

ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ КОНДИЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ ТРУДНООБОГАТИМЫХ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД

*Брагин В.И.^{1,2}, Усманова Н.Ф.^{2,1}, Бурдакова Е.А.^{1,2}, Бакшеева И.И.¹, Гольсман Д.А.¹,
Плотникова А.А.¹, Кинякин А.И.¹, Князев В.Н.¹*

¹ Сибирский Федеральный Университет (СФУ), г. Красноярск, Россия

² Институт химии и химической технологии Сибирского отделения
Российской академии наук – обособленное подразделение ФИЦ КНЦ СО РАН
(ИХХТ СО РАН), г. Красноярск, Россия

Большая часть вовлекаемых в разработку в настоящее время сульфидных свинцово-цинковых руд характеризуются как труднообогатимые. Технологическая упорность руд, в первую очередь, определяется тонкой, ультрадисперсной вкрапленностью и тесным взаимным прорастанием минералов свинца и цинка между собой и с минералами пустой породы. Кроме того, в исходной руде наряду с сульфидными минералами Pb и Zn может присутствовать и часть окисленных минеральных форм ценных компонентов, что также накладывает определенные технологические сложности при обогащении такой свинцово-цинковой руды.

В рамках настоящих исследований проведено изучение вещественного состава и технологических свойств вовлекаемых в разработку новых рудных тел свинцово-цинковых руд Горевского месторождения на 2-х пробах. Одна проба характеризует верхние горизонты рудного тела, вторая – более глубокие горизонты. В пробе верхних горизонтов исходное содержание Pb в пробе составило 6,42%, Zn – 5,48%; в пробе нижних горизонтов 3,64 и 3,02 % соответственно свинца и цинка.

По результатам электронно-микроскопических исследований, главными рудными минералами в исследуемых пробах являются галенит, сфалерит, пирит, второстепенные – пирротин, вюрцит, буланжерит, гидроокислы железа, блёклая руда, магнетит. Помимо сульфида свинца в рудах присутствуют сульфат и карбонат Pb – англезит и церуссит.

Характерной особенностью галенита в исследуемых пробах руды является наличие большого количества тонких свободных идиоморфных зерен менее 10 мкм, развит ультрадисперсный галенит. Помимо этого, галенит образует сростки со сфалеритом, пиритом, сидеритом и кварцем. Также следует отметить развитие колломорфных структур – тонких сростаний галенита и сфалерита. Цинк представлен, в основном, сфалеритом, реже вюрцитом. Сфалерит образует сростки с галенитом, сидеритом, крупность сульфида цинка в сростках колеблется от 0,02 до 0,15 мм.

Пирит в пробах представлен, в основном, в сростании с галенитом и сфалеритом, реже в виде отдельных зёрен, размер которых не превышает 0,1, реже 0,2 мм. Следует отметить высокую окисленность пирита в пробах и нередкое наличие микрокаверн в нём.

Из породобразующих преобладают сидерит и кварц, реже хлорит, биотит, калиевый полевой шпат, серицит. По результатам электронно-микроскопических исследований в пробах присутствуют гипс в натечных формах-новообразованиях на сидерите, размеры которых не превышают 5 мкм.

В результате изучения технологических свойств исходных проб руды определены: плотность, индекс измельчаемости Бонда, кинетика измельчения, кинетика флотации; флотационные свойства проб руды.

Индекс измельчаемости Бонда для пробы руды верхних горизонтов ниже, нижних горизонтов – выше 12,64 и 16,33 квт*ч/т соответственно.

При изучении флотационных свойств первоначально ориентировались на технологическую схему переработки и реагентный режим Горевской фабрики, по которой предусмотрено: крупность питания в межцикловой флотации 65-67 % класса минус 0,071 мм; доизмельчение хвостов межцикловой флотации до 85% класса минус 0,071 мм; свинцовый цикл флотации, состоящий из основной, контрольной свинцовой флотации и трех перечисток свинцового концентрата; цинковый цикл – основная, контрольная флотация и три перечистые операции цинкового концентрата. В первую стадию измельчения подавали: известь до pH 9-9,5; Na_2S - 70 г/т; ZnSO_4 - 400г/т. Межцикловая флотация осуществлялась при pH 9-9,5, расход бутилового ксантогената калия составил 35 г/т, пенообразователя Т-92 70 г/т. Во вторую стадию измельчения добавляли известь до pH 9-9,5; Na_2S – 30 г/т; ZnSO_4 – 200г/т. В основную свинцовую флотацию подавали бутиловый

ксантогенат калия с расходом 17 г/т; пенообразователь Т-92 - 15 г/т. В первую свинцовую перечистку добавляли ZnSO_4 - 60 г/т, во вторую – 20 г/т. В контрольную свинцовую флотацию подавали: ZnSO_4 – 100 г/т, бутиловый ксантогената калия – 10г/т; пенообразователь Т-92 – 6г/т. Основная цинковая флотация осуществлялась: при pH 12, расходе CuSO_4 - 1000 г/т; бутилового ксантогената калия – 35 г/т; Т-92 – 15 г/т. Для поддержания pH 12 в первую и вторую цинковые перечистки дополнительно добавляли известь. В контрольную цинковую флотацию расход собирателя бутилового ксантогената калия составил 10 г/т, пенообразователя – 5 г/т.

В тестах по фабричной схеме не удалось достичь приемлемых технологических показателей, содержание Pb в свинцовом концентрате не превышает 8,5 %, Zn в цинковом – 19,3%.

Для повышения качества свинцового концентрата варьировали расходы Na_2S (до 210 г/т); Na_2CO_3 (до 400 г/т), $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ (до 500 г/т), FeSO_4 (до 400 г/т) в первую стадию измельчения. Комбинации расходов этих реагентов в первой стадии измельчения, не повлияло ни на качество, ни на извлечение Pb по операциям свинцовой флотации. Содержание Pb в концентратах по операциям межцикловой, основной свинцовой и контрольной свинцовой не превышает 9 %.

Для повышения качества цинкового концентрата проведены тесты с добавлением Na_2S к фабричному реагентному режиму с расходом 250 г/т; проведение аэрации в течении 30-ти минут перед основной цинковой флотацией. Содержание Zn в цинковом концентрате на пробе верхних горизонтов с добавлением сернистого натрия составило 4,98

%, с аэрацией - 5,74%. На пробе нижних горизонтов при добавлении сернистого натрия содержание Zn в цинковом концентрате составило 20,96%, с аэрацией – 25,13%.

Выполнены тесты с последовательным выделением сульфидных и окисленных форм свинца, при крупности в питании флотации 85% класса минус 0,071 мм. Основной объем Pb извлекается с сульфидной составляющей – 84,89% с окисленной – 11,07% на пробе верхних горизонтов. На пробе нижних горизонтов с сульфидами извлекается 75,72 % Pb, с окисленными минералами – 21,48%.

Таким образом, предварительные результаты исследований свидетельствуют о высокой технологической упорности исследуемых проб руды, проведенными мероприятиями не удалось достичь приемлемых технологических показателей в концентраты.

Работа выполнена в рамках гранта ККФН «Разработка и обоснование технологических решений для переработки труднообогатимых свинцово-цинковых руд Красноярского края»

POSSIBILITIES FOR PRODUCING CONDITIONAL CONCENTRATES FROM DIFFICULTLY PROCESSED LEAD-ZINC ORES

Bragin V.I.^{1,2}, Usmanova N.F.^{2,1}, Burdakova E.A.^{1,2}, Baksheeva I.I.¹, Golsman D.A.¹, Plotnikova A.A.¹, Kinyakin A.I.¹, Knyazev V.N.¹

¹Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation

²Institute of Chemistry and Chemical Technology, Krasnoyarsk Science Center of the SB RAS, Krasnoyarsk, Russian Federation

Most of the sulfide lead-zinc ores involved in the development at the present time are characterized as refractory. Technological resistance of ores, first of all, is determined by fine, ultradispersed dissemination and close intergrowth of lead and zinc minerals with each other and with gangue minerals. In addition, in addition to the sulfide minerals Pb and Zn, the original ore may contain some oxidized mineral forms of valuable components, which also imposes certain technological difficulties in the enrichment of such lead-zinc ore.

Within the framework of these studies, the study of the material composition and technological properties of new ore bodies of lead-zinc ores of the Gorevsky deposit involved in the development was carried out on 2 samples. One sample characterizes the upper horizons of the ore body, the second - deeper horizons. In the sample of the upper horizons, the initial content of Pb in the sample was 6.42%, Zn - 5.48%; in the sample of the lower horizons, 3.64 and 3.02%, respectively, of lead and zinc.

According to the results of electron microscopic studies, the main ore minerals in the studied samples are galena, sphalerite, pyrite, secondary - pyrrhotite, wurtzite, boulangerite, iron hydroxides, fahlore, magnetite. In addition to lead sulfide, the ores contain Pb sulfate and carbonate—anglesite and cerussite. A characteristic feature of galena in the studied ore samples is the presence of a large number of thin free euhedral grains less than 10

µm, and ultrafine galena is developed. In addition, galena forms intergrowths with sphalerite, pyrite, siderite, and quartz. The development of colomorphic structures, thin intergrowths of galena and sphalerite, should also be noted. Zinc is represented mainly by sphalerite, less often by wurtzite. Sphalerite forms intergrowths with galena and siderite; the size of zinc sulfide in intergrowths ranges from 0.02 to 0.15 mm.

Pyrite in samples is presented mainly in intergrowth with galena and sphalerite, less often in the form of individual grains, the size of which does not exceed 0.1, less often 0.2 mm. It should be noted the high oxidation of pyrite in the samples and the frequent presence of microcaverns in it. Of the rock-forming rocks, siderite and quartz predominate, less often chlorite, biotite, potassium feldspar, and sericite. According to the results of electron microscopic studies, gypsum is present in the samples in sinter forms—new formations on siderite, the dimensions of which do not exceed 5 microns. As a result of studying the technological properties of the initial ore samples, the following were determined: density, Bond grindability index, grinding kinetics, flotation kinetics; flotation properties of ore samples. The Bond grindability index for the ore sample of the upper horizons is lower, the lower horizons - above 12.64 and 16.33 kWh/t, respectively.

When studying the flotation properties, we initially focused on the technological scheme of processing and the reagent regime

of the Gorevskaya factory, which provides for: feed size in intercycle flotation 65-67% of the class minus 0.071 mm; regrinding of intercycle flotation tailings up to 85% class minus 0.071 mm; lead flotation cycle, consisting of the main, control lead flotation and three recleanings of lead concentrate; zinc cycle - basic, control flotation and three cleaning operations of zinc concentrate. In the first stage of grinding filed: lime to pH 9-9.5; Na_2S - 70 g/t; ZnSO_4 - 400g/t. Intercycle flotation was carried out at pH 9-9.5, the consumption of potassium butyl xanthate was 35 g/t, foaming agent T-92 70 g/t. Lime was added to the second stage of grinding to pH 9-9.5; Na_2S - 30 g/t; ZnSO_4 - 200g/t. Potassium butyl xanthate was supplied to the main lead flotation at a rate of 17 g/t; foaming agent T-92 - 15 g/t. ZnSO_4 - 60 g/t was added to the first lead cleaning, 20 g/t to the second. The control lead flotation was supplied with: ZnSO_4 - 100 g/t, potassium butyl xanthate - 10 g/t; foaming agent T-92 - 6 g/t. The main zinc flotation was carried out: at pH 12, CuSO_4 consumption - 1000 g/t; potassium butyl xanthate - 35 g/t; T-92 -15 g/t. To maintain pH 12, additional lime was added to the first and second zinc cleanings. In the control zinc flotation, the consumption of the butyl potassium xanthate collector was 10 g/t, the foaming agent was 5 g/t.

In tests according to the factory scheme, it was not possible to achieve acceptable technological indicators, the content of Pb in lead concentrate does not exceed 8.5%, Zn in zinc - 19.3%. To improve the quality of the lead concentrate, the consumption of Na_2S was varied (up to 210 g/t); Na_2CO_3 (up to 400 g/t), $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ (up to 500 g/t), FeSO_4 (up to 400 g/t) in the first grinding stage. The combination of consumption of these reagents in the first grinding stage did not affect either the quality or the recovery of

Pb in lead flotation operations. The content of Pb in concentrates for the intercycle, main lead and control lead operations does not exceed 9%.

To improve the quality of zinc concentrate, tests were carried out with the addition of Na_2S to the factory reagent regime at a consumption of 250 g/t; carrying out aeration for 30 minutes before the main zinc flotation. The content of Zn in the zinc concentrate on the sample of the upper horizons with the addition of sodium sulfide was 4.98%, with aeration - 5.74%. On the sample of the lower horizons with the addition of sodium sulfide, the content of Zn in the zinc concentrate was 20.96%, with aeration - 25.13%. Tests were performed with successive isolation of sulfide and oxidized forms of lead, with a size in the flotation feed of 85% of the class minus 0.071 mm. The main volume of Pb is extracted with a sulfide component - 84.89%, with an oxidized component - 11.07% on a sample of the upper horizons. On a sample of the lower horizons with sulfides, 75.72% Pb is extracted, with oxidized minerals - 21.48%. Thus, the preliminary results of the research testify to the high technological resistance of the studied ore samples, the measures taken failed to achieve acceptable technological indicators in concentrates.

The work was carried out within the framework of the grant of the KRFS «Development and justification of technological solutions for the processing of refractory lead-zinc ores of the Krasnoyarsk Territory»