bagova, Z., Turebekova, G., Shaimerdenova, G. & Sarkulakova, R. (2023). Lead-containing slags: recycling methods and envi-

- ronmental impact. *Reviews in Inorganic Chemistry*. <https://doi.org/10.1515/revic-2023-0004>
- [20] Carreño, C.A., González, M.P., Mercado, E.P. et al. (2015). Process for the selective recovery of lead and silver. *Patent §2015044353 A1 WO*
- [21] Kolesnikova, O., Vasilyeva, N. & Zolkin, A. (2022). Optimization of raw mix using technogenic waste to produce cement clinker. *MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin*, 10(1), 103-115. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_101_0_103
- [22] Bagova, Z., Zhantasov, K. & Turebekova, G. et al. (2020). Method for extraction of lead and zinc oxides from slag wastes of lead production. *Patent § EC-01-003041*.

Құрамында қорғасын бар қождарды зерттеу және оларды кәдеге жаратудың келешегі

З.И. Багова^{1*}, Г.З. Туребекова¹, Javier Rodrigo-Parri², А.С. Колесников¹, Р.А. Козыкеева³

¹М. Әуезов атындағы Оңтүстік Қазақстан университеті, Шымкент, Қазақстан

²Валенсия Политехникалық университеті, Валенсия, Испания

³Оңтүстік Қазақстан мемлекеттік педагогикалық университеті, Шымкент, Қазақстан

*Корреспонденция үшін автор: cornerstone_z@mail.ru

Андатпа. Мақалада қорғасын өндірісінің техногенді қож қалдықтарын ғылыми зерттеу нәтижелері мен талдауы берілген. Зауыт жабылғаннан және жойылғаннан кейін қалған қалдықтар қож түрінде топырақтың, жер асты суларының және ауаның экологиялық ластану көзі болып табылады. Қорғасын өндірісінің шлактарында экологиялық ластанудың қауіпті көзі болып табылатын қорғасын, мырыш, осмий, кадмий сияқты көптеген улы қосылыстар бар. Техногенді қож қалдықтарын пайдаға асыру аймақтың экологиялық жағдайын жақсарту және өмір тіршілігінің қауіпсіздігіне теріс әсерін төмендету үшін үлкен маңызға ие. Сонымен қатар, шлактар түсті және сирек кездесетін металдардың қосылыстары бар құнды шикізат болып табылады. Мақалада қорғасын өндірісінің қалдықтарындағы құнды компоненттердің сапалық және сандық құрамын анықтау бойынша қождарды зертханалық зерттеу нәтижелері және оларды әрі қарай өңдеу мен кәдеге жарату мүмкіндігі көрсетілген. JEOL IXA-8230 Electron Probe microanalyzer маркалы электронды-зондты микроанализаторда қождың ауыр фракциясының материалын зерттеу жүргізілді. Қождың орташа сынамасының рентгенодифрактометриялық талдауы сү-сәулеленуі бар ДРОН-4 дифрактометрінде, графитті монохроматорда орындалған. Сынамалардан ауыр фракциялар бөлініп, жылтыратылған жасанды аншлифтер (брикеттер) жасалды. Аншлифтер LEICA DM 2500p маркасының микроскопымен және иммерсиялық сұйықтықтармен зерттелді. Зерттеу нәтижелері бойынша қорғасын қождарында түсті металдар қосылыстарының жеткілікті жоғары мөлшері бар екендігі анықталды: қорғасын оксиді 0.7%-ға дейін және мырыш оксиді қождың салмақтық мөлшерінің 8.5%-на дейін, бұл қорғасын өндірісінің улы қалдықтарын кәдеге жарату процесін техникалық және экономикалық тұрғыдан орынды етуге мүмкіндік береді.

Негізгі сөздер: құрамында қорғасын бар қождар, ауыр металл, құнды компоненттер, қож, қайта өңдеу.

Исследования свинецсодержащих шлаков и перспективы их утилизации

З.И. Багова^{1*}, Г.З. Туребекова¹, Javier Rodrigo-Parri², А.С. Колесников¹, Р.А. Козыкеева³

¹Южно-Казахстанский университет имени М. Ауэзова, Шымкент, Казахстан

²Политехнический университет Валенсии, Валенсия, Испания

³Южно-Казахстанский государственный педагогический университет, Шымкент, Казахстан

*Автор для корреспонденции: cornerstone_z@mail.ru

Аннотация. В статье представлены анализ и результаты научных исследований техногенных шлаковых отходов свинцового производства. После закрытия и ликвидации завода, оставшиеся отходы, в виде шлаков, являются источником экологического загрязнения почвы, грунтовых вод и воздуха. Шлаки свинцового производства содержат большое количество токсичных соединений, таких как свинец, цинк, осмий, кадмий, которые являются опасными источниками экологического загрязнения. Утилизация техногенных шлаковых отходов имеет большое значение для снижения отрицательного влияния на безопасность жизнедеятельности и улучшения экологической обстановки региона. В то же время шлаки являются ценным сырьем, содержащим соединения цветных и редкоземельных металлов. В статье показаны результаты лабораторных исследований шлаков по определению качественного и количественного состава ценных компонентов в отходах свинцового производства и возможности дальнейшей их переработки и утилизации. Были проведены исследования материала тяжелой фракции шлака на электронно-зондовом микроанализаторе марки JEOL IXA-8230 Electron Probe microanalyzer. Рентгенодифрактометрический анализ средней пробы шлака выполнен на дифрактометре ДРОН-4 с Cu-излучением, графитовый монохроматор. Из проб были выделены тяжелые фракции и

изготовлены полированные искусственные аншлифы (брикеты). Аншлифы изучались под микроскопом марки LEICA DM 2500P и в иммерсионных жидкостях. По результатам исследований выявлено, что в свинцовых шлаках содержится достаточно высокое количество соединений цветных металлов: оксида свинца до 0.7 % и оксида цинка до 8.5 % от весового количества шлака, что позволяет сделать процесс утилизации токсичных отходов свинцового производства технически и экономически целесообразным.

Ключевые слова: свинцосодержащие шлаки, тяжелые металлы, ценные компоненты, шлак, переработка.

Received: 15 July 2023

Accepted: 16 October 2023

Available online: 31 October 2023

<https://doi.org/10.51301/ejsu.2023.i5.05>

Selection of technological equipment for complex processing of dross

G.M. Koishina^{1*}, E.B. Tazhiev¹, A.A. Argyn¹, A.V. Kaplan²

¹Satbayev University, Almaty, Kazakhstan

²Arvak Tech Ltd, Rehovot, Israel

*Corresponding author: gulzik_84@mail.ru

Abstract. The article analyses methods of dross processing with obtaining marketable products. In recent years, along with pyrometallurgical methods, hydrometallurgical methods are beginning to develop. The authors present a new waste-free technology for processing zinc-plating waste aimed at obtaining marketable products. In the work the technological scheme of new, combined, waste-free technology of processing of zinc smelting waste with obtaining of marketable products is constructed. Technological calculations on dross processing for specific productivity of 100 tonnes per day are made, recommendations on design of the enlarged installation and on operation of the technology are given. Technological calculations were carried out using a specially developed program that considers the optimum parameters and modes of technology. This allows the authors to obtain accurate data and estimates of the dross processing process and optimize the operation of the plant. The use of the developed technology of complex dross processing will allow to stimulate the development of zinc production in the republic due to involvement of dross in processing as an additional source of raw materials. Utilization of dross with obtaining of marketable products with high added value will allow to release considerable areas of land occupied by it. Overall, the paper emphasises the potential of the new technology to address the problems of dross processing, stimulate the growth of the zinc industry and reduce the environmental impact of dross accumulation.

Keywords: dross, processing, technological calculations, technology, technological scheme, marketable products.

1. Введение

Мировое производство металлического цинка в последнее десятилетие демонстрирует небольшой рост. Сегодня его потребление достигает 14 миллионов тонн [1,2]. Основные направления использования цинка включают процессы оцинкования, производство цинковых сплавов, латуни и бронзы, химикатов, а также других продуктов на основе цинка. В мировом потреблении цинка, с долей ~ 50%, от всего производимого цинка, составляет горячее оцинкование стали [3].

Цинковое покрытие имеет хороший внешний вид и позволяет увеличить срок службы стальных изделий в 2-3 раза, надежно защищая их от атмосферной, водной и других видов коррозии. На процесс горячего оцинкования со стороны исследователей обращается недостаточное внимание, хотя здесь имеются большие резервы, носящие проблемный характер. Среди назревших проблем следует отметить: необходимость стабилизации качества покрытия и повышение эффективности производства как за счет совершенствования самого технологического процесса горячего оцинкования, так и за счет утилизации образующихся в процессе оцинкования в больших количествах ценных промышленных отходов (изгари), которые после переработки следует возвращать в основное производство.

Анализ результатов известных работ по переработке цинксодержащих отходов (ЦСО), позволил установить, что, существующие в настоящее время технологии и оборудование, не в полной мере учитывают специфику отходов производства горячего цинкования. Предприя-

тия цинковой отрасли обладают существенными недостатками, не позволяющими решить задачу утилизации цинксодержащих отходов в условиях предприятий, осуществляющих горячее оцинкование изделий.

Вторичное рафинирование цинка большинство предприятий России и дальнего зарубежья проводят в рамках цеха (участка), где осуществляется горячее оцинкование. При этом каждое предприятие использует различное оборудование и технологию. «По требованию потребителя в цинке, предназначенном для производства литейных и свинцовистых медно-цинковых сплавов и для горячего цинкования изделий и полуфабрикатов, массовая доля свинца для марки Ц2 не должна быть более 1.2%, для марки Ц3 не более 2.3%, массовая доля меди - не более 0.08%».

Из специальной литературы известно, что свинец обладает более высокой плотностью, чем цинк, и оседает на дно ванны цинкования. Более того, свинец вводится в ванну цинкования специально для достижения нескольких целей. Во-первых, для облегчения удаления гартцинка, который обладает более высокой плотностью, чем цинк, но меньшей, чем свинец, по этой причине он опускается в ванне на границу раздела цинк-свинец. Во-вторых, если материалом, из которого изготовлен корпус ванны, является сталь, свинец защищает днище ванны и сварные швы от разъедания цинком. В-третьих, в ваннах вертикального типа свинцом заполняют большую ее часть, с целью экономии цинка. В-четвертых, использование чистых марок цинка, таких как ЦВ, ЦОА, ЦО вызывает необходимость добавления свинца, а также олова

для повышения смачиваемости цинка и снижения его вязкости [4], а также для улучшения товарного вида покрытия, образования «узоров» кристаллизации [5]. Поэтому, как принято на практике, повышенное содержание свинца и меди не является препятствием для использования цинка вторично в ванне цинкования, при утилизации изгари из которой он был выплавлен.

Железо накапливается в расплаве цинковальной ванны за счет растворения оцинковываемых стальных деталей, элементов оснастки и тиглей. Его содержание в расплаве по мере кампании ванны постоянно нарастает и вновь снижается в результате чистки ванны от гартцинка. Возможное незначительное превышение содержания железа в цинке, используемом вторично, по сравнению с марочным цинком, является следствием высокого содержания железа в расплаве ванны в период снятия изгари, из которой он был выплавлен и поэтому не может быть препятствием для использования такого цинка. Кроме того, железо из расплава удаляется с гартцинком.

Особую актуальность данная проблема представляет для предприятий Казахстана, где в силу развития строительной индустрии в республике резко повысился спрос на широкий ассортимент стальных и других изделий (трубы, швеллеры, квадраты, проволока и др.), полученных после горячего цинкования. В настоящее время горячее оцинкование изделий используют в городах Шымкент (ТОО «Велунд сталь», ТОО «БВБ Альянс» и др.), Усть-Каменогорск (ТОО «Снабтехмет», ТОО «Казмет», ТОО «Казметсервис»). Ряд предприятий малого и среднего бизнеса сосредоточено в г. Караганда. Увеличение мощностей предприятий горячего цинкования стальных изделий привело к тому, что большие объемы изгари, получаемые после оцинкования изделий, начали накапливаться и складироваться, занимая большие территории. Дальнейшее использование и переработка изгари сдерживается повышенным содержанием в ней Pb, Fe, Cu и других примесей, а также отсутствием рациональной технологии переработки.

Вырабатываемый в результате утилизации изгари горячего цинкования вторичный цинк пригоден для возврата в эти ванны без дополнительного рафинирования. Тем не менее, процесс вторичного использования цинка не может продолжаться бесконечно, и требует определенного эффективного решения. Это связано с тем, что вторичное использование цинка приводит к накоплению металлов-примесей, концентрирование которых в цинке оказывает существенное отрицательное влияние на общий процесс горячего цинкования. До настоящего времени данный вопрос не находит своего решения.

Как показали результаты химического анализа проб металлической части изгари, отобранных на различных предприятиях малого и среднего бизнеса республики, они характеризуются примерно одинаковым содержанием металлов-примесей, которые варьируют в пределах, %: 0.75-0.86 Pb, 0.18-0.27 Fe, 0.10-0.2 Cu, 0.004-0.006 Cd. Незначительное содержание и узкий предел варьирования примесей не оказывает существенного давления на дальнейшее его вторичное использование в процессе горячего цинкования изделий. Наиболее важным представляется наличие оксида цинка, который покрывает поверхность мелких капель металлического цинка пленкой и тормозит процесс их коагуляции. Это существенно влияет на эффективность процесса в целом.

Одинаковый общий вид изгари и выделенных из нее металлической и окисленной составляющей с приблизительно равными содержаниями металлов-примесей в них объясняется одинаковыми технологиями и обрабатываемыми изделиями, выпускаемыми в республике, которые находят большой спрос в строительстве жилых домов и других объектов. К наиболее распространенным и характерным строительным материалам, полученным после горячего цинкования, можно отнести оцинкованные трубы, проволоки, швеллера и др. (таблица 1).

Таблица 1. Изделия, полученные после горячего цинкования

| Общий вид изделия | Характеристика изделия |
|--|---|
|  | Круг оцинкованный. ГОСТ 3282. Размер: 0.1-10 мм. ГОСТ 30136-95; 2590-88 Размер: 2.0-5.5 м до 6 м. |
|  | Проволока оцинкованная. ГОСТ 3282 Размер от 0.1 мм до 10 мм |
|  | Швеллер оцинкованный. ДСТУ 4484-2005 (ГОСТ 8240-89) Размер до 12.0м |
|  | Полоса оцинкованная. ГОСТ 103-06 Размер от 6м/3-5м до 1.0-2.0м |
|  | Уголок оцинкованный. ГОСТ 8509-93 (ДСТУ 2251-93) Размер от 6.0 м до 12.0 м |
|  | Труба оцинкованная. ГОСТ 3262-78; 10704-91 Размер от 6 м до 9м;12м |

Изыскание способа рациональной переработки изгари, которое сегодня может быть значительным резервом для производств занимающихся оцинкованием изделий привлекает внимание многих исследователей. В целях снижения себестоимости производства в настоящее время на практике широко используются пирометаллургические способы переработки изгари с получением металлического цинка [6-9].

Наиболее распространенные способы переработки цинксодержащих отходов предусматривают их помеще-ние в цилиндрические барабаны или реторты различных

конструкций, нагреваемые до температуры, выше температуры плавления цинка. Барабаны затем вращают для интенсификации отделения расплавленного цинка от шлама [1].

К недостаткам данной конструкции относится недостаточная герметизация внутреннего объема барабана, обусловленная самой конструкцией загрузочного и разгрузочного устройства. В период открытия разгрузочного отверстия через барабан осуществляется сквозной проток атмосферного воздуха из-за разности температур со стороны загрузки и выгрузки. Это приводит к активному окислению освобождающегося металлического цинка и, следовательно, к его потере.

Второй существенный недостаток печи - отсутствие непосредственного (прямого) контакта с сырьем, загруженным в барабан, стенок разогретой камеры сгорания, что также является следствием примененных конструкций загрузочного и разгрузочного устройств и причиной низкой эффективности использования тепловой энергии сжигаемого топлива.

Кроме того, учитывая большую массу барабана, печь требует большого времени разогрева, что нецелесообразно при проведении разовых плавов, а учитывая большие размеры и стационарный характер, требует больших площадей и обладает высокой стоимостью.

Наиболее эффективным является способ переработки изгари, где ее разделяют на металлическую и неметаллическую составляющие и каждую из них перерабатывают отдельно. Металлическую часть плавят в индукционной печи под слоем флюса (хлористого аммония и древесного угля), расплавленный цинк разливают в слитки и направляют на предприятия вторичной цветной металлургии для производства латуни. Из металлической части получают металлический цинк следующего состава, %: 95.9 Zn; 1.54 Pb; 0.9 Fe; 0.4 Cu.

Выделенную оксидную часть изгари подвергают обжигу при температуре 800-900°C и получают оксид цинка, который используется для приготовления белил или может перерабатываться на цинковом заводе на металлический цинк [10]. К недостаткам данного способа относятся: трудность полного разделения металлической и неметаллической – оксидной фракции, на что указывают сами авторы; в металлических корольках цинка всегда присутствуют примеси (оксид цинка) в виде вкраплений, которые возникают при застывании изгари цинка и образовании корольков.

К основному недостатку способа относится повышенное содержание корольков металлического цинка и свинца в оксидной (неметаллической) части изгари, наличие которых сильно сказывается на качестве получаемых товарных продуктов (цинковых белил).

Как показывает анализ, известные способы извлечения металлического цинка характеризуются большими энерго- и материальными затратами, связанными с использованием дорогостоящих реагентов. При этом не обеспечивается высокое извлечение цинка и комплексность использования исходного сырья (изгари). Вопросы переработки неметаллической части изгари, получаемой после извлечения цинка, до сих пор остаются открытыми.

Известен способ переработки изгари путем ее плавки при температуре 420-460°C совместно с флюсами из хлористого натрия и хлористого аммония [1]. Способ

включает образование слоя шлака, предохраняющего металл от окисления в процессе плавки, который образуется в результате химического взаимодействия оксида цинка с флюсами. При взаимодействии с флюсами оксидная пленка, покрывающая поверхность металлических корольков, растворяется. В результате обеспечивается быстрое отстаивание металла за счет слияния металлических корольков и их укрупнения.

Недостатком способа являются большие потери цинка со шлаком, низкое качество получаемого металлического цинка за счет присутствия в нем свинца и других примесей; повышенный расход флюсов, которые не регенерируются.

Имеется эффективный метод обработки изгари, основанный на ее разделении на металлическую и неметаллическую составляющие, с последующей обработкой каждой части отдельно. Металлическую часть подвергают плавке в индукционной печи, используя специальный флюс, включающий хлористый аммоний и древесный уголь. Этот процесс приводит к получению цинковых слитков, которые затем направляются на предприятия вторичной цветной металлургии для производства латуни. Анализ металлической части показывает следующий состав: 95.9% цинка, 1.54% свинца, 0.9% железа и 0.4% меди.

Неметаллическую часть изгари, содержащую оксиды, подвергают процессу обжига при температуре 800-900°C, что позволяет получить оксид цинка. Этот оксид цинка может быть использован для производства белил или подвергнут дополнительной переработке на цинковом заводе с целью получения металлического цинка.

Несмотря на эффективность данного метода, существуют определенные недостатки, включая сложности в полном разделении металлической и неметаллической (оксидной) частей изгари, что подчеркивают сами авторы данной методики. Кроме того, в металлических корольках цинка всегда присутствуют примеси, такие как оксид цинка в виде включений, которые образуются при застывании цинковой изгари и формировании корольков.

Основным недостатком этого метода является повышенное содержание корольков металлического цинка и свинца в неметаллической части изгари, что существенно влияет на качество конечных товарных продуктов, таких как цинковые белила.

В последние годы развиваются и гидрометаллургические способы [11-15]. Однако вопросы переработки окисленной составляющей изгари до сих пор остаются открытыми.

Большой интерес для переработки изгари представляет использование хлорирования металлов. Такие характеристики хлоридов металлов как низкая температура их плавления, высокая летучесть и растворимость в воде позволяют восстанавливать ценные металлы из различных отходов в виде их хлоридов [16,17]. По уровню сложности формирования хлоридов металлов и различия их свойств, металлы можно селективно хлорировать и возгонять, контролируя температуру реакции и давление паров продуктов, участвующих в реакции [18,19,20].

Цель настоящей работы – выбор технологического оборудования для переработки изгари с получением товарных продуктов: чистого оксида цинка в виде порошка и металлического цинка качества.

2. Методы и материалы

Расчеты проведены для переработки изгари полученного в АО «АрселорМиттал Темиртау», состав которого приведен в таблице 2. Химический состав исходной изгари определялся по методики приведенной в работе [21].

Таблица 2. Химический состав исходной изгари

| Наименование продукта | Содержание металлов, мас. % | | | | | | |
|-----------------------|-----------------------------|------|------|-----|------|-------|--------|
| | Zn | Pb | Fe | Ni | Cu | Cd | Прочие |
| Изгарь | 78.7 | 0.34 | 0.54 | 0.3 | 0.06 | 0.002 | 20.058 |

Технологические расчеты проведены с использованием специально разработанной программы авторами настоящей работы с учетом оптимальных параметров и режимов технологии [22].

3. Результаты и обсуждение

Выдача рекомендаций по проектированию укрупненной установки должно базироваться на данных технологических параметров и количественно-качественных характеристиках исходных и получаемых продуктов. При этом основное внимание акцентируется на основных узлах технологии, и выбор оборудования, характеристики которых определяются путем технологических расчетов с учетом производительности перерабатываемого сырья, объемов входных и выходных потоков, производственных условий и возможностей предприятий. Это обеспечивает более точное и эффективное проектирование установки с учетом всех необходимых параметров и требований.

Основными узлами разработанной технологии переработки изгари являются:

- узел подготовки шихты;
- узел разделения материала по крупности;
- узел плавки металлической фракции изгари;
- узел обжига окисленной фракции изгари;
- узел пыле-, газоочистки;
- узел готовой продукции.

Фундаментальной основой для разработки каждого из перечисленных узлов является основное оборудование, которое составляет ядро и требует детального обоснования для их выбора.

Узел подготовки шихты и разделения материала по крупности по целевому назначению можно объединить путем выбора одного агрегата, к примеру, шаровой мельницы. Это позволит упростить аппаратное оформление технологии и придать компактность технологии. В любом случае выбору технологического оборудования должны предшествовать технологические расчеты.

Результаты балансовых опытов, и технологические расчеты по раздельной переработке металлической и окисленной составляющей изгари позволяют сформулировать основные подходы и положения по выбору основного оборудования для их переработки. Учитывая, что основным показателем при выборе оборудования обычно проводят исходя из производительности перерабатываемого материала в основе должен лежать принцип оптимального соотношения материальных потоков, получаемых в процессе переработки. Это обеспечивает эффективное функционирование и максимизацию ресурсов в рамках данной технологии переработки изгари.

В процессе разработки технологии переработки изгари установлено, что выход металлической и окисленной составляющей изгари от общего веса изгари составляет 35 и 65%, соответственно. Это свидетельствует о том, что производительность оборудования, используемого для переработки окисленной составляющей должно быть намного больше, чем для переработки металлической ее составляющей. Данный аспект имеет важное значение при выборе основного оборудования для установки, так как он напрямую влияет на эффективность и эффективное использование ресурсов. Необходимо учитывать, что при переработке окисленной составляющей могут потребоваться процессы, требующие больших объемов обработки и времени, чтобы обеспечить высокую эффективность извлечения ценных компонентов. следовательно, правильный выбор оборудования и оптимальное соотношение его производительности с соответствующими технологическими расчетами являются ключевыми факторами в успешной реализации данной технологии переработки изгари. Это позволит не только максимизировать извлечение ценных компонентов из изгари, но и снизить операционные расходы и повысить общую эффективность процесса.

Для выбора основного оборудования для переработки изгари важным и принципиальным представляется установление баланса материальных потоков. Общая схема материальных потоков (на 100 т исходного материала), построенная на основании результатов балансовых опытов и технологических расчетов [22], показана на рисунке 1.



Рисунок 1. Общая схема материальных потоков при переработке изгари

С учетом установленных параметров рекомендуется выбор следующего стандартного основного оборудования для переработки изгари с удельной производительностью 100 т/ч.

Для измельчения исходного материала рекомендуется использование шаровой мельницы с центральной разгрузкой Ф3200×4500, 800 КВТ, с удельной производительностью 29-140 т/ч. Общий вид мельницы приведен на рисунке 2.



Рисунок 2. Шаровая мельница для измельчения

Полученный продукт после измельчения должен быть подвергнут грохочению с целью разделения окисленной части изгари от металлической части. Разделение окисленной части изгари от металлической части происходит за счет разности удельных весов частиц (крупность) [21]. Для разделения продуктов рекомендуется использование вибрационного грохота модели ЗУК1860, общий вид которого показан на рисунке 3.



Рисунок 3. Вибрационный грохот

Основные характеристики стандартного грохота: удельная производительность 32-350 т/ч, мощность 18.5 кВт, общий вес – 7613 кг.

Для обжига окисленной составляющей изгари можно применить вращающуюся трубчатую печь, со следующими характеристиками (таблица 3).

Таблица 3. Основные характеристики трубчатой печи

| Модель | Ø3.0*45 |
|--------------------------|-----------|
| Диаметр (мм) | 3 |
| Длина (мм) | 45 |
| Производительность (т/ч) | 12.8-14.5 |
| Число оборотов (об/мин) | 0.5-2.47 |
| Двигателя (кВт) | 75 |
| Вес (т) | 210.94 |

Общий вид печи показан на рисунке 4.

Полученные в результате обжига возгоны поступают на дальнейшую переработку для извлечения цветных металлов.

Плавку металлической части изгари наиболее эффективно проводить в электропечах (Electric Arc Furnace), обеспечивающих низкую степень пылевыноса и высокую автоматизацию процесса [23]. Для реализации технологии выбрана электропечь, основные характеристики которой приведены в таблице 4.



Рисунок 4. Вращающаяся трубчатая печь

Таблица 4. Основные характеристики электропечи

| | |
|------------------------------|--------------|
| Напряжение питания, V | 380-3400 |
| Вес, т | 0.3-32 |
| Энергопотребление, кВт | 100-10000 |
| Максимальная температура, °C | 2300 |
| Емкость, т | От 10 до 100 |

Общий вид печи показан на рисунке 5.



Рисунок 5. Общий вид электродуговой печи

Продуктами плавки являются металлический цинк, возгоны хлорида свинца и газы. Возгоны и газы поступают на унифицированные горизонтальные электрофильтры (УГ), где происходит их разделение путем улавливания возгонов. Установки относятся к горизонтальному виду оборудования. Очистка электродов происходит сухим методом. Применяют агрегат при температурах газа до 250 градусов. Унифицированные горизонтальные (УГ) агрегаты являются наиболее востребованными в различных отраслях. Степень очистки газов составляет 99%. Возгоны хлорида свинца направляются на дальнейшую переработку, а газы – на нейтрализацию. Для комплексной переработки изгари рекомендуются следующие оптимальные технологические параметры процессов, составляющих основу общей технологии (таблица 5).

Использование разработанной технологии комплексной переработки изгари позволит стимулировать развитие цинкового производства республики за счет вовлечения в переработку в качестве дополнительного источника сырья изгари. Утилизация изгари с получением товарных продуктов с высокой добавленной стоимостью освободит занимаемые ими большие территории земли. Использование дешевых хлорирующих реагентов (CaCl_2 , NH_4Cl), исключение образования дополнительных твердых и/или жидких отходов, расширение ассортимента товарной продукции снизит издержки производства горячего оцинкования изделий. Значительно уменьшатся объемы накопленной изгари и сократятся энерго- и материальные затраты, расходуемые на ее складирование и хранение.

Таблица 5. Оптимальные технологические параметры и режимы технологии

| № | Технологические параметры и режимы | Значения |
|---|--|--|
| 1 | Дробление, измельчение, ситовой анализ - Металлическая фракция - Окисленная фракция | +10 меш; -10 +18 меш; -18 +35 меш; -35 меш |
| 2 | Плавка металлической фракции - Температура, °С - Продолжительность, мин - Расход NH ₄ Cl, % от веса исходной навески | 450 60 2 |
| 3 | Обжиг окисленной фракции - Температура, °С - Продолжительность, мин Хлорирующий реагент, смесь NH ₄ Cl+CaCl ₂ - Расход NH ₄ Cl, % от веса исходной навески - Расход CaCl ₂ , % от веса исходной навески | 1000 60 7 3 |

Разработанная технология легко интегрируется в действующие производства горячего оцинкования изделий и может быть использована для переработки накопленных и текущих объемов получаемой изгари. Кроме того, дальнейшее расширение границ разработанной технологии делает ее привлекательной и для комплексной переработки цинксодержащих отходов. Это открывает новые перспективы в области устойчивого использования ресурсов и содействует более ответственному подходу к обращению с химическими отходами в различных индустриях. Таким образом, разработанная технология не только повышает эффективность производства и уменьшает негативное воздействие на окружающую среду, но также способствует развитию более устойчивых и экологически ответственных производственных практик, что важно в современном мире, где устойчивость и экологическая безопасность имеют приоритетное значение.

По предварительным расчетам для удельной производительности переработки изгари 100 т/сутки экономический эффект, с учетом себестоимости 1 т Zn и 1 т ZnO, составит: 112 000 \$ США. При этом годовой экономический эффект будет: 37.632.000 \$ США. В расчетах принята средневзвешенная цена на цинк 2735 \$ США/т (ЛМЕ), и минимальная цена оксида цинка 1500 \$ США/т, (<https://russian.alibaba.com/product>).

4. Выводы

На основании результатов предварительных балансовых опытов по плавке металлической составляющей изгари и обжига неметаллической части совместно с хлоридом кальция и аммония проведены технологические расчеты по переработке изгари с удельной производительностью 100 т/ч.

Выданы рекомендации по промышленному освоению технологии, описаны основные узлы и блоки технологии.

Для оценки полученных результатов и выбора основного оборудования предложена общая схема переработки изгари с установлением материальных потоков, которые послужили основой для окончательного выбора оборудования.

Полученные результаты могут быть использованы для разработки Технологического регламента и ТЭО технологии переработки изгари, применительно к материалу различного состава и производительности.

Финансирование

Исследования проводились в рамках грантового финансирования Комитета науки Министерство науки и высшего образования Республики Казахстан на 2021-2023 годы по приоритетному направлению «Рациональное использование водных ресурсов, животного и растительного мира, экология» проекта № AP09058297 «Разработка новой безотходной технологии утилизации отходов горячего оцинкования с комплексным извлечением ценных компонентов».

Литература / References

- [1] Najiba, S. (2009). Recovery of Zinc from Ash of Galvanizing Plant by Hydrometallurgical Route. *Bangladesh University of Engineering and Technology. The thesis of Master of Science in Materials and Metallurgical Engineering Department*
- [2] Yagubova, V.L., Chumaevskij, O.V. (1998). Sposob polucheniya nitrata cinka. *Patent RF § 96111199/25*
- [3] Barhatov, V.I., Dobrovolskij, I.P., Kapkaev, Yu.Sh. & Kostyunin, S.V. (2017). Sposob pererabotki othodov, sodержashchih tyazhelye cvetnye metally. *Patent RF § 2016108776*
- [4] Hansel, G. (1982). Thick and irregular galvanized coatings // *Proc. 13 Int Galvanizing conf. London. Zinc Dev Association London*
- [5] Benyakovskij, M.A., Grinberg, D.L. (1973). Proizvodstvo ocinkovannogo lista. *M: Metallurgiya*
- [6] Kazancev, G.F., Barbin, N.M., Moiseev, G.K. & Vatolin, N.A. (2000). Sposob pererabotki othodov cinka. *Patent RF § 99107789/02*
- [7] Chernov, P.P., Koryshev, A.N., Larin, Yu.I. i dr. (2002). Sposob polucheniya cinka iz cinkovogo drossa. *Patent RF § 2001109810/02*
- [8] Yudin, R.A., Vinogradov, A.V., Kovryakov, S.V., Sudakov, E.A. & Yanichev, A.N. (2009). Ustanovka i sposob izvlecheniya cinka iz izgari cinka. *Patent RF § 2008102795/02*
- [9] Kodochigov, B.N. (2006). Sposob pererabotki izgari cinka. *Patent RF § 2267546*
- [10] Tarasov, A.V. (1989). Pererabotka othodov goryachego cinkovaniya. *Stal', (6), 57-58*
- [11] Saramak, D., Krawczykowski, D. & Gawenda, T. (2018). Investigations of zinc recovery from metallurgical waste. *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, 427(1)*
- [12] Trpcevska, J. (2018). Leaching of Zinc Ash with Hydrochloric Acid Solutions. *Polish Journal of Environmental Studies, 27(4), 1785-1771*
- [13] Stubbe, G., Hillmann, C. & Wolf, C. (2016). Zinc and Iron Recovery from Filter Dust by Melt Bath Injection into an Induction Furnace. *Erzmetall, 69(3), 5-12*
- [14] Konstantinov, V.M., Geynya, D.V. & Bogdanchik, M.I. (2014). Obzor rynka cinka i cinkovyh othodov. *Litejnye process: MGTU*
- [15] Takáčová, Z., Hluchánová, B. & Trpcevska, J. (2010). Leaching of zinc from zinc ash originating from hot-dip galvanizing. *Metall, 64(12), 517-519*
- [16] Wang, H., Feng, Y., Li, H. & Kang, J. (2019). The separation of gold and vanadium in carbonaceous gold ore by one-step roasting method. *Powder Technol., 355, 191-196*
- [17] Wang, H., Feng, Y., Li, H. & Kang, J. (2020). Simultaneous extraction of gold and zinc from refractory carbonaceous gold ore by chlorination roasting process. *Trans. Nonferrous Met. Soc. China, 30(4), 1111-1121*
- [18] Guo, X., Zhang, B., Wang, Q., Li, Z. & Tian, Q. (2021). Recovery of Zinc and Lead from Copper Smelting Slags by Chlorination Roasting. *JOM, (73), 1861-1870*
- [19] Bai, S., Bi, Y., Ding, Z., Li, C. & Wen, S. (2020). Innovative methodology for the utilization of low-grade pyrite cinder containing heavy metals via hydrothermal alkali melting followed by chlorination roasting. *J. Alloys Compd., 840, 155722*

- [20] Qin, H., Guo, X., Tian, Q. & Zhang, L. (2020). Pyrite enhanced chlorination roasting and its efficacy in gold and silver recovery from gold tailing. *Separation and Purification Technology*, 250, 117168
- [21] Dosmukhamedov, N.K., Kaplan, A., Zholdasbay, E., Koishina, G., Tazhiev, Ye., Argyn, A., Kuldeyev, Ye. & Kaplan, V. (2021). Processing of dross of hot-dip galvanizing by chlorinating roasting. *Sustainability*, (13), 12530. <https://doi.org/10.3390/su132212530>
- [22] Zholdasbay, E.E., Kojshina, G.M., Tazhiev, E.B., Dosmukhamedov, N.K. & Icheva, Yu.B. (2022). Technological experiments on the processing of dross with the production of commercial products. *Vestnik KazNITU*, 144(1), 11-16. <https://doi.org/10.51301/ejsu.2022.i1.02>
- [23] Vanyukov, A.V., Utkink N.I. (1988). Kompleksnaya pererabotka mednogo i nikelovogo syr'ya. Ucheb. dlya vuzov po spec. "Metallurgiya cv. metallov". *Chelyabinsk: Metallurgiya*

Күйіндіні кешенді қайта өңдеу үшін технологиялық жабдықтарды таңдау

Г.М. Қойшина^{1*}, Е.Б. Тажиев¹, А.А. Арғын¹, А.В. Каплан²

¹Satbayev University, Алматы, Қазақстан

²Arvak Tech Ltd, Реховот, Израиль

*Корреспонденция үшін автор: gulzik_84@mail.ru

Андатпа. Жұмыста тауарлық өнімдерді ала отырып, күйінділерді қайта өңдеу әдістеріне талдау жүргізілді. Соңғы жылдары пирометаллургиялық әдістермен қатар гидрометаллургиялық әдістер де дами бастады. Авторлар тауарлық өнім алуға бағытталған мырыштау қалдықтарын өңдеудің жаңа қалдықсыз технологиясын ұсынады. Жұмыста тауарлық өнімдерді ала отырып, мырыштау қалдықтары күйіндіні қайта өңдеудің жаңа, аралас, қалдықсыз технологиясының технологиялық схемасы құрылды. Тәулігіне 100 тонна меншікті өнімділікке күйіндіні қайта өңдеу бойынша технологиялық есептеулер жүргізілді, ірілендірілген қондырғыны жобалау және технологияны пайдалану бойынша ұсыныстар жасалды. Технологиялық есептеулер оңтайлы параметрлер мен технология режимдерін ескеретін арнайы әзірленген бағдарлама арқылы жүргізілді. Бұл авторларға күйіндіні өңдеу процесінің нақты деректері мен бағалауларын алуға, сондай-ақ қондырғы жұмысын оңтайландыруға мүмкіндік береді. Күйіндіні кешенді қайта өңдеудің әзірленген технологиясын пайдалану, шикізаттың қосымша көзі ретінде күйіндіні қайта өңдеу есебінен республиканың мырыш өндірісін дамытуды ынталандыруға мүмкіндік береді. Құны жоғары тауарлық өнімдерді алу үшін күйіндіні қайта өңдеу, олар жинақталып жатқан үлкен жер аумақтарын босатады. Жалпы, мақала күйіндіні қайта өңдеу мәселелерін шешуде, мырыш өнеркәсібінің өсуін ынталандыруда және күйіндінің жинақталуының қоршаған ортаға әсерін азайту бағытында жаңа технологияның маңыздылығын көрсетеді.

Негізгі сөздер: күйінді, қайта өңдеу, технологиялық есептеулер, технология, технологиялық схема, тауарлық өнімдер.

Выбор технологического оборудования для комплексной переработки изгари

Г.М. Койшина^{1*}, Е.Б. Тажиев¹, А.А. Арғын¹, А.В. Каплан²

¹Satbayev University, Алматы, Казахстан

²Arvak Tech Ltd, Реховот, Израиль

*Автор для корреспонденции: gulzik_84@mail.ru

Аннотация. В работе проведен анализ различных методов переработки изгари с получением товарных продуктов. В последние годы, наряду с пирометаллургическими способами, начинают развиваться и гидрометаллургические способы. Авторы представляют новую безотходную технологию переработки отходов цинкования, направленную на получение товарной продукции. В работе построена подробная технологическая схема новой, комбинированной, безотходной технологии переработки отходов цинкования с получением товарных продуктов. Проведены технологические расчеты по переработке изгари на удельную производительность 100 т/сутки, выданы рекомендации по проектированию укрупненной установки и по эксплуатации технологии. Технологические расчеты были проведены с использованием специально разработанной программы, которая учитывает оптимальные параметры и режимы технологии. Это позволяет авторам получить точные данные и оценки процесса переработки изгари, а также оптимизировать работу установки. Использование разработанной технологии комплексной переработки изгари позволит стимулировать развитие цинкового производства республики за счет вовлечения в переработку изгари в качестве дополнительного источника сырья. Утилизация изгари с получением товарных продуктов с высокой добавленной стоимостью освободит занимаемые ими большие территории земли. В целом в статье подчеркивается потенциал но-

вой технологии в решении проблем переработки изгари, стимулировании роста цинковой промышленности и снижении воздействия накопления окалина на окружающую среду.

Ключевые слова: *изгарь, переработка, технологические расчеты, технология, технологическая схема, товарные продукты.*

Received: 13 July 2023

Accepted: 16 October 2023

Available online: 31 October 2023

<https://doi.org/10.51301/ejsu.2023.i5.06>

Features of the geological structure of the Kogodai VMS deposit in the Kurchum block

A.A. Bekbotayeva, S.B. Dyussetay*

Satbayev University, Almaty, Kazakhstan

*Corresponding author: saltanatdyussetay@gmail.com

Abstract. The article considers the geological structure of Kogodai copper massive sulfide deposit in the Kurchum block, which is an integral part of the Irtysh shear zone. It is shown that the geological structure of the site involves feldspar quartz-mica and amphibole-feldspar-mica crystalline schists, gneisses with frequent horizons of amphibolites. Mineralized zones confined to the contact of amphibolite bodies with gneisses on terrigenous rocks are noted, granitoids in different phases of intrusion including dikes and various granite and quartz porphyries are also considered. The spatial contiguity of geological structures of different ages and compositions subject to intense metamorphic transformations is emphasized. This article presents the features of the copper massive sulfide deposit, the composition of the ores and the connection with the geological and structural-tectonic factors that contributed to its formation.

Keywords: Kogodai, VMS deposit, Irtysh shear zone, highly metamorphosed rocks, Kurchum block, shales, structure.

1. Введение

Выявленное в середине прошлого столетия по «чудским» выработкам Когодайское месторождение находится в высокометаморфизованных породах Курчумского блока, являющегося составной частью Иртышско-Фуянской зоны Большого Алтая. Оно привлекает внимание исследователей своим необычным положением, составом руд и вмещающих пород, которые в значительной степени отличаются от традиционных рудноалтайских колчеданно-полиметаллических месторождений. В структурном отношении участок приурочен к центриклинальному замыканию Когодайской синклинали. Магматические образования представлены мелкими согласными телами массивными амфиболитами и дайками гранофировых плагиоклазов порфиров, распространённых по всей площади месторождения. Рудные тела сопровождаются околорудно-изменёнными породами эпидотового, тальк-хлоритового, актинолит-кварцевого состава.

2. Краткая характеристика геологического строения и металлогении Курчумского блока

Курчумский блок расположен в осевой части ИЗС и имеет форму призмы длиной около 100 км и шириной 25 км, вытянутой в северо-западном направлении вдоль зоны смятия (рисунок 1). На северо-западе он ограничивается гранитами калбинского комплекса (P₁), а на юго-востоке выклинивается. Описываемый блок сложен комплексом высокометаморфизованных пород, представленных гнейсами и амфиболитами, которые образуют выдержанные на большие расстояния по простиранию горизонты мощностью от 1 до 100 м.

Гнейсы представлены биотит – плагиоклазовыми, гранат – биотит – кордиерит - плагиоклазовыми, биотит –

амфиболовыми и реже пироксен – амфиболовыми разновидностями. Иногда среди них встречаются линзы мраморов. Амфиболиты в толще образуют контрастные стратифицированные горизонты, которые являются хорошими маркирующими горизонтами, позволяющими выявить внутреннюю структуру гнейсоамфиболитового комплекса. По степени насыщенности амфиболитами вся толща подразделяется на три пачки [1]. Нижняя пачка мощностью до 2000 м представлена различными гнейсами с отдельными горизонтами амфиболитов, средняя мощностью около 1800 м отличается резким преобладанием пироксен – амфиболовых гнейсов и амфиболитов над слюдястыми гнейсами, и верхняя мощностью около 1200 м почти не содержит амфиболитов и сложена переслаиванием различных слюдястых гнейсов. Амфиболиты по своему составу отвечают толеитовым базальтам и по петрохимическим характеристикам относятся к нормальному ряду пород натриевой серии. Гнейсы содержат 60-65% SiO₂ и сформировались по терригенно – осадочным отложениям в условиях эпидот – амфиболитовой фации. Температурные условия метаморфизма вулканогенно – терригенных образований, рассчитанные по гранату и биотиту, оцениваются в 510-660°C [2].

По периферии комплекс высокометаморфизованных пород окаймляется зелеными кварц – серицит – хлоритовыми сланцами среднепалеозойского возраста мощностью до 2000 м. Породы метаморфизованы в основном в зеленосланцевой фации и смяты в складки. Причем простирание складок меняется от северо – западного до субширотного, повторяя контуры блока высокометаморфизованных пород [3]. Соотношения между комплексом высокометаморфизованных пород и зелеными сланцами повсеместно тектонические, однако петрогеохимический состав гнейсов и сланцев практически идентичен [4].

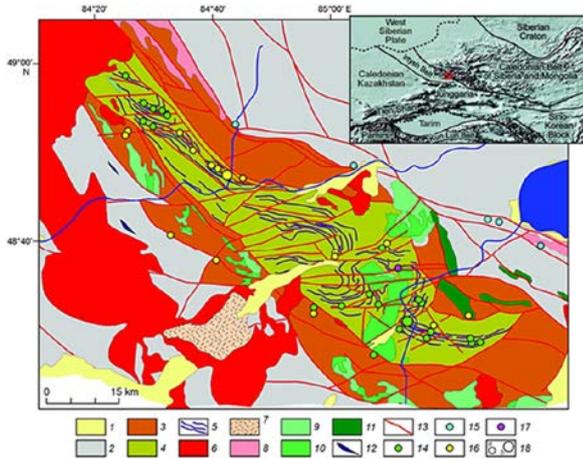


Рисунок 1. Геолого-структурная схема Курчумского блока глубокометаморфизованных пород. Составлена с использованием материалов [Хорева, 1963; Беспаев и др., 1997; Щерба и др., 1998]: 1 - отложения P-Qiv, нерасчлененные; 2 - осадочные и вулканогенно-осадочные отложения D₃-C₁; 3 - терригенно-осадочные отложения S₂-D₁; 4 - гнейсо-амфиболитовый комплекс, нерасчлененный; 5 - горизонты амфиболитов; 6-граниты P₁ (калбинский комплекс); 7 - вулканогенный калгутинский комплекс C₂-P₁; 8 - синтетектонические гранито-гнейсы; 9-11 - прииртышский комплекс D₃-C₁: 9 - гранодиориты, плагиограниты, 10 - габброиды; 11 - диабазы; 12 - серпентиниты, маралихинский комплекс; 13 - тектонические нарушения; 14-17 - минеральные типы месторождений и рудопроявлений: 14 - Cu-колчеданные, 15 - Cu-Zn-колчеданные, 16 - золоторудные, 17-Cu-Ni магматические; 18а,б - размер объекта: 18 - рудопроявления

В целом термодинамический диапазон формирования метаморфического комплекса Курчумского блока и непосредственно прилегающих к нему пород определяется в интервале температур 350-750°C и давления 3-6 кбар. Отмечается, что степень метаморфизма нарастала с приближением к крупным зонам смятия [5].

Интрузивные образования представлены несколькими возрастными группами пород. Наиболее раннее проявление интрузивного магматизма наблюдается в виде дайкообразных тел и силлов основного и ультраосновного состава, которые тесно ассоциируют с горизонтами амфиболитов и объединены в маралихинский комплекс. Широким развитием в описываемом районе пользуются интрузивы Прииртышского габброидного комплекса (D₃ - C₁p), которые представлены достаточно крупным Бесбугинским массивом этмолитолополитовой формы и серией более мелких тел. К этому же комплексу, с определенной условностью, может быть отнесен Батпакбулакский диабазовый массив, который сопоставляется с образованиями первой фазы Бесбугинского массива. К гранитоидам кунушского комплекса (C₂ - зк) относится ряд мелких массивов и даек плагиогранитного состава. Эти образования имеют интрузивные контакты с массивами прииртышского комплекса. Граниты калбинского комплекса (P₁k) слагают пояс протяженностью более 750 км и шириной 20-50 км, который протягивается вдоль ИЗС. Северо-западное окончание Курчумского блока контактирует непосредственно с Калба-Нарымским батолитовым массивом, а несколько небольших интрузивных тел располагаются по периферии этого блока [1].

Все месторождения и проявления с медно-колчеданным оруденением локализованы в относительно узкой полосе, ограничивающей с юго – запада Рудноалтайский колчеданный пояс, и отвечающей в региональном плане Иртышской Зоне Смятия. В ее пределах известно два рудных района с медноколчеданным оруденением – Курчум – Кальджирский и Вавилонский. Эти районы расположены в 360 км друг от друга, каждый из них включает месторождение и несколько проявлений при этом все они пространственно ассоциируют с вулканами основного состава, имеют однотипный минеральный и химический состав руд, сходный характер окolorудных изменений, одинаковую морфологию рудных тел, соответствие в степени метаморфизованности вмещающих пород и руд. Медно – колчеданные месторождения и проявления имеют целый ряд специфических особенностей, по которым принципиально отличаются от других колчеданных месторождений рудноалтайской провинции и в первую очередь, по составу руд и ассоциирующим с ними вулканогенным породам основного состава. В процессе исследования эти и многие другие особенности медноколчеданного оруденения были рассмотрены с учетом всего комплекса геологических и структурно-тектонических факторов его формирования, а также в свете палеогеодинамических реконструкций этого региона. Последние позволяют установить связь между всеми процессами, так или иначе касающимися истории становления и развития медно – колчеданного оруденения Юго – Западного Алтая [8].

Медно-колчеданные объекты Курчум - Кальджирского рудного района пространственно можно объединить в три группы (рисунок 2):

- Карчигинская (месторождение Карчига и проявления - Спассовское, Южная Антиклиналь, Шандыбулак, Бериктас и др.);
- Бала-Кальджирская (проявления Кок-Кара-Узек, Узун-Булак, Береза);
- Когодайская (месторождение Когодай, проявления Лотошное, Туяк, Федоровское, Канат).

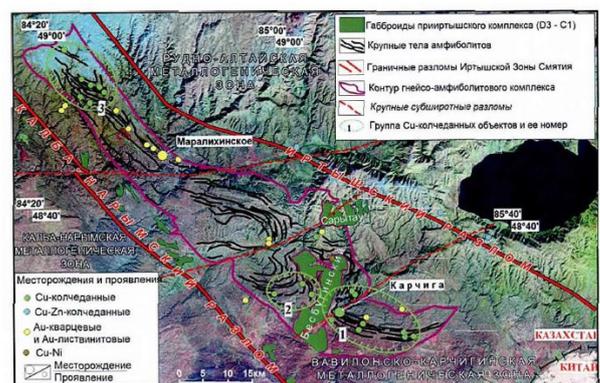


Рисунок 2. Спутниковый снимок (Landsat image) Курчум-Кальджирского рудного района и положение основных рудных месторождений и проявлений. На снимке показано: группы Cu-колчеданных объектов (I – Карчигинская; 2 – Бала – Кальджирская; 3 – Когодайская), интрузивные массивы прииртышского комплекса (Бесбугинский и Сарытау), границы разломы ИЗС (Иртышский и Калба – Нарымский)

Все проявления локализованы в пределах высоко метаморфизованных пород гнейсо - амфиболитового комплекса, при чем для всех них характерным является размещение в его средней пачке, характеризующейся широким развитием амфиболитов. При этом медно - колчеданное оруденение тесно ассоциирует с последними, размещаясь в непосредственной близости от амфиболитов, или же в зонах их контакта с гнейсами.

3. Особенности геологического строения Когодайского медно-колчеданного месторождения

Месторождение Когодай находится в пределах Иртышской структурно - формационной зоны, характеризующейся широким распространением метаморфических фаций, сформированных, главным образом, по осадочным породам. В ней большое развитие получили также интрузивные магматические породы разного возраста. Среди осадочно - метаморфического комплекса пород зоны выделены нижеследующие стратиграфические подразделения [6].

Нижний палеозой - нижний девон (PZ₁-D₁).

Метаморфизованные первично осадочные образования этого возраста расчленены на пять толщ:

1) Толща «b» характеризуется примерно одинаковым содержанием амфибол - плагиоклаз - кварцевых сланцев и гнейсов с одной стороны и биотит - плагиоклаз - кварцевых сланцев с другой. Вне зоны глубокого метаморфизма в эту толщу включены переслаивающиеся алевролиты, глинистые сланцы и песчаники, общей мощностью 3000 м.

2) Толща «с» представлена биотит - плагиоклаз - кварцевыми сланцами с кордиеритом, андалузитом, гранатом и редкими горизонтами амфиболитов и гнейсов. Среди отложений присутствуют глинистые сланцы, сменяющиеся вверх по разрезу алевролитами и песчаниками. Мощность разреза толщи составляет 900 м.

3) Толща «d» широко развита. Породы этой толщи представлены с одной стороны филлитизированными осадочными отложениями; с другой - кристаллическими сланцами. Характерной чертой данной толщи является примерно одинаковое содержание амфиболсодержащих сланцев, амфиболитов и биотитовых кристаллических сланцев. Мощность толщи составляет 2160 м. Она согласно перекрывается толщей «e», граница между ними проводится по резкому увеличению в разрезе биотитсодержащих кристаллических сланцев.

4) Толща «e» слагает северо - восточную часть площади. Состав толщи характеризуется резким преобладанием биотит - плагиоклаз - кварцевых сланцев и различных хлоритовых микрокристаллических сланцев. Установлены постоянные переходы кристаллических сланцев в глинистые сланцы и алевролиты с песчаниками. Общая мощность толщи - 1100 м.

5) Толща «f» развита в северо - восточной части площади и характеризуется чередованием известковистых песчаников, алевролитов и глинистых сланцев. Общая мощность разреза составляет 1200 м.

Живетский ярус. Кыстав-Курчумская свита (D₂ gv ks). Отложения кыстав-курчумской свиты ограниченно развиты к юго-западу от участка. Они представлены углисто-глинистыми и глинистыми сланцами и алевролитами с резко подчиненными прослоями песчаников и линзами известняков. Общая мощность этих отложений

достигает 800 м. Их граница с образованиями метаморфической полосы проходит по разлому. Возраст свиты определен по обильной фауне.

Верхнемеловые-палеоценовые отложения (K₂-P₁). Отложения этого возраста встречены на поверхностях выравнивания по южному склону Нарымского хребта. К ним отнесены красно-бурые и пестроцветные глины с примесью крупнообломочного и псаммитового материала. Мощность глин колеблется 0,5-1,0 м. до 10-15 м.

Четвертичная система. Четвертичные отложения представлены делювиальными и аллювиальными песками, галечниками и суглинками в долинах мелких речек. Их мощность колеблется от 1,5 м. до 10 - 15 м.

Структурно участок Когодай располагается в пределах юго - восточной части Осевой подзоны Иртышской структурно - формационной зоны, которая сложена высокометаморфизованными породами, сменяющимися к северо - востоку филлитизированными осадочными отложениями нижнего палеозоя - нижнего девона, сформировавшими нижний структурный этаж этой зоны.

В Осевой подзоне развиты многочисленные линейные и брахиформные структуры второго порядка, к которым на площади участка относятся Когодайская синклиналь и Лотошинская антиклиналь.

Когодайская синклиналь протягивается в пределах кристаллической полосы на 30 км при ширине 4км. Погружение оси структуры - северо - западное, в бассейне реки Киинсу она испытывает неоднократную ундуляцию. Углы погружения составляют 5-20°. Установить истинные углы падения крыльев структуры невозможно, так как в условиях высокой степени метаморфизма элементы первичной слоистости совершенно не сохраняются. Здесь мы имеем дело с кристаллизационной сланцеватостью, которая в одних случаях развивается по слоистости, но большей частью - по кливажу осевых поверхностей. В ядре Когодайской структуры падение кристаллизационной сланцеватости пологое 10-40°, на крыльях она резко возрастает до 70-80°. Последнее можно объяснить лишь неравномерным развитием кливажа в осевой части структуры и на её крыльях.

Лотошинская антиклиналь является северо - западным продолжением северной ветви Маралихинской антиклинали и прослеживается на расстояние около 6 км при ширине 1-1,5 км. В строении структуры принимают участие кристаллические сланцы и амфиболиты. Оба её крыла срезаны разломами и осложнены мелкой изоклиальной складчатостью. Погружение оси антиклинали юго - восточное в северо - западной части и северо - западное в юго - восточной. К западу от рудопроявления Лотошное ось складки по северо-восточным разломам смещается к югу. Структура в целом характеризуется асимметричным профилем. Падение южного крыла достигает 50-60°, в то время как углы падения северного крыла не превышают 20-40° (рисунок 3).

В пределах полосы осадочно - метаморфических пород развиты магматические образования, группирующиеся в следующие интрузивные комплексы: прииртышский, средне - верхнекаменноугольный, верхне - каменноугольный и калбинский. Породы прииртышского комплекса имеют наибольшее распространение в Иртышской зоне смятия. Он объединяет довольно обширную группу пород от диабазов, габбро - диабазов до гранитов. В составе этого комплекса установлено четыре фазы.

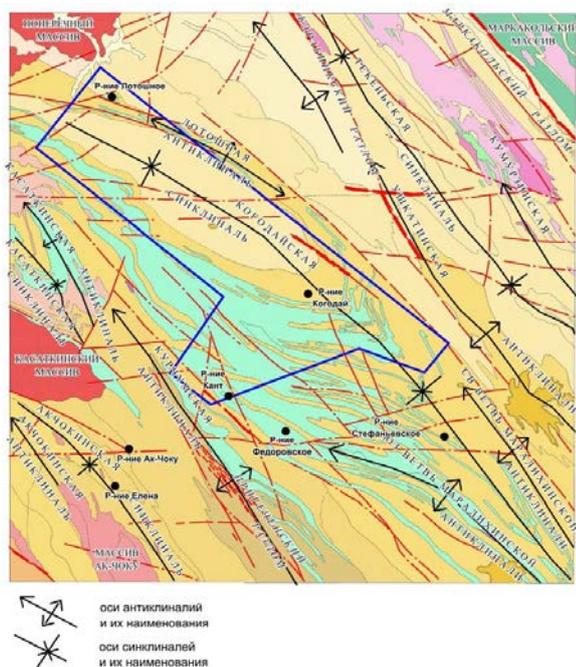


Рисунок 3. Тектоническая схема района работ

Первая фаза широко развита на участке работ и поэтому должна быть рассмотрена более детально. Она представлена диабазами, диабазовыми порфиритами, габбро – диабазами, серпентинитами и амфиболитами. Диабазы и их разновидности слагают отдельные небольшие массивы, резко вытянутые в северо – западном направлении. Обычно они приурочены к разломам северо – западного направления и имеют крутые падения, согласные с общим падением зоны. Вокруг диабазовых тел откартированы многочисленные мелкие дайки диабазов (жилы первого этапа). Контактные процессы, сопровождающие внедрение диабазов, выразились в амфиболитизации, главным образом, известковистых алевролитов и песчаников. Наибольшей интенсивности она достигает в пределах кристаллической полосы, где породы превращены в амфиболиты. В вертикальном разрезе полосы кристаллических сланцев амфиболиты распределены неравномерно. Максимальная концентрация амфиболитов устанавливается в разрезе первой ("в") и третьей ("d") толщ, субстрат которых характеризуется преобладанием известковистых песчано – алевролитовых отложений. Форма амфиболитовых тел – двоякая. В одном случае – это согласные со складчатыми структурами пластовые тела мощностью от 1 м до первых сотен м (пластовые горизонты амфиболитов четко повторяют замковую часть синклинали). В другом случае амфиболиты образуют резко вытянутые в северо – западном направлении крутопадающие тела. Такой формой, например, обладает горизонт амфиболитов, протягивающийся на северо – запад от с. Маралиха до р. Когодай, где он сочленяется с пластовыми телами, приобретая сложную комбинированную форму.

К первой фазе относятся также анатомические границы правобережья р. Киинсу. Основанием для этого послужила тесная пространственная связь амфиболитов и гранитоидов, а также наличие ксенолитов габброидов с реоморфическими гранитами в контакте в габброидах второй фазы. Последнее дает возможность предполагать,

что процессы плавления кристаллических сланцев имели место до внедрения габброидов второй фазы.

Вторая фаза представлена габбро – диабазами, габбро, габбродиоритами, слагающими Чандинский, Маралихинский и Бабаевский массивы.

Третья фаза включает среднезернистые биотитовые граниты, иногда порфирированные, а также гранодиориты, плагиограниты, кварцевые диориты, гранофиры.

Жильная серия прииртышского комплекса представлена дайками диабазов, фельзитовидных кварцевых порфиров и кварцевых альбитофиров. Диабазы в составе этой группы имеют подчиненное распространение.

Жильная серия средне – верхнекаменноугольного комплекса представлена гранит – порфирами и гранодиорит – порфирами.

Интрузии верхнекаменноугольного комплекса сложены дайками плагиогранит – порфиров, плагиоклазит – порфиров, местами приближающихся к лампрофирам.

Гранитоиды калбинского интрузивного комплекса ограничено развиты в западной части площади. Они включают среднезернистые, местами со слабо выраженной порфирированностью биотитовые и мусковит – биотитовые граниты, сопровождающиеся дайками аплитов, аплитовидных пегматоидных гранитов и кварцевыми жилами [9].

Площадь месторождения сложена двумя толщами: а) верхней, включавшей полевошпат – кварц – мусковитовые и кварц – полевошпат – биотитовые сланцы с частыми горизонтами и прослоями полевошпат – амфиболовых сланцев; б) нижней, представленной частым чередованием мощных горизонтов амфиболитов с подчиненным количеством кварц – полевошпат – слюдяных и амфиболовых сланцев.

Присутствуют мелкие согласные тела нацело амфиболитизированных габброидов (массивных амфиболитов) и дайки гранофировых плагиоклазовых порфиров, распространенные по всей площади участка и часто занимающие секущее положение по отношению к пликативным структурам.

Зоны минерализации приурочены к согласным с пологостью в амфиболитах зонам повышенного расщепления и к срывам по их контактам. Эти тела лентообразной формы с частыми раздувами образуют согласные с простиранием сланцев линзовидные выходы. Погружение их совпадает с погружением складчатых форм. В зоне гипергенеза минерализованные породы превращены в лимонит – кварцевые породы с малахитом и большим количеством пустот от выщелачивания сульфидов.

4. Выводы

1. Отмечается зональный характер метаморфизма Курчумского блока, при этом изограды метаморфизма имеют секущие соотношения с литологостратиграфическими границами, а их эпицентры тяготеют к ареалам магматизма. Неотъемлемым элементом, подчеркивающим специфику эволюции Курчумского блока глубоко метаморфизованных пород, являются месторождения и проявления полезных ископаемых, выявленные в его пределах. Медно-колчеданные руденения испытали метаморфизм эпидот-амфиболитовой фации. В процессе метаморфизма вмещающие породы и руды претерпели тектонические и минеральные пре-

образования. Установлена перекристаллизация руд с образованием метаморфогенных текстур и структур, и частичная регенерация рудного вещества с переотложением его в замковые части складок и тектонически ослабленных зон.

2. В пределах Иртышской зоны смятия известно два рудных района с медноколчеданным оруденением Курчум – Кальджирский и Вавилонский. Эти районы включают месторождения и рудопроявления, которые имеют однотипный минеральный и химический состав руд, сходный характер околорудных изменений, одинаковую морфологию рудных тел, соответствие в степени метаморфизованности вмещающих пород и руд;

3. В геологическом отношении участок находится в пределах Курчум – Кальджирского блока. В геологическом строении месторождения принимают участие чередующиеся полевошпат – кварц – слюдястые и амфибол – полевошпат – слюдястые кристаллические сланцы и гнейсы с частыми горизонтами амфиболитов мощностью от первых метров до 100 м. Амфиболиты часто хлоритизированы и эпидотизированы. Основной структурой района является Когодайская синклинали. Минерализованные зоны приурочены к контакту амфиболитовых тел с гнейсами (по терригенным высокометаморфизованным породам). Зоны имеют лентообразную, согласную с вмещающими породами форму.

Литература / References

- [1] Lobanov, K.V., Gaskov, I.V. (2012). Medno-kolchedannoe Karchiginskoe mestorozhdenie v visokometamorfizovannih porodah Kurchumskogo bloka: geologicheskoe stroenie, osobennosti obrazovaniya i metamorfizma (Rudniy Altay). *Geologiya i geofizika, 1-15*
- [2] Bespaev, H.A., Polyanskiy, N.V., Ganzhenko, G.D. & Dyachkov, B.A. (1997). *Geologiya i metallogeniya Yugo-Zapadnogo Altaya (v predelakh territorii Kazakhstana i Kitaya). Almaty, Gylm*
- [3] Khoreva, B.Y. (1963). Geologicheskoe stroenie, intruzivnyi magmatizm i metamorfizm Irtishskoi zony smyatiya. *Gosgeoltekhizdat*
- [4] Kuibida, M.L. (2009). Petrologiya plagiogranitoidov Altaya. Avtoreferat. *Novosibirsk, OIGGM SO RAN*
- [5] Vikentiev, I.V. (2004). Usloviya formirovaniya i metamorfizm kolchedannih rud. *Nauchnyi mir*
- [6] Nazarov, G.V., Kuzmin, Y.V. (1968). Geologicheskoe stroenie i poleznie iskopaemie listov M-45-110-B; M-45-110-A-a, v, g; M-45-110-B-v; M-45-109-B-b, g. *Okonchatelnyi otchet Kaldzhirskoi PSP po rabotam 1966-1968 godov. Tom 2. Ust'-Kamenogorsk*
- [7] Klepikov, N.A. (1992). Otchet o rezul'tatah poiskovih rabot na Yuzhno-Altayskom uchastke v 1990-92 gg. *Ust'-Kamenogorsk*
- [8] Lobanov, K.V. (2012). Medno-kolchedannoe orudenie Yugo-Zapadnogo Altaya. *Dissertatsiya na soiskanie uchenoi stepeni kandidata geologo-mineralogicheskikh nauk, Novosibirsk*
- [9] Pyatkov B.A. (2022). Otchet o mineral'nih resursah mednogo mestorozhdeniya Kogodai. Razdel 5. LL «Geos»

Күршім блогындағы Когодай мыс-колчеданды кенорнының геологиялық құрылымының ерекшеліктері

А.А. Бекботаева, С.Б. Дюсетай*

Satbayev University, Алматы, Қазақстан

*Корреспонденция үшін автор: saltanatdyussetay@gmail.com

Андатпа. Мақалада Ертістің ығысу аймағының бөлігі болып табылатын Күршім блогындағы мыс-колчеданды Когодай кенорнының геологиялық құрылымы қарастырылған. Аймақтың геологиялық құрылымына кристалдық тақтатастардың слюдалы-кварц далашпаттары мен слюдалы-амфибол-далашпаттары және амфиболды гнейстер кіретіні көрсетілген. Терригендік таужыныстарындағы амфиболиттердің гнейстермен жанасуымен шектелген минералданған аймақтар және интрузияның әртүрлі фазаларындағы гранитоидтар, соның ішінде дайкалар мен әртүрлі гранитті және кварцты порфириттер қарастырылған. Қарқынды метаморфтық өзгерістерге ұшыраған әртүрлі жастағы және құрамдағы геологиялық құрылымдардың кеністіктік сабақтастығы атап өтілген. Мақалада, мыс колчеданды кенорнының ерекшеліктері, кен құрамы және оның пайда болуына ықпал еткен геологиялық және құрылымдық-тектоникалық факторлармен байланысы сипатталған.

Негізгі сөздер: Когодай, мыс-колчеданды кенорын, Ертіс ығысу аймағы, жоғары метаморфизмге ұшыраған жыныстар, Күршім блогы, тақтатастар, құрылымдар.

Особенности геологического строения медно-колчеданного месторождения Когодай в Курчумском блоке

А.А. Бекботаева, С.Б. Дюсетай*

Satbayev University, Алматы, Казахстан

*Автор для корреспонденции: saltanatdyussetay@gmail.com

Аннотация. В статье рассмотрено геологическое строение медно - колчеданного месторождения Когодай в Курчумском блоке, являющемся составной частью Иртышской зоны смятия. Показано, что в геологическом строении

участка принимают участие полевошпат кварц - слюдистые и амфибол – полевошпат - слюдистые кристаллические сланцы, гнейсы с частыми горизонтами амфиболитов. Отмечаются минерализованные зоны, приуроченные к контакту амфиболитовых тел с гнейсами по терригенным породам, также рассматриваются гранитоиды в различных фазах интрузии включая дайки и разнообразные гранитные и кварцевые порфиры. Подчеркивается пространственная сопряженность геологических структур разного возраста и состава, подверженных интенсивным метаморфическим преобразованиям. Данная статья представляет особенности медно-колчеданного месторождения, состав руд и связь с геологическими и структурно-тектоническими факторами, которые способствовали его формированию.

Ключевые слова: Когодай, медно-колчеданное месторождение, Иртышская зона смятия, высокометаморфизованные породы, Курчумский блок, сланцы, структуры.

Received: 19 July 2023

Accepted: 16 October 2023

Available online: 31 October 2023

<https://doi.org/10.51301/ejsu.2023.i5.07>

The influence of hydrological conditions on the formation of exploitable reserves of underground water deposits in Northern Kazakhstan

Ye. Auelkhan*, A.Kh. Zhusupov

Satbayev University, Almaty, Kazakhstan

*Corresponding author: y.auyelkhan@satbayev.university

Abstract. Groundwater is an important source of water supply in the regions of Northern Kazakhstan. The formation and management of exploitable groundwater reserves in a given region are closely related to hydrological conditions. This article analyzes the influence of climatic factors, hydrogeological features and human activity on the formation of operational groundwater reserves in Northern Kazakhstan. The study is based on an analysis of the results of prospecting and assessment work and data from the pilot operation of the Alekseevskoye groundwater deposit in the Akmola region of the Republic of Kazakhstan.

Keywords: hydrogeology, groundwater, operational reserves, Kazakhstan, groundwater resources, water intake wells.

1. Введение

Современное обеспечение устойчивого развития общества и экономики тесно связано с эффективным управлением водными ресурсами. В этом контексте особенно важным является изучение гидрологических условий и формирование эксплуатационных запасов подземных вод, влияющих на устойчивость водоснабжения в регионах. Одним из перспективных объектов исследования в этой области является Северный Казахстан, характеризующийся уникальным гидрологическим режимом. В рамках данной научной статьи авторы фокусируют внимание на Алексеевском месторождении подземных вод, представляющем собой значимый объект для изучения влияния гидрологических условий на формирование и эксплуатацию водных ресурсов в данном регионе. Анализ этого месторождения не только раскроет уникальные аспекты гидрогеологии Северного Казахстана, но также предоставит ценные практические выводы, способствующие разработке эффективных стратегий управления подземными водами в условиях изменяющегося климата и повышенной потребительской активности.

Актуальность исследований определяется необходимостью совершенствования методик прогнозных расчетов в связи с повышением доли использования подземных вод в хозяйственно-питьевом и техническом водоснабжении. Только на основе теоретически обоснованных представлений об особенностях балансово-гидродинамических процессов формирования эксплуатационных запасов в условиях динамичного изменения гидрологических характеристик можно совершенствовать практику разведки и оценки месторождений, в том числе и в аспекте комплексного использования ресурсов подземных и поверхностных вод.

Для более глубокого понимания влияния гидрологических условий на формирование эксплуатационных запасов подземных вод на примере Алексеевского ме-

сторождения подземных вод в Северном Казахстане рассматриваются следующие основные гипотезы:

1. Геологическая структура и гидрогеологические процессы: предполагается, что геологическая структура региона, такая как типы грунтов, породы и структуры водоносных горизонтов, оказывает влияние на формирование и распределение подземных вод. Гипотеза предполагает, что понимание этих геологических особенностей поможет лучше оценить объемы и качество подземных вод.

2. Моделирование гидрологических процессов: гипотеза предполагает, что применение математических моделей гидрологических процессов может предоставить инструмент для прогнозирования изменений в запасах подземных вод в зависимости от различных гидрологических сценариев. Использование таких моделей может помочь в разработке эффективных стратегий управления водными ресурсами.

Проведение исследований с учетом данных гипотез позволит более глубоко понять механизмы взаимодействия гидрологических условий и подземных вод, что, в свою очередь, может привести к разработке более точных и эффективных методов управления водными ресурсами в данном регионе.

2. Методы и материалы

Методология исследования направлена на систематическое и глубокое изучение влияния гидрологических условий на формирование запасов подземных вод, с основным фокусом на Алексеевском месторождении в Ақмолинской области. Для достижения поставленных целей использовалась следующая методология:

I. Сбор данных: начальным этапом являлся комплексный сбор данных о климатических, гидрологических условиях и подземных водах в регионе. Это включает в себя анализ климатических данных, геологических и гидрогеологических карт.

II. Геоинформационный анализ: использование геоинформационных систем для пространственного анализа и визуализации данных. Это позволит выявить пространственные закономерности распределения подземных вод и их зависимость от геологических и климатических факторов.

III. Гидрогеологические исследования: проведение комплекса гидрогеологических исследований, включавших буровые, геофизические, опытно-фильтрационные, режимные и лабораторные работы для определения характеристик водоносных горизонтов, проницаемости пород и других параметров, влияющих на формирование запасов подземных вод.

IV. Оценка антропогенного воздействия: изучение влияния эксплуатации месторождения на гидродинамическую, гидрохимическую и гидрологическую обстановку на площади месторождения.

V. Формирование рекомендаций: на основе полученных результатов разработка рекомендаций для эффективного управления подземными водами в регионе, включая предложения по водосберегающим мерам и стратегиям устойчивого использования водных ресурсов.

Эта методология предоставляет системный подход к изучению влияния гидрологических условий на формирование запасов подземных вод, что позволит получить более полное и глубокое понимание гидрологических процессов в рассматриваемом регионе.

3. Результаты и обсуждение

Научное исследование, проведенное в рамках описанной методологии, предоставляет ряд ключевых результатов, которые могут быть существенными для понимания влияния гидрологических условий на формирование эксплуатационных запасов подземных вод на примере Алексеевского месторождения в Северном Казахстане:

Участок находится в нижнем течении р. Чаглинки, в пределах листа N-42-XXII. На данном участке сток в реке регулируется абсолютной отметкой воды в озере Копа. При абсолютной отметке зеркала воды в озере 323.0 м из него происходит сток в речную долину, а при более низкой отметке – озеро бессточное, и для данного отрезка речной долины характерен застойный режим фильтрации, поэтому как поровые воды аллювиальных отложений, так и трещинные воды пород скального фундамента слабосолоноватые.

В геотектоническом плане район представляет собой сочленение двух структур первого порядка – Кокчетавского и Шатского антиклинориев, разделенных Азатским синклинорием. По характеру складчатости и времени образования выделяются три структурных яруса. В районе выделяются региональные глубинные разломы: Чаглинский, Алексеевский, Донгульгашский и Обуховский. К узлу пересечения первых двух и относится рассматриваемое месторождение (рисунок 1).

В геологическом строении района принимают участие породы протерозойского, каменноугольного, четвертичного возрастов и палеозойских интрузий.

По гидрогеологическому районированию участок находится в зоне сочленения двух бассейнов: Нижневартовско-Петропавловского и Кокшетау-Баянаульского. На участке выделяются следующие стратифицированные водоносные горизонты и комплексы.

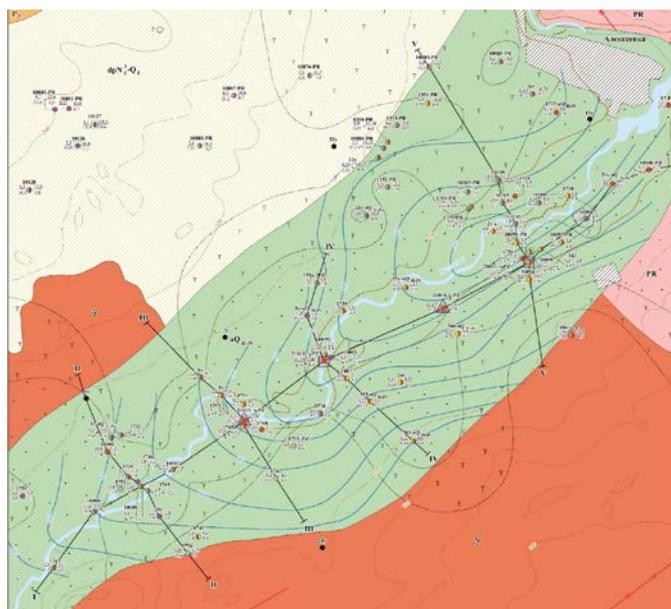


Рисунок 1. Гидрогеологическая карта Алексеевского месторождения подземных вод. Источник: разработано автором на основе изданной гидрогеологической карты листа N-42-XXII (автор Спиридонов М.Г., 1961-1971 гг.).

Водоносный среднечетвертичный-современный аллювиальный горизонт ($a_{Q_{II-IV}}$) распространен по долине реки Чаглинка. Водоносные отложения представлены разнозернистыми песками, реже гравием и галечниками, переслаивающимися с суглинками, супесями и глинами. Мощность горизонта изменяется с севера на юг от 4.0 до 50.0 м. Аллювиальный горизонт с размывом ложится на отложения коры выветривания, реже на породы скального фундамента. Подземные воды безнапорные. Уровни устанавливаются на глубинах от 0.5 до 16.15 м. Коэффициенты фильтрации песков составляют от 30 до 85 м/сут. Коэффициенты водоотдачи пород зависят от механического состава и составляют от 0.4 до 0.23. Дебит изменяется от 0.05 до 4.2 л/с при понижении уровня, соответственно 0.22 и 0.4 м. Величина минерализации подземных вод колеблется в широких пределах от 0.8 до 3.6 г/дм³.

Водопроницаемый локально-водоносный горизонт мезозойской коры выветривания (eMZ) развит практически повсеместно. Мощность изменяется от краевых частей к центральным от 5.0 до 35.0-40.0 м. По составу водовмещающие породы представлены дресвяно-глинистыми, дресвяными и дресвяно-щебнистыми образованиями материнских пород. Наиболее обводненными являются дресвяно-щебнистые разности, залегающие непосредственно на породах скального фундамента, и практически образуют единый водоносный комплекс с общим уровнем и единым химическим составом.

Водоносная зона открытой трещиноватости метаморфических протерозойских пород (PR) распространена на довольно значительной территории. Водовмещающие породы представлены трещиноватыми сланцами различного состава, кварцитами, доломитами, амфиболитами, мраморизованными известняками, кварцевыми песчаниками. Водообильность пород колеблется в пределах от 0.3 л/с до 20.0 л/с. Наиболее водообильными являются породы в зонах тектонических нарушений. Величина минерализации изменяется от 0.4 до 3.5 г/дм³.

Питание трещинных вод протерозойских пород осуществляется как за счет атмосферных осадков, так и за счет перетока из перекрывающих мезозой-кайнозойских образований. Разгрузка происходит в гипсометрически ниже расположенные комплексы и в русло р. Чаглинка.

Водоносная зона открытой трещиноватости палеозойских интрузивных пород (γ PZ) распространена на описываемой территории практически повсеместно и вскрыта рядом скважин. Водовмещающие породы представлены трещиноватыми гранитами, гранодиоритами, диоритами. Воды безнапорные и слабонапорные. Глубина залегания уровня определяется глубиной трещиноватости. Незначительный напор создается под чехлом глинистых разностей мезозойских отложений коры выветривания. Дебиты скважин интрузивных образований изменяются от деся-

тых долей до 15.0 л/с. Минерализация изменяется от 0.2 до 21.0 г/дм³. Кроме того, отмечается увеличение минерализации от водораздела к области разгрузки – долине р. Чаглинка. Питание осуществляется за счет инфильтрации атмосферных осадков и перетока из вышележащих отложений. Областью разгрузки является долина р. Чаглинки.

Гидрогеологические исследования в рамках настоящих работ заключались в проведении комплекса гидрогеологических исследований, включавших буровые, геофизические, опытно-фильтрационные, режимные и лабораторные работы для определения характеристик водоносных горизонтов, проницаемости пород и других параметров, влияющих на формирование запасов подземных вод (рисунок 2).

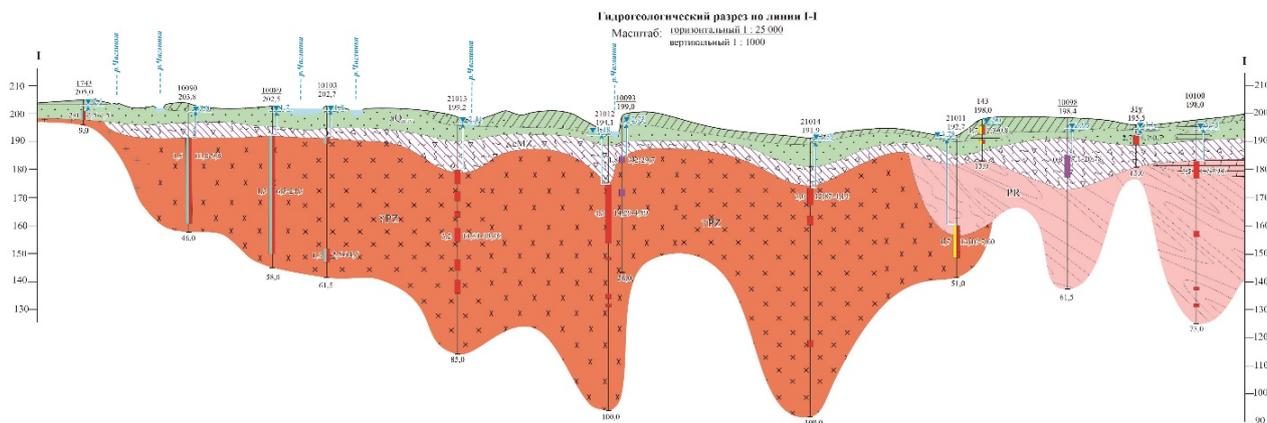


Рисунок 2. Разрез по линии водозабора. Источник: разработано автором на основе результатов работ на основе изданной гидрогеологической карты листа N-42-XXII (автор Спиридонов М.Г., 1961-1971 гг.).

Гидрогеологическое обследование осуществлялось в рамках специализированных исследований, в процессе которых изучались ключевые участки распространения подземных вод, включая выявление их связей с тектоникой, геоморфологией, гидрографией, типами растительного покрова, были уточнены местоположения ранее пробуренных гидрогеологических скважин и изучено санитарное состояние участка работ.

По результатам обследования были окончательно выбраны места заложения скважин.

Буровые работы на участке работ проводились с целью изучения геологического строения и гидрогеологических условий, определения условий залегания, мощности зоны открытой трещиноватости, оценки степени водообильности и фильтрационных свойств водовмещающих пород.

По своему назначению и конструкции скважины подразделялись на поисково-разведочные, наблюдательные и разведочно-эксплуатационные.

Всего на участке пройдено 14 гидрогеологических скважин, в том числе 7 поисково-разведочных, 3 разведочно-эксплуатационных и 4 наблюдательных скважин. Бурение всех скважин производилось станком роторного типа УРБ-3А3 вращательно-механическим и пневмударным способами.

В процессе бурения осуществлялись вспомогательные работы, в состав которых входят: подготовка скважин к каротажу, крепление обсадными трубами, деглинизация скважин.

Геофизические каротажные исследования в скважинах проводились для литологического расчленения разрезов, определения мощности пластов, степени трещиноватости пород и устойчивости ствола, выделения водоприточных интервалов, оценки естественной радиоактивности пород.

ГИС выполнены во всех пробуренных скважинах. Каротаж проводился по окончании бурения в открытом стволе.

Для решения поставленных задач использованы методы основного комплекса (гамма-каротаж, электрокаротаж - КС, ПС, кавернометрия) и расходомертия. Масштаб записей по глубине 1:200.

В состав опытно-фильтрационных работ для решения конкретных гидрогеологических задач были включены пробные, опытно-одиночные и опытно-кустовые откачки.

Пробные откачки проведены во всех скважинах, с целью предварительной оценки водообильности водоносных горизонтов и оценки качества вскрываемых вод. Продолжительность одной откачки составила 21 час, с последующим наблюдением за восстановлением уровня 7 часов.

Опытно-одиночные откачки проведены в 2 разведочно-эксплуатационных скважинах с целью установления зависимости дебита скважин от понижения уровня и определения основных гидрогеологических параметров продуктивной среды в естественных условиях фильтрации подземных вод при максимальном точечном возмущении.

Опытно-кустовая откачка проведена в разведочно-эксплуатационной скважине №№21015 с целью установления зависимости дебита скважин от понижения уровня и определения основных гидрогеологических параметров продуктивной среды в естественных условиях фильтрации подземных вод при максимальном точечном возмущении. При этом велись наблюдения во всех наблюдательных скважинах, пробуренных на водоносный горизонт аллювиальных отложений с целью определения фильтрационных параметров и степени его взаимосвязи с нижележащей водоносной зоной трещиноватости пород скального фундамента.

Во всех типах опытно-фильтрационных работ замеры дебита производились ежечасно объемным методом, фиксированием секундомером времени наполнения тарированной емкости объемом 1 м³.

Изменение уровня в скважинах в процессе откачки и восстановления фиксировались ежеминутно регистраторами уровня воды Solinst модель 3001 Levelogger Edge в блок-памяти устройства (рисунок 3).



Рисунок 3. Регистратор уровня воды Solinst модель 3001 Levelogger Edge

Данные опытных работ, в совокупности с обобщением и анализом других исследований, были положены в основу определения расчетных параметров.

Определение фильтрационных параметров производились по графикам временного, площадного и комбинированного прослеживания. Результаты расчетов сведены в нижеследующую таблицу 1.

Таблица 1. Результаты расчетов гидрогеологических параметров

| № скв | Опробуемый горизонт | | Многослойная толща | | | |
|--------------------|---------------------|------|--------------------|------|------|------|
| | km | кф | km | кф | m | ay |
| 21011 | 156 | 8.2 | 192 | 4.78 | 40.2 | 2251 |
| 21012 | 214 | 4.86 | 303 | 6.88 | 44 | 2544 |
| 21013 | 94 | 2.13 | 95 | 2.14 | 44 | - |
| 21014 | 264 | 4.63 | 376 | 6.59 | 57 | - |
| 21015 | 20 | 1.15 | 110 | 1.8 | 61 | 2400 |
| 21016 | 5 | 0.15 | 35 | 0.6 | 60 | - |
| 21019 | 351 | 13.5 | 795 | 18.5 | 43 | - |
| Среднее по участку | 158 | 4 | 272 | 6 | 50 | 2400 |

Гидрогеологические наблюдения за режимом подземных вод проводились с целью установления особенностей формирования естественного режима подземных вод по сезонам года, оценки восполняемости эксплуатационных запасов подземных вод, влияния эксплуатации Алексеевского месторождения на гидродинамическую обстановку на площади месторождения.

Режимные наблюдения за уровнем подземных вод проводились в период с июня 2022 года по январь 2023 года, за уровнем поверхностных вод реки Чаглинка с июня по ноябрь 2022 года (в зимний период река промерзает). Средняя частота замеров по каждой точке наблюдения составила 3 замера в месяц.

До начала эксплуатации в рамках настоящих работ была проведена опытно-промышленная откачка на месторождении из 4-х водозаборных скважин №№21011 – 21014 с 20 июля 2022 года. Дебиты скважин с помощью частотных преобразователей были отрегулированы на величину утвержденных эксплуатационных запасов. Все водозаборные скважины оборудованы водомерными счетчиками марки Endress+Hauser Promag W (максимальная величина измерения расхода = 180 м³/час).

По данным водомерных счетчиков с момента опытно-промышленной откачки с площади месторождения (20 июля 2022 года) по 22 декабря 2022 года из 4-х водозаборных скважин №№21011 – 21014 суммарно откачено 504528,78 м³ воды за 119 суток (20.07 – 22.12.2022 год с перерывом с 26.08 по 01.10.2022 года – порыв на трассе водовода), исходя из этого величина среднесуточного водоотбора с месторождения составляет 4239.75 м³/сутки (что составляет 69% от расчетной производительности водозабора).



Рисунок 4. Фотография участка водозаборной скважины №21012

В процессе опытно-промышленной откачки велись режимные наблюдения за уровнем подземных вод как по площади месторождения, так и за его пределами выше и ниже по потоку р.Чаглинка. В связи с конструктивными особенностями эксплуатационных скважин замеры в них не производились, наблюдения велись по 8 наблюдательным скважинам, пройденным на аллювиальный водоносный горизонт в районе эксплуатационных скважин №№21011 и 21012. Также в режимную сеть включены разведочно-эксплуатационные скважины №№21015 (с 4 ярусными скважинами на аллювиальный водоносный горизонт) и 21016, поисково-разведочные скважины №№21017, 21018, 21020, 21021. В ходе режимных наблюдений также велись наблюдения за уровнем поверхностных вод р.Чаглинка по 6 гидропостам (рисунок 4).

Расположение режимной сети отображено на рисунке 5. Также все скважины режимной сети и гидрологические посты вынесены на карту фактического материала и гидрогеологическую карту участка работ.

Ниже приводятся результаты наблюдений за уровнем подземных вод как в пределах месторождения, так и за его пределами.

Скважина 21011 расположена на расстоянии 300 м от русла реки Чаглинка. В процессе проведения из скважины №21011 опытно-промышленной откачки продолжительностью 37 суток (20.07-26.08.2022 г) в наблюдательных скважинах №№3н и 4н расположенных на расстоянии 17.5 и 23.66 м соответственно величина понижения составила 0.86 м и 0.51 м соответственно. При этом в

ходе откачки видны колебания уровня подземных вод, связанные вероятнее всего с питанием аллювиальных отложений за счет инфильтрации атмосферных осадков. После остановки откачки уровень подземных вод в наблюдательных скважинах восстановился до первоначального уровня к 16.09.2022 г (в течении 15 суток).



Рисунок 5. Расположение скважин и гидрологических пунктов режимной сети на площади Алексеевского МПВ. Источник: разработано автором на основе результатов работ

При повторном запуске из скважины №21011 опытно-промышленной откачки продолжительностью 82 суток (01.10-22.12.2022 г) в наблюдательных скважинах №№3н и 4н величина понижения составила 1.9 м и 1.48 м соответственно. Здесь наблюдается установившийся темп снижения уровня без значительных колебаний, что связано с отсутствием наличия инфильтрационного питания вследствие наступления холодов (рисунок 6).

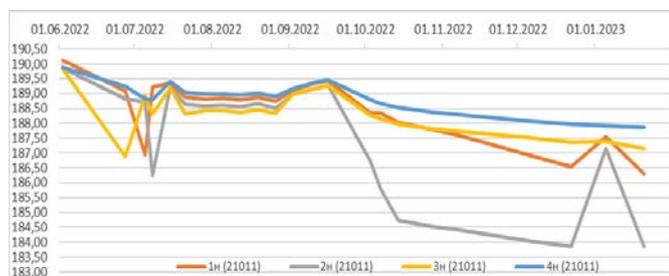


Рисунок 6. График изменения уровня подземных вод в наблюдательных ярусных скважинах №№1-4 возле эксплуатационной скважины №21011. Источник: разработано автором на основе результатов работ

Скважина 21012 расположена на расстоянии 18 м от русла реки Чаглинка. В процессе проведения из скважины №21012 опытно-промышленной откачки продолжительностью 37 (20.07-26.08.2022 г) в наблюдательных скважинах №№3н и 4н расположенных на расстоянии 10.95 м и 15.66 м величина понижения составила 0.14 м и 0.17 м соответственно (рисунок 7). После остановки откачки уровень подземных вод в наблюдательных скважинах восстановился до первоначального уровня к 02.09.2022 г (в течении 6 суток).

При повторном запуске из скважины №21012 опытно-промышленной откачки продолжительностью 82 суток (01.10-22.12.2022 г) в наблюдательных скважинах №№3н и 4н величина понижения составила 0.74 м и

0.79 м соответственно. При этом отмечается значительный скачок темпа снижения уровня с декабря, что связано с отсутствием питания подземных вод за счет поверхностного стока реки Чаглинка вследствие ее промерзания.

Также следует отметить стабилизацию уровня подземных вод в аллювиальных отложениях в процессе опытно-промышленной откачки в период с 20.07-26.08.2022 г, а в некоторые дни повышение уровня подземных вод за счет инфильтрации атмосферных осадков.

В период отсутствия естественных ресурсов (инфильтрация атмосферных осадков, поверхностных стоков р. Чаглинка) обеспечение эксплуатационного дебита скважин осуществляется за счет сработки естественных запасов водоносного комплекса. При зафиксированном в ходе опытно-промышленной откачки темпе снижения понижение на конечный срок межлетнего периода (30 апреля 2023 года), что составляет 211 суток с даты начала откачки (01 октября 2022 года), величина прогнозного понижения в аллювиальных отложениях в наблюдательной скважине 4н пробуренной возле эксплуатационной скважины №21011 (самая отдаленная от р. Чаглинка эксплуатационная скважина, L = 300 м) составит для скважины 4н = 1.87 м. А при 4х годичном (1460 суток) маловодном периоде (по аналогии с месторождением Чаглинское-II) величина прогнозного понижения в аллювиальных отложениях составит 2.7 м (рисунок 8), что составляет 50% от средней обводненной мощности аллювиальных отложений равной 5.46 м в пределах месторождения.

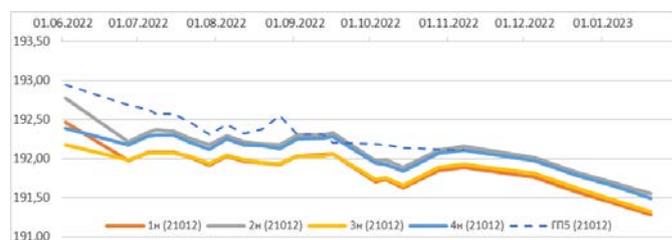


Рисунок 7. График изменения уровня подземных вод в наблюдательных ярусных скважинах №№1-4 возле эксплуатационной скважины №21012. Источник: разработано автором на основе результатов работ

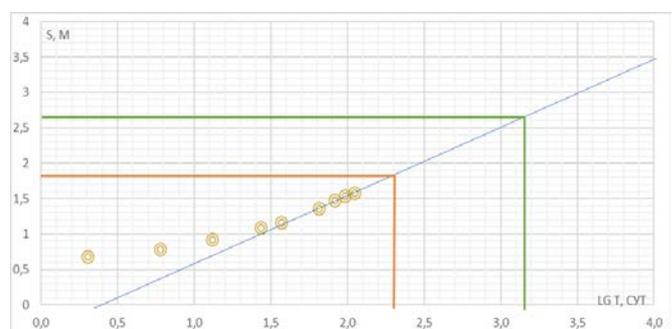


Рисунок 8. График временного прослеживания S – lgt понижения уровня в наблюдательной скважине №4н (21011). Источник: разработано автором на основе результатов работ

В процессе опытно-промышленной откачки в ближайших к месторождению наблюдательных скважинах №№21015 и 21016 расположенных выше по течению от крайней эксплуатационной скважины №21013 на рассто-

янии 2370 м и 1000 м соответственно влияние на естественный режим подземных вод за период откачки не обнаружено. Аналогичная ситуация по наблюдательной скважине №21020 расположенной ниже по течению на расстоянии 1400 м от эксплуатационной скважины №21011. Здесь динамика изменения уровня подземных вод полностью идентична динамике в наблюдательных скважинах №№21017, 21018, 21021 расположенных в 3-6 км от месторождения и подвержена лишь естественным факторам. Падение уровня в скважине №21016 в период с сентября по октябрь месяц вызвано проведением в данной скважине длительной опытно-одиночной откачки.

Река Чаглинка. Изменение уровня поверхностных вод р.Чаглинка наблюдения за которым велись по 6 гидропостам (3 поста выше по течению от месторождения, 2 поста на участках эксплуатационных скважин, 1 пост ниже по течению от месторождения) также идентичны (рисунок 9). Снижение уровня поверхностных вод вследствие откачки с площади Алексеевского месторождения не наблюдалось. Режим поверхностных вод в пределах площади месторождения сопоставим с режимом за его пределами (рисунок 10).



Рисунок 9. График изменения уровня подземных вод в наблюдательных скважинах за пределами Алексеевского месторождения. Источник: разработано автором на основе результатов работ

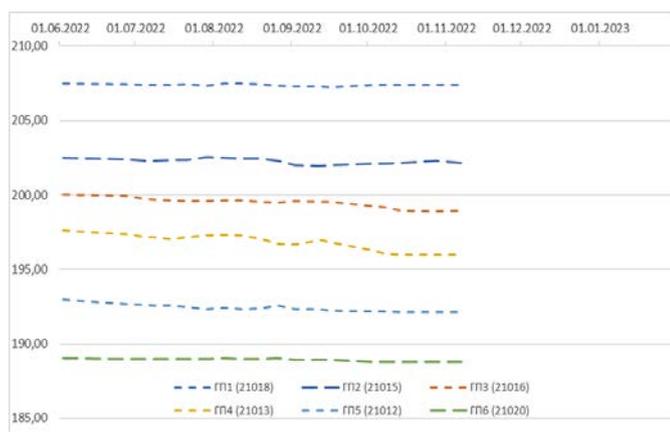


Рисунок 10. График изменения уровня поверхностных вод реки Чаглинка на временных гидрологических постах (ГП1 – ГП6). Источник: разработано автором на основе результатов работ

Таким образом исходя из анализа опыта 119-суточной групповой откачки с площади Алексеевского месторождения согласно утвержденной расчетной схеме водозабора (линейный ряд из 4-х эксплуатационных скважин) можно сделать следующие выводы:

1. При эксплуатации водозаборов с утвержденной величиной расхода за весь период эксплуатации фактиче-

ская величина понижения не достигла допустимую, что в той или иной степени подтверждаем принятые параметры водоносного горизонта и расчетную схему;

2. Величина понижения уровня подземных вод в аллювиальных отложениях в значительной степени зависит от наличия поверхностного стока р.Чаглинка и атмосферных осадков. При этом в период отсутствия стока в реке и атмосферных осадков темпы снижения емкостных запасов аллювиальных отложениях значительно возрастают.

3. Эксплуатация Алексеевского месторождения не оказывает существенного влияния на режим поверхностного стока р.Чаглинка, что подтверждено данными режимных наблюдений.

Эти результаты предоставляют ценные научные и практические выводы, которые могут быть использованы как научным сообществом, так и органами управления для разработки более эффективных стратегий управления подземными водами в условиях Северного Казахстана.

4. Выводы

На основе проведенного исследования влияния гидрологических условий на формирование эксплуатационных запасов подземных вод на примере Алексеевского месторождения в Северном Казахстане, можно сделать следующие ключевые выводы:

1. Пространственные и климатические особенности: гидрологические условия в регионе оказывают значительное влияние на пространственное распределение и динамику подземных вод. Климатические факторы, такие как осадки и температура, играют ключевую роль в формировании эксплуатационных запасов.

2. Геологическая структура и гидрогеологические процессы: геологическая структура Алексеевского месторождения оказывает существенное влияние на формирование и распределение подземных вод. Водоносные горизонты, их проницаемость и характеристики являются ключевыми факторами в определении запасов водных ресурсов.

3. Воздействие антропогенных факторов: антропогенное воздействие, связанное с изменениями в использовании земли и другими человеческими деятельностью, может оказывать отрицательное воздействие на подземные воды. Эффективное управление антропогенными угрозами требует комплексного подхода и мер по снижению воздействия.

4. Математическое моделирование как инструмент прогнозирования: математическое моделирование гидрологических процессов предоставляет ценный инструмент для прогнозирования изменений в подземных водах под воздействием различных факторов. Эти модели могут быть использованы для разработки сценариев и стратегий управления водными ресурсами.

5. Рекомендации для устойчивого управления водными ресурсами: на основе результатов исследования разработаны конкретные рекомендации по устойчивому управлению подземными водами в регионе. Включение водосберегающих технологий, мер по контролю антропогенного воздействия и адаптации к изменениям климата являются важными компонентами этих рекомендаций.

Исследование позволяет заключить, что эффективное управление подземными водами в Северном Казахстане требует не только понимания гидрологических процессов, но и системного подхода к учету геологических, климатических и антропогенных факторов. Результаты исследования могут быть использованы для разработки стратегий устойчивого использования водных ресурсов в данном регионе, способствуя не только сохранению запасов подземных вод, но и обеспечению устойчивости водоснабжения в условиях переменчивых гидрологических условий и воздействия человеческой деятельности.

Литература / References

- [1] Babushkin, V.D. (1969). Poiski, razvedka, oценка zapasov i jekspluatacija linz presnyh vod. *Moskva: VSEGINGEO*
- [2] Bindeman, N.N. (1969). Poiski i razvedka podzemnyh vod dlja krupnogo vodosnabzhenija. *Moskva: VSEGINGEO*
- [3] Bindeman, N.N., Jazvin, L.S. (1970). Oценка jekspluatacionnyh zapasov podzemnyh vod. *Moskva: VSEGINGEO*
- [4] Borevskij, B.V., Hordikajnen, N.A. & Jazvin, L.S. (1976). Razvedka i oценка jekspluatacionnyh zapasov mestorozhdenij podzemnyh vod v treshhinno-karstovyh plastah. *Moskva: VSEGINGEO*
- [5] Borevskij, B.V., Samsonov, B.G. & Jazvin, L.S. (1979). Metodika opredelenija parametrov vodonosnyh gorizontov po dannym otkachek. *Moskva: Nedra*
- [6] Gol'dberg, V.M. (1987). Vzaimosvjaz' zagraznenija podzemnyh vod i prirodnoj sredy. *Gidrometizdat, Leningrad*
- [7] Nikoladze, G.I. (1984). Podgotovka vody dlja pit'evogo i promyshlennogo vodosnabzhenija. *Moskva*
- [8] Novikov, V.P. (1989). Zakonomernosti formirovanija jekspluatacionnyh zapasov podzemnyh vod v treshhinovatyh i zakarstovannyh porodah vostochnogo sklona Srednego Urala. Avtoreferat dissertacii, *Moskva: VSEGINGEO*
- [9] Plotnikov, N.I. (1985). Poiski i razvedka presnyh podzemnyh vod. *Moskva: Nedra*
- [10] Jazvin, L.S. (1979). Metodicheskoe rukovodstvo po razvedke i oценке jekspluatacionnyh zapasov podzemnyh vod dlja vodosnabzhenija. *Moskva: VSEGINGEO*

Гидрологиялық жағдайлардың Солтүстік Қазақстанның жер асты сулары кен орындарының эксплуатациялық қорларын қалыптастыруға әсері

Е.С. Ауелхан*, А.Х. Жусупов

Satbayev University, Алматы, Қазақстан

*Корреспонденция үшін автор: y.auyelkhan@satbayev.university

Андатпа. Жер асты сулары Солтүстік Қазақстан өңірлерінде сумен жабдықтаудың маңызды көзі болып табылады. Бұл аймақта жер асты суларының пайдалану қорларын қалыптастыру және басқару гидрологиялық жағдайлармен тығыз байланысты. Бұл мақалада климаттық факторлардың, гидрогеологиялық ерекшеліктер мен адам қызметінің Солтүстік Қазақстанда жер асты суларының пайдалану қорларын қалыптастыруға әсері талданады. Зерттеу іздестіру-бағалау жұмыстарының нәтижелерін және Қазақстан Республикасының Ақмола облысындағы Алексеев жерасты сулары кен орнын тәжірибелік пайдалану деректерін талдауға негізделген.

Негізгі сөздер: гидрогеология, жер асты сулары, эксплуатациялық қорлар, Қазақстан, жер асты суларының ресурстары, су алу ұңғымалары.

Влияние гидрологических условий на формирование эксплуатационных запасов месторождений подземных вод Северного Казахстана

Е.С. Ауелхан*, А.Х. Жусупов

Satbayev University, Алматы, Казахстан

*Автор для корреспонденции: y.auyelkhan@satbayev.university

Аннотация. Подземные воды являются важным источником водоснабжения в регионах Северного Казахстана. Формирование и управление эксплуатационными запасами подземных вод в данном регионе тесно связаны с гидрологическими условиями. В данной статье анализируется влияние климатических факторов, гидрогеологических особенностей и человеческой деятельности на формирование эксплуатационных запасов подземных вод в Северном Казахстане. Исследование основано на анализе результатов поисково-оценочных работ и данных опытной эксплуатации Алексеевского месторождения подземных вод в Акмолинской области Республики Казахстан.

Ключевые слова: гидрогеология, подземные воды, эксплуатационные запасы, Казахстан, ресурсы подземных вод, водозаборные скважины.

Received: 10 August 2023

Accepted: 16 October 2023

Available online: 31 October 2023

CONTENTS

| | |
|--|----|
| <i>Kelamanov B.S., Yessengaliyev D.A., Sariyev O.R., Akuov A.M.</i> STUDY OF THE POSSIBILITIES OF OBTAINING A COMPLEX ALLOY USING HIGH-ASH COALS BY THERMODYNAMIC MODELING USING A COMPUTER PROGRAM..... | 5 |
| <i>Nurpeisova A.M., Shevko V.M., Aitkulov D.K., Joldasov A.A.</i> COMPUTER THERMODYNAMIC MODELING OF OBTAINING FERROALLOYS FROM A MIXTURE OF LEACHING TAILINGS OF OXIDIZED COPPER ORES..... | 11 |
| <i>Gladyshev S.V., Kenzhaliyev B.K., Imangaliyeva L.M., Kasymzhanova A.K., Manapova A.I.</i> PRODUCTION OF GALLIUM BY ELECTROLYSIS WITH THE APPLICATION OF NON- STATIONARY CURRENTS | 18 |
| <i>Bagova Z.I., Turebekova G.Z., Javier Rodrigo-Ilarri, Kolesnikov A.S., Kozykeyeva R.A.</i> INVESTIGATION OF PLUMBUM-CONTAINING SLAGS AND WAYS FOR THEIR RECLAIMING..... | 25 |
| <i>Koishina G.M., Tazhiev E.B., Argyn A.A., Kaplan A.V.</i> SELECTION OF TECHNOLOGICAL EQUIPMENT FOR COMPLEX PROCESSING OF DROSS..... | 31 |
| <i>Bekbotayeva A.A., Dyussetay S.B.</i> FEATURES OF THE GEOLOGICAL STRUCTURE OF THE KOGODAI VMS DEPOSIT IN THE KURCHUM BLOCK..... | 39 |
| <i>AuelkhanYe., Zhusupov A.Kh.</i> THE INFLUENCE OF HYDROLOGICAL CONDITIONS ON THE FORMATION OF EXPLOITABLE RESERVES OF UNDERGROUND WATER DEPOSITS IN NORTHERN KAZAKHSTAN..... | 45 |

МАЗМҰНЫ

| | |
|---|----|
| <i>Келаманов Б.С., Есенгалиев Д.А., Сариев О.Р., Акуов А.М.</i> КОМПЬЮТЕРЛІК БАҒДАРЛАМА КӨМЕГІМЕН ТЕРМОДИНАМИКАЛЫҚ МОДЕЛЬДЕУ ӘДІСІ АРҚЫЛЫ ЖОҒАРЫ КҮЛДІ КӨМІРЛЕРДІ ҚОЛДАНЫП КЕШЕНДІ ҚОРЫТПА АЛУ МҮМКІНДІКТЕРІН ЗЕРТТЕУ..... | 5 |
| <i>Нурпеисова А.М., Шевко В.М., Айтқулов Д.К., Жолдасов А.А.</i> ТОТЫҚҚАН МЫС КЕНДЕРІН ШАЙМАЛАУДЫҢ КЕК ҚОСПАСЫНАН ФЕРРОҚОРЫТПАЛАРДЫ КОМПЬЮТЕРЛІК ТЕРМОДИНАМИКАЛЫҚ МОДЕЛЬДЕУ ЖӘНЕ ЭКСПЕРИМЕНТТІК ӨНДІРУ..... | 11 |
| <i>Гладышев С.В., Кенжалиев Б.К., Имангалиева Л.М., Касымжанова А.К., Манапова А.И.</i> СТАЦИОНАРЛЫҚ ЕМЕС ТОҚТАРДЫ ҚОЛДАНУ АРҚЫЛЫ ГАЛЛИЙ ЭЛЕКТРОЛИЗІН АЛУ..... | 18 |
| <i>Багова З.И., Туребекова Г.З., Javier Rodrigo-Ilarri, Колесников А.С., Козыкеева Р.А.</i> ҚҰРАМЫНДА ҚОРҒАСЫН БАР ҚОЖДАРДЫ ЗЕРТТЕУ ЖӘНЕ ОЛАРДЫ КӘДЕГЕ ЖАРАТУДЫҢ КЕЛЕШЕГІ..... | 25 |
| <i>Қойшина Г.М., Тажиев Е.Б., Арғын А.А., Каплан А.В.</i> КҮЙІНДІНІ КЕШЕНДІ ҚАЙТА ӨНДЕУ ҮШІН ТЕХНОЛОГИЯЛЫҚ ЖАБДЫҚТАРДЫ ТАҢДАУ..... | 31 |
| <i>Бекботаева А.А., Дюсетай С.Б.</i> КҮРШІМ БЛОГЫНДАҒЫ КОГОДАЙ МЫС-КОЛЧЕДАНДЫ КЕНОРНЫНЫҢ ГЕОЛОГИЯЛЫҚ ҚҰРЫЛЫМЫНЫҢ ЕРЕКШЕЛІКТЕРІ..... | 39 |
| <i>Ауелхан Е.С., Жусупов А.Х.</i> ГИДРОЛОГИЯЛЫҚ ЖАҒДАЙЛАРДЫҢ СОЛТҮСТІК ҚАЗАҚСТАННЫҢ ЖЕР АСТЫ СУЛАРЫ КЕН ОРЫНДАРЫНЫҢ ЭКСПЛУАТАЦИЯЛЫҚ ҚОРЛАРЫН ҚАЛЫПТАСТЫРУҒА ӘСЕРІ..... | 45 |

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|---|----|
| <i>Келаманов Б.С., Есенгалиев Д.А., Сариев О.Р., Акуов А.М.</i> ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПОЛУЧЕНИЯ КОМПЛЕКСНОГО СПЛАВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЫСОКОЗОЛЬНЫХ УГЛЕЙ МЕТОДОМ ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ С ПОМОЩЬЮ КОМПЬЮТЕРНОЙ ПРОГРАММЫ..... | 5 |
| <i>Нурпеисова А.М., Шевко В.М., Айткулов Д.К., Жолдасов А.А.</i> КОМПЬЮТЕРНОЕ ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ПОЛУЧЕНИЕ ФЕРРОСПЛАВОВ ИЗ СМЕСИ КЕКОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОКИСЛЕННЫХ МЕДНЫХ РУД..... | 11 |
| <i>Гладышев С.В., Кенжалиев Б.К., Имангалиева Л.М., Касымжанова А.К., Манапова А.И.</i> ПОЛУЧЕНИЕ ГАЛЛИЯ ЭЛЕКТРОЛИЗОМ С НАЛОЖЕНИЕМ НЕСТАЦИОНАРНЫХ ТОКОВ..... | 18 |
| <i>Багова З.И., Туребекова Г.З., Javier Rodrigo-Parri, Колесников А.С., Козыкеева Р.А.</i> ИССЛЕДОВАНИЯ СВИНЕЦСОДЕРЖАЩИХ ШЛАКОВ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИХ УТИЛИЗАЦИИ | 25 |
| <i>Койшина Г.М., Тажиев Е.Б., Аргын А.А., Каплан А.В.</i> ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ИЗГАРИ..... | 31 |
| <i>Бекботаева А.А., Дюсетай С.Б.</i> ОСОБЕННОСТИ ГЕОЛОГИЧЕСКОГО СТРОЕНИЯ МЕДНО-КОЛЧЕДАННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОГОДАЙ В КУРЧУМСКОМ БЛОКЕ..... | 39 |
| <i>Ауелхан Е.С., Жусупов А.Х.</i> ВЛИЯНИЕ ГИДРОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ НА ФОРМИРОВАНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИХ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫХ ВОД СЕВЕРНОГО КАЗАХСТАНА..... | 45 |

Учредитель: Satbayev University

Регистрация:

Министерство информации и общественного развития Республики Казахстан
№ KZ19VPY00056529 от 30.09.2022

Официальный сайт: <https://vestnik.satbayev.university/index.php/journal/>

Основан в августе 1994 г. Выходит 6 раз в год

Адрес редакции:

г. Алматы, ул. Сатпаева,
22 тел.: 292-63-46