

Научно-исследовательский и проектный институт обогащения  
и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр»  
(ОАО «Уралмеханобр»)

# **СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В ОБЛАСТИ ТЕОРИИ И ПРАКТИКИ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ**

Международная  
научно-практическая конференция

*(Екатеринбург, 5–7 ноября 2014 года)*

Материалы

Том II

Екатеринбург  
Издательство УМЦ УПИ  
2014

УДК 622+553+669.1+554.6  
ББК 33:34.38:24.57  
С56

Общая редакция  
*Г. И. Газалеевой*, д-ра техн. наук, заместителя генерального  
директора ОАО «Уралмеханобр» по науке

Ответственный редактор  
*Г. Д. Новопашина*

Редакционная коллегия:  
В. В. Ашихин, Г. И. Газалеева, Е. Н. Селиванов, Ю. А. Дик,  
Г. А. Ворошилов, Г. П. Харитиди, Ю. П. Морозов,  
Е. В. Братыгин, С. Л. Орлов, П. Ю. Егоров

С56 **Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья** : материалы междунар. науч.-практ. конф. (г. Екатеринбург, 5–7 ноября 2014 г.) : в 2 тт. Т. 2 / под общ. ред. Г. И. Газалеевой; отв. ред. Г. Д. Новопашина ; ОАО «Уралмеханобр». – Екатеринбург : Издательство УМЦ УПИ, 2014. – 344 с.

ISBN 978-5-8295-0292-8

Двухтомное издание представляет собой сборник материалов международной НПК, прошедшей на базе научно-исследовательского и проектного института обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр» (ОАО «Уралмеханобр») в Екатеринбурге и посвященной 85-летию ОАО «Уралмеханобр», который образовался как первый центр по обогащению полезных ископаемых на Урале.

Книга, включившая материалы докладов 200 ученых, проектировщиков и производственников в области горного дела, обогащения полезных ископаемых и металлургии из России, Казахстана, Украины, Канады, Китая, Ирана и Алжира, посвящена широкому кругу вопросов, связанных с добычей полезных ископаемых, рудоподготовкой, обогащением руд металлов, комплексной переработкой техногенного сырья, новыми направлениями в металлургической переработке концентратов.

Материалы предназначены для специалистов в области добычи, обогащения и металлургии рудного и техногенного сырья, неметаллических полезных ископаемых.

**УДК 622+553+669.1+554.6**  
**ББК 33:34.38:24.57**

ISBN 978-5-8295-0292-8

© Авторы, 2014  
© ОАО «Уралмеханобр», 2014  
© ООО «Издательство УМЦ УПИ», 2014

# СОДЕРЖАНИЕ

## СЕКЦИЯ 1.

### НАУЧНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

- Ворошилов Г. А. Особенности современного проекта горного предприятия и роль ГИПа в процессе проектирования (ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, Voroshilov\_GA@umbr.ru)..... 7*
- Аленичев В.М.<sup>1</sup> Аленичев М.В.<sup>2</sup> Повышение эффективности учета потерь золота при открытой раздельной разработке россыпей (1– ИГД УрО РАН, alenichev@jgduran.ru; 2- Аленичев М.В. – УрГГУ, г. Екатеринбург, Россия, alenichev@mail.ru) ..... 18*
- Неугомонов С.С.<sup>1</sup>, Котик М.В.<sup>1</sup>, Пилюк Д.С.<sup>1</sup>, Попов П.Г.<sup>2</sup>, Абдрахманов И.Р.<sup>2</sup> Оценка влияния тектонического поля напряжений на параметры БВР в условиях Гайского подземного рудника (1 – ФБГОУ ВПО МГТУ им Г.И. Носова, г. Магнитогорск, prtpri@magtu.ru; 2 – ОАО «Гайский ГОК», г.Гай, Россия, oprgu@ggok.ru) ..... 25*
- Минин В.В., Пьянков Д.А. Результативность применения подземных установок главного проветривания (ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, Vadim\_ber@rambler.ru) ..... 30*
- Матвеев Д.С., Ворошилов Г.А. Разработка месторождения «Центральное» высокопроизводительным оборудованием циклично-поточного действия. (ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, umbr@umbr.ru)..... 40*
- Янтурина Ю.Д., Калмыков В.Н., Петрова О.В., Самойленко Д.П. Обоснование резервов повышения производственной мощности Джусинского подземного рудника (ФГБОУ ВПО МГТУ им. Г.И. Носова, г.Магнитогорск, Россия, yanturina@yad@mail.ru)..... 50*
- Волков П.В., Калмыков В.Н., Вьюгов А.А., Неугомонов С.С. Обоснование параметров анкерного крепления СЗА производства ООО «Уралэнергоресурс» в условиях Сафьяновского подземного рудника (1,2 – ФГБОУ ВПО МГТУ им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, wolf1709@rambler.ru; 2 – ОАО «Сафьяновская медь», г. Реже, 4 – ООО «УралЭнергоРесурс, г. Магнитогорск, Россия) ..... 54*
- Зотеев О.В., Бокий И.Б., Каратаева В.В., Черкашин С.Г. Гидрогеомеханические проблемы доработки запасов трубки «Мир» подземным способом («Якутнипроалмаз», г.Мирный, Россия, zoteev.o@mail.ru) ..... 61*
- Дик Ю.А.<sup>1</sup>, Котенков А.В.<sup>1</sup>, Танков М.С.<sup>1</sup>, Кульминский А.С.<sup>2</sup>, Арестов О.Ю.<sup>2</sup> Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства и «шахматным» порядком отработки камер (1- ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, umbr@umbr.ru, 2- ОАО «Якутнипроалмаз», г. Мирный, Россия, institute\_yna@alrosa.ru) ..... 76*
- Версиков О.С.<sup>1</sup>, Ефимов А.М.<sup>2</sup>, Вихренко И.В.<sup>2</sup> Методические основы оптимизации буровзрывных работ с учётом логистики производственных процессов*

получения щебня (1 – ФГБОУ ВПО «ЮРГПУ» (НПИ), г. Новочеркасск; 2- Северо-Кавказское Управление Ростехнадзора, г. Ростов-на-Дону, Россия).....	88
Захаров И.В., Ворошилов А.Г., Терехина Ю.В. <b>Использование бестранспортной технологии складирования хвостов РРС в выработанное пространство карьера месторождения «Восток-2» (ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, umbr@umbr.ru).....</b>	93
Мусихин С. В., Ворошилов Г. А. <b>Месторождение «Тебинбулак» – железорудная база Узбекистана (ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, Musihin_SV@umbr.ru).....</b>	100
Аксенов А. А., Ожиганов И. А. <b>Обеспечение ударобезопасности при разработке рудных месторождений (Уральский филиал ОАО «ВНИМИ», г Екатеринбург, Россия, gurvnnimi@yandex.ru).....</b>	108
Зотеев О.В. <sup>1</sup> , Ангелов В.А. <sup>2</sup> , Гоготин А.А. <sup>2</sup> , , Зубков Ар.А. <sup>2</sup> , Калмыков В.Н. <b>Использование свойств продуктов пастового сгущения при выборе технологий рекультивации отработанных карьеров(1 – ЗАО «Проекты и Технологии – Уральский Регион», г.Екатеринбург, zoteev.o@mail.ru;2 – Магнитогорск, Россия).....</b>	114
Котенков А.В. <sup>1</sup> , Дик Ю.А., Петров В.П. <sup>2</sup> , Башков В.И. <sup>2</sup> , Шишко С.В. <sup>2</sup> <b>Оптимальные параметры системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды в условиях Шерегешского рудника (1- ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, kotenkov_av@umbr.ru; 2- ОАО «Евразруда», г. Новокузнецк, Россия, fer@nkmk.ru).....</b>	122

## СЕКЦИЯ 2

### АКТУАЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ МОДЕРНИЗАЦИИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Бажева Т.А., Осипов А.Д. <b>Современная практика и перспективы металлургического направления в проектной деятельности института «Уралмеханобр» (ОАО «Уралмеханобр», г.Екатеринбург,Россия,bazheva_ta@umbr.ru).....</b>	133
Морозов М. Н., Тропников Д. Л., Бражников И. В., Метелёв А. А., Прокудина Е. В. <b>Реконструкция химико-металлургического производства ОАО «Святогор» (ОАО «Святогор», г.Красноуральск, Свердловская обл., Россия, svyatogor@svg.ru, mtn@svg.ru).....</b>	140
Харитиди Г.П., Осипов А.Д., Корюкин Е.Б., Позднякова Е., Шихова О.Н., Куликова Я.В., Дерябина И.С. <b>К вопросу доработки шлаков печей с погружной фурмой (ОАО «Уралмеханобр», г.Екатеринбург, Россия, haritidi@umbr.ru).....</b>	147
Ладейщиков А.В., Абдулазизов Б.В., Сладков М.М., Готенко С.Н., Борисов А.Л., <b>Техническое перевооружение и повышение надежности работы металлургического комплекса (ОАО «СУМЗ» Среднеуральский медеплавильный завод г.Ревда, Свердловская обл., Россия).....</b>	155
Удоева Л.Ю., Тюшняков С.Н., Баталов А.В., Чумарев В.М., Селиванов Е.Н. <b>Новые процессы в технологии переработки цинковых кеков. (ФГБУН Институт металлургии УрО РАН, г.Екатеринбург, Россия, rcmilab@mail.ru).....</b>	162
Скопин Д.Ю. <sup>1</sup> , Булатов У.В. <sup>1</sup> , Харитиди Г.П. <sup>3</sup> , Скопов Г.В. <sup>2</sup> , Якорнов С.А. <sup>2</sup> <b>Практика переработки полиметаллических концентратов в ОАО «ММСК»</b>	

- (г. Медногорск)** (1 – ООО «Медногорский медно-серный комбинат», г. Медногорск, Оренбургская обл, [tmmsk@bk.ru](mailto:tmmsk@bk.ru); 2 – ООО «УГМК-Холдинг», г. Верхняя Пышма, Свердловская обл, [s.yakovnov@ugmk.com](mailto:s.yakovnov@ugmk.com), [skorov@ugmk.com](mailto:skorov@ugmk.com); 3 – ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, [haritidi@umbr.ru](mailto:haritidi@umbr.ru)). ..... 170
- Гуляева Р.И.<sup>1</sup>, Селиванов Е.Н.<sup>1</sup>, Истомина С.А.<sup>1</sup>, Беляев В.В.<sup>2</sup>, Тюшиников С.Н.<sup>1</sup>
- Влияние свойств шлака на потери при автогенной плавке медно-цинковых концентратов** (1 – Институт металлургии УрО РАН, г. Екатеринбург, [rcmlab@mail.ru](mailto:rcmlab@mail.ru); 2 – ООО «УГМК-Холдинг», г. Верхняя Пышма, Россия, [v.belyaev@ugmk.com](mailto:v.belyaev@ugmk.com)) ..... 177
- Халимуллина Ю.Р.<sup>1</sup>, Зайков Ю.П.<sup>1,2</sup>, Архипов П.А.<sup>1</sup>, Перишин П.С.<sup>1</sup> **Модернизация металлургического производства свинца.** (1-ФГБУН Институт Высокотемпературной электрохимии УрО РАН, [arh@ihte.uran.ru](mailto:arh@ihte.uran.ru); 2- ФГАУ ВПО «УрФУ им. первого Президента России Б.Н.Ельцина», г.Екатеринбург, Россия)..... 185
- Егоров В.В.<sup>1</sup>, Мамяченков С.В.<sup>2</sup>, Анисимова О.С.<sup>3</sup> **Исследование гидроталлургического метода селективного выделения свинца, находящегося в сырье в виде галенита, из промпродуктов флотации медно-свинцово-цинковых руд** (1- ФГАУ ВПО УрФУ им. первого Президента России Б.Н. Ельцина, г.Екатеринбург, [egorov\\_87@mail.ru](mailto:egorov_87@mail.ru); 2-[svmatyachenkov@yandex.ru](mailto:svmatyachenkov@yandex.ru); 3-[osanis@mail.ru](mailto:osanis@mail.ru))..... 189
- Смирнов Л.А., Кобелев В.А., Ровнушкин В.А. **Современное состояние и перспективы переработки титаномагнетитового ванадийсодержащего сырья в России** (ОАО «Уральский институт металлов», г. Екатеринбург, Россия, [uim@ural.ru](mailto:uim@ural.ru)) ..... 195
- Дмитриева Е.Г., Братыгин Е.В., Пешкин Д.С. **Влияние состава и свойств шлаков на процесс твердофазного восстановления титаномагнетитового концентрата месторождения «Тебинбулакское»** (ОАО «Уралмеханобр», г.Екатеринбург, Россия, [dmitrieva\\_eg@umbr.ru](mailto:dmitrieva_eg@umbr.ru)) ..... 203
- Жучков В.И., Леонтьев Л.И., Селиванов Е.Н., Заякин О.В., Бабенко А.А. **Перспективы производства нержавеющей стали с использованием отечественных хромовых и никелевых ферросплавов** (ИМЕТ УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия, [zferro@mail.ru](mailto:zferro@mail.ru))..... 210
- Дмитриева Е.Г., Пешкин Д.С., Власов И.А., Халимова А.А. **Влияние внутреннего строения исходных железорудных окатышей на кинетику диффузионных процессов** (ОАО «Уралмеханобр», г.Екатеринбург, Россия, [Dmitrey04@mail.ru](mailto:Dmitrey04@mail.ru))..... 216
- Найманбаев М.А., Джурканов Ж.К., Абишева А.Е. **О выборе технологии переработки высокотитанистых титаномагнетитов** (АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения» г. Алматы, Республика Казахстан, [madali\\_2011@inbox.ru](mailto:madali_2011@inbox.ru).)..... 223
- Пешкин Д.С., Дмитриева Е.Г., Братыгин Е.В., Власов И.А. **Технологические особенности процессов окискования титаномагнетитового концентрата месторождения «Тебинбулакское»** (ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, [dmitrieva\\_eg@umbr.ru](mailto:dmitrieva_eg@umbr.ru))..... 229
- Лобанов В.Г., Мастюгин С.А., Королев А.А., Краюхин С.А., Воинков Р.С., Шунин В.А., Хафизов А.Т., Топоркова Ю.И. **Перспективные технологии переработки медеэлектролитного шлама** (1-ФГАУ ВПО «УрФУ им. первого Президента

- России Б.Н.Ельцин», г. Екатеринбург, lobanov-vl@yandex.ru; 2 – ОАО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия) ..... 237
- Лобанов В.Г., Набиуллин Ф.М., Начаров В.Б., Русских А.А., Филонов Н.А., Миков С.В., Тимофеев Е.И., Замотин П.А. **Совершенствование технологии переработки руды Березовского месторождения. (1- ФГАОУ ВПО «УрФУ им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, lobanov-vl@yandex.ru; 2 – ОАО «Березовский рудник», г. Берёзовский, Свердловской обл., Россия) ..... 242**
- Мансурова А.Н., Удоева Л.Ю., Чумарев В.М., Леонтьев Л.И. **Технологические возможности применения комбинированных пиро-гидрометаллургических способов для комплексной переработки тантал-ниобиевого сырья (ФГБУН ИМЕТ УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия, pctlab@mail.ru) ..... 247**
- Суздальцев А.В.<sup>1</sup>, Николаев А.Ю.<sup>1,2</sup>, Зайков Ю.П.<sup>1,2</sup> **Вольтамперометрические аспекты синтеза алюминия и его сплавов при электролизе расплавов KF-AlF<sub>3</sub> (1-ФГБУН Институт высокотемпературной электрохимии (ИВТЭ) УрО РАН, suzdaltsev\_av@mail.ru; 2-ФГАОУ ВПО «УрФУ им. первого Президента России Б.Н.Ельцина», г.Екатеринбург, Россия, zaikov@ihte.uran.ru) ..... 253**
- Исаков А.В., Аписаров А.П., Зайков Ю.П. **Получение кремния электролизом KF-KCl-K<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub> расплавов на подложках из серебра, вольфрама и углеродных материалов (ИВТЭ УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия, ihte\_uran@mail.ru) ..... 258**
- Катаев А.А.<sup>1</sup>, Ткачева О.Ю.<sup>1</sup>, Дедюхин А.Е.<sup>1</sup>, Руденко А.В.<sup>1,2</sup>, Зайков Ю.П.<sup>1,2</sup> **Температура ликвидуса борсодержащих электролитов для получения Al–В сплавов (1-ИВТЭ УрО РАН, aleksandr\_kataev@mail.ru ; 2 - УрФУ, г.Екатеринбург, Россия, lrizonl@gmail.com) ..... 263**

# **СЕКЦИЯ 1. НАУЧНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ**

---

---

УДК 519.256:622.2

## **ОСОБЕННОСТИ СОВРЕМЕННОГО ПРОЕКТА ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ И РОЛЬ ГИПА В ПРОЦЕССЕ ПРОЕКТИРОВАНИЯ**

**Г.А. Ворошилов**

*(ОАО «Уралмеханобр», Екатеринбург, umbr@umbr.ru)*

### **1. Особенности развития горного дела в условиях рыночной экономики, в гармонии с природой, охраной труда и здоровьем человека**

Горное дело – одно из древних занятий человечества, ему более 400 лет. В настоящее время, в условиях рыночной экономики горное дело имеет особенности своего развития.

Виктор Жанович Аренс – вице-президент Академии наук, профессор, доктор технических наук так говорил о противоречиях, возникающих в процессах производства (особенно в горном деле) между интересами – рыночной экономикой и экологией, а также о необходимом профессионализме инженера:

«Горное дело по своему существу относится к категории производств повышенной опасности. А рыночная экономика с ее безудержной и безоглядной погоней за сверхприбылью не является благоприятной средой для функционирования и развития горного

дела в гармонии с природой, охраной труда и здоровья человека. Но так называемый «человеческий фактор» все чаще упоминается при расследовании причин крупных катастроф, аварий, гибели людей, массовых сбросов и выбросов вредных веществ в экосистемы. В связи с чем среди «человеческих факторов» горного инженера главным является качество его подготовки в ВУЗе к профессиональной деятельности. Еще в дореволюционной России, а затем в СССР профессия горного инженера была одной из самых престижных. Но престиж – это не абстрактный, как сейчас можно говорить, бренд, а признанные сообществом высокая квалификация, широкий кругозор, умение генерировать идеи и организовать их реализацию, настойчивость и целеустремленность, где бы не работал горняк – в науке, конструировании, проектировании, горной практике и какую бы должность он не занимал»

К сожалению уровень подготовки молодых специалистов в ВУЗах в настоящее время продолжает падать по ряду объективных причин, основными из которых являются коммерциализация обучения и отказ предприятий в приеме студентов для прохождения практики на рабочих местах. Также большой проблемой является отсутствие дешевых общежитий для проживания студентов на практике, а оплата проживания в гостиницах превышает возможный заработок студентов при прохождении практики на низкооплачиваемых рабочих местах.

Следует отметить что в ВУЗах готовят будущих инженеров-производственников, а особенностям профессии проектировщиков не обучают вовсе.

## **2. Проектное дело и его место в инновационной деятельности сообщества людей**

Среди существующих определений, что такое проектное дело, более точным является следующее:

«Проектное дело – высокоинтеллектуальный, очень сложный вид деятельности, требующий максимально бережного подхода к себе».

В обществе сложилось пренебрежительное отношение к проектному делу как со стороны науки, так и со стороны производства. Зачастую ученые считают проектировщиков лишь проводниками их идей в производство, а производственники обвиняют проектировщиков в дилетантстве и плохом знании производства. Проектное дело, как иллюстрировано на рисунке 1 находится между «молотом науки и наковальной производства».



Рис. 1

Недооценка проектного дела как самостоятельного вида деятельности и отсутствие специального обучения профессии «проектировщик» привели к тому, что проектированием в настоящее время стали заниматься все. Организовались проектные коллективы и подразделения, так называемые «проектные центры», при ВУЗах, Научно-исследовательских институтах, производственных предприятиях. Как грибы выросли проектные организации и конторы, конструкторские бюро и проектные группы при технических отделах промышленных предприятий.

Выполняются «псевдо проекты» состоящие из комплекта чертежей и маломальской пояснительной запиской, но дешевые для заказчиков и потому востребованные. В роли заказчиков часто выступают общества с ограниченной ответственностью, физические лица: бизнесмены и предприниматели, которые в погоне за дешевыми ценами за разработку проектной документации, порой не знают и не понимают, что она должна содержать, кроме пояснительной записки и графических материалов, еще:

- ведомости материалов;
- спецификации оборудования и изделий заводского изготовления;
- сметную документацию;
- проект организации строительства (ПОС).

По старым СНиПам требовалось еще разрабатывать «Паспорт проекта», где приводились технико-экономические показатели

(ТЭП) проекта, обоснование технического уровня применяемой технологии и основного оборудования, сравнительный анализ расхода материалов с нормами расхода, сравнение ТЭП с показателями наилучших предприятий-аналогов отечественных и зарубежных.

По понятным причинам составление паспортов сейчас не требуется – все риски переложены на инвесторов.

Изменились цели и сама суть проекта:

– если раньше при плановой экономике требовалось запроектировать на месторождении горное предприятие заданной мощности и производительности по добыче руды с минимальными капитальными затратами и себестоимости продукции;

– сейчас при рыночной экономике необходимо запроектировать бизнес на разработке месторождения с максимальной прибылью.

### **3. Роль ГИПа в процессе проектирования и где обучают этой профессии**

Самой неоднозначной и противоречивой фигурой в процессе проектирования является главный инженер проекта – ГИП.

Во-первых, ГИП как двуликий Янус с одной стороны является представителем института у заказчика, с другой стороны – представителем заказчика в институте (рисунок 2).



*Рис. 2*

Поэтому от ГИПа требуются дипломатические способности для сохранения баланса интересов обеих сторон.

Во-вторых, ГИП в отличие от других должностных фигур в проектировании, должен быть не только техническим специалистом, но и менеджером, так как имеет дело с договорами, взаимоотношениями с заказчиками, подрядчиками, субподрядчиками, экспертными службами, вести учет расходования денежных средств на строительство и проектирование, разбираться в финансово-экономической деятельности и организации строительства предприятий.

В-третьих, ГИП осуществляет техническое руководство всеми специалистами по проектированию своего предприятия, не имея в своем подчинении, как правило, ни одного сотрудника. Он напоминает известную фигуру из мира шахмат под названием ферзь. В отличие от короля, имеющего целую свиту подчиненных, но являющегося довольно слабой фигурой сам по себе, ферзь не имеет подчиненных, но является самой сильной фигурой на шахматной доске (рисунок 3).



*Рис. 3*

В настоящее время профессии ГИПа не обучают, и нет специальных курсов по подготовке особенностям этой профессии, как это было в СССР. Прежде была организована и действовала система подготовки главных инженеров проектов на специализированных курсах повышения квалификации при Московском институте стали и сплавов (МИСИС). После утверждения Минчерметом вновь назначенных ГИПов им на курсах преподавались такие предметы как «Организация проектных работ», «Экономика горных предприятий», «Труд руководителя» и др. После защиты дипломной работы выдавалось свидетельство об окончании курсов повышения квалификации. Подобные курсы, но при Академии Народного Хозяйства проходили вновь назначенные директора и главные инженеры предприятий и проектных институтов.

Гарибалди говорил: «История – хороший учитель, но у нее плохие ученики».

Необходимо восстановить подготовку ГИПов, но уже на современном уровне требований к этой профессии с учетом ведения проектирования в условиях рыночной экономики. Сделать это надо самим по планам техучебы в ОАО «Уралмеханобр» и незамедлительно.

#### 4. Воспроизводство основных фондов: виды и способы строительства

Первое и главное, чему учили ГИПов на вышеуказанных курсах, отчего зависит наименование проектов, титул открываемой стройки и сама стоимость строительства – это виды воспроизводства основных фондов или упрощенно виды строительства [1]. Всего видов строительства пять: новое строительство (строительство), расширение, реконструкция, техническое перевооружение и капитальный ремонт (рисунок 4).

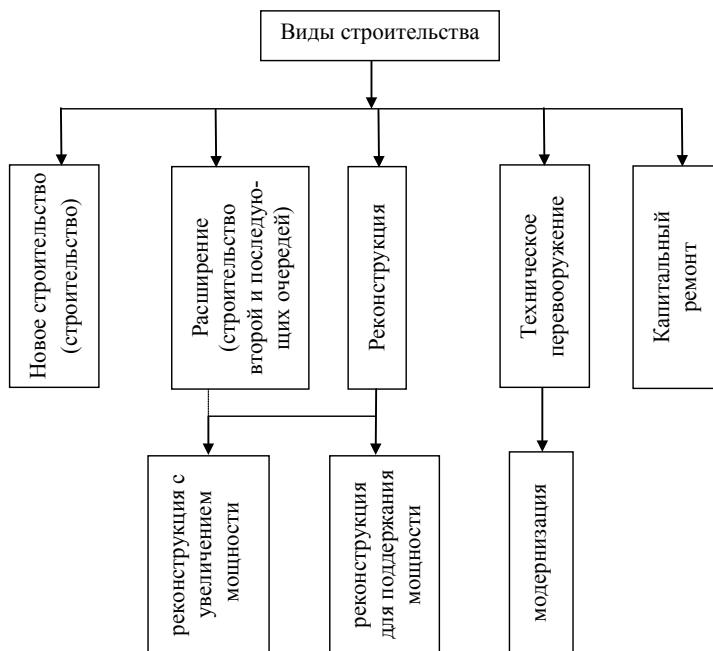


Рис. 4. Виды воспроизводства основных фондов

От вида строительства зависит сметная стоимость проектных работ, а также самого строительства: новое строительство и расширение с  $K = 1,0$ , реконструкция и техперевооружение  $K =$  до  $1,5$ . Вид строительства обязательно указывается при открытии титула стройки (это хорошо знают работники УКСов и ОКСов предприятий). Когда инвестиции в строительство были госбюджетные, обоснование вида строительства при проектировании носило обязательный характер.

Способы строительства: подрядный или хозспособ также влияют на разработку ПОСов и сметной документации в проектах.

При подрядном способе необходимо учитывать:

- передвижной характер работ;
- зимнее удорожание;
- премии за ввод объекта в эксплуатацию;
- номенклатуру строительных изделий и конструкций, изготавливаемых подрядчиком;
- применяемые машины и механизмы подрядчиком при производстве строительных работ;
- временные здания и сооружения, используемые подрядчиком и др.

При хозяйственном способе строительства могут быть свои специфические особенности, отраженные в исходных данных для проектирования.

## **5. Как сформулировать наименование проектной и рабочей документации и что необходимо учитывать в задании на проектирование**

В настоящее время при привлечении в строительство инвестиций акционерных компаний и частного капитала наименованию проектной документации не придается значение, появляются и даже успешно проходят государственную экспертизу проекты с названиями: дальнейшая отработка, доработка, вскрытие и разработка горизонтов... и т.п.

Раньше при госбюджетном финансировании и открытии титулов стройки в Госплане СССР наименованию проекта уделялось серьёзное внимание и ГИПов обучали как его правильно сформулировать. Блок-схема формулировки проекта показана на рисунке 5.



*Рис. 5. Блок-схема формулировки объектов*

Примеры «правильных» названий проектов:

- «Строительство карьера на месторождении железных руд Тебинбулак для поддержания мощности Узбекского метзавода»;
- «Реконструкция Шерегешского рудника для поддержания мощности (или для увеличения мощности). Вскрытие и разработка запасов до горизонта –85 м.».

Наименование рабочей документации уже не содержит вида строительства и цели, а определяет название объекта и его назначение (существительное ставится первым словом), например, «Бункер дозаторный», «Конвейер доставочный».

Наименование проекта, вид строительства, способ строительства должны обязательно указываться в задании на проектирование и утверждаться заказчиком в установленном порядке.

## 6. Очереди строительства и пусковые комплексы

При выделении очередей строительства в проектной документации необходимо четко понимать, что является очередью строительства. Существует два основных признака очереди строительства:

– *Признак 1. Очередь строительства – это законченная стройка, объекты предприятия в составе которой могут самостоятельно существовать (эксплуатироваться) без продолжения строительства последующих очередей и полностью соответствуют нормам и требованиям, предъявляемым к ним, как в отдельности, так и в целом.*

– *Признак 2. Между очередями должна быть пауза в строительстве.*

Если объекты строительства предприятия разбиты на очереди, но стройка осуществляется последовательно без пауз, значит, очередей нет, или стройка производится в одну очередь.

Пусковые комплексы в отличие от очередей строительства не являются законченной стройкой, не могут существовать без продолжения строительства и не требуют пауз или интервалов при строительстве.

Так в состав пусковых комплексов должны входить объекты производства, оборудования, АБК и очистные сооружения, а гаражи, РММ, депо и др. могут быть (и должны быть) достроены позднее для нормального существования предприятия.

*Назначение пусковых комплексов – досрочный ввод основных фондов и мощностей (до окончания строительства предприятия в целом) с целью получить возможность реализации продукции*

и использовать полученную выручку для инвестирования в продолжение строительства предприятия.

В состав пусковых комплексов, как правило, не входят объекты, обеспечивающие нормальное функционирование предприятия в таком виде (объекты ремонтно-складского хозяйства, сервисного обслуживания и т. п.). Но в обязательном порядке должны входить объекты, обеспечивающие заявленную мощность пускового комплекса, промышленную безопасность, охрану труда и охрану природы.

## 7. Договорные цены

Договорная цена (Дц) на научно-техническую продукцию (НТП) должна устанавливаться на уровне, отвечающем экономическим интересам исполнителя (разработчика) и заказчика (получателя). При этом интересы исполнителя в получении дополнительной прибыли, а заказчика – в сокращении затрат и исключения дублирования аналогичных работ.

Первоначально «Положением о договорах на создание (передачу) научно-технической продукции», утвержденным ГКНТ СССР от 19.22.1981 г. № 435 [2] и «Временными указаниями о порядке установления договорных цен на научно-техническую продукцию», утвержденным Минчерметом СССР 18.09.1987 г. [3] договорная цена определялась по формуле:

$$C \leq D_{ц} \leq \mathcal{E},$$

где  $D_{ц}$  – договорная цена единицы НТП, руб.;

$C$  – стоимость разработки НТП в рублях, определяемая по Сборникам на проектные работы для строительства, 1987 г. (с учетом действующих поправочных коэффициентов, а также усредненной прибыли разработчиков НТП или по трудозатратам [4];

$\mathcal{E}$  – доля разработчика НТП от суммарного расчетного эффекта (прибыли), который ожидается у заказчика за весь период использования НТП (годовой экономический эффект умножается на количество лет функционирования объекта за минусом затрат заказчика на реализацию НТП и за минусом планируемой прибыли заказчика).

$$\mathcal{E} = (\mathcal{E}_r \times T) - \mathcal{Z}_3 - \Pi_3,$$

где  $\mathcal{E}_r$  – годовой экономический эффект у заказчика;

$T$  – период использования НТП (продолжительность строительства);

$Z_3$  – затраты заказчика на реализацию НТП;

$P_3$  – планируемая прибыль заказчика от реализации НТП.

При определении среднегодового экономического эффекта рекомендовалось использовать «Методические рекомендации по комплексной оценке мероприятий, направленных на ускорение научно-технического прогресса», утвержденных постановлением ГКНТ СССР и АН СССР от 03.03.1988 г. № 60/52 [5] или специальные методики.

Определив верхнюю и нижнюю границы диапазона договорной цены, начинаются переговоры с заказчиком по установлению окончательного значения Дц. Процесс оформления договоров по Дц стал более трудоемким, чем существовавший ранее по Сборнику цен и требовал более длительного времени, занимая его от общего времени на проектирование. Наиболее сложным было определение суммарного эффекта заказчика и его планируемой прибыли, так как это является коммерческой тайной заказчика.

В настоящее время Дц перестала по сути быть договорной, так как определяется от расчетного значения по Справочнику базовых цен на проектные работы для строительства с понижением (дисконтом) по результатам конкурсов (тендеров).

При этом дисконт бывает таким, что уменьшает или полностью исключает заложенную Справочником прибыль разработчика, а порой занижает стоимость НТП даже ниже затрат на ее разработку.

$$D_{ц} = C_{б} - D_{к},$$

где  $C_{б}$  – базовая стоимость НТП, руб.;

$D_{к}$  – дисконт по конкурсу, руб.

Если  $D_{к}$  больше прибыли разработчика, заложенной в расценку Справочника, то:

$$D_{ц} < C,$$

где  $C$  – затраты на разработку НТП (без прибыли разработчика), руб.

В этой ситуации приходится работать себе в убыток.

## 8. Стадии проектирования: российские и международные

Стадии проектирования в России в основном корреспондируются с международными, как показано на рисунке 8, но с некоторым смещением, учитывающим разные требования к научно-технической продукции (проектной и предпроектной).

Предпроектная документация: ТЭО, ТЭС, ТЭП, ТЭД, Обоснование инвестиций в строительство	Концептуальный инжиниринг
Проектная документация	Базовый инжиниринг
Рабочая документация	Детальный инжиниринг

*Рис. 8. Стадии проектирования: Российские  
относительно Международных*

В данной статье приведены лишь несколько основных положений – аксиом, которые должны знать ГИПы и пользоваться ими в своей работе.

Восточная мудрость гласит: «Три вещи никогда не возвращаются обратно: время, слово, возможность».

### Литература

1. Указания по определению мероприятий и работ, относящихся к новому строительству, расширению, реконструкции и техническому перевооружению действующих предприятий... № 436 ДП от 28.12.1984 г. – М: МЧМ СССР, Госплан СССР, Госстрой СССР, Стройбанк СССР;
2. Положение о договорах на создание (передачу) научно-технической продукции – М: ГКНТ СССР, № 435 от 19.11.1987 г.;
3. Временные указания о порядке установления договорных цен на научно-техническую продукцию. – М: МЧМ СССР, 1987 г.;
4. Справочник базовых цен на проектные работы для строительства. Объекты горнорудной промышленности. – М: Федеральное агентство по строительству и жилищно-коммунальному хозяйству, 2004 г.;
5. Методические рекомендации по комплексной оценке мероприятий, направленных на ускорение научно-технического прогресса. – М: ГКНТ СССР, АН СССР № 60/52 от 03.03.1988 г.

## ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ УЧЕТА ПОТЕРЬ ЗОЛОТА ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗДЕЛЬНОЙ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПЕЙ

**В. М. Аленичев<sup>1</sup>, В. М. Аленичев<sup>2</sup>**

*(1- ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург, [alenichev@igduran.ru](mailto:alenichev@igduran.ru);*

*2- УГГУ, г. Екатеринбург, [alenichev@mail.ru](mailto:alenichev@mail.ru))*

При открытой разработке россыпных месторождений имеют место следующие виды потерь: общеприисковые, технологические, эксплуатационные.

Потери балансовых запасов в виде общеприисковых потерь формируются под охранными (предохранительными) целиками, под капитальными горными выработками, зданиями, сооружениями, коммуникациями, водоемами, геологическими нарушениями, а также в барьерных целиках. Эти потери практически не нормируются, но подлежат проектированию, планированию, определению, учету и отражению в соответствующих формах отчетности и практически являются временно неактивными промышленными запасами.

Технологические потери связаны извлечением полезного компонента из продуктивной массы на промывочном оборудовании и в данной статье не рассматриваются.

Потери в массиве, обусловленные технологией ведения добычных и вскрышных работ и приуроченные к местам их образования (кровле и почве пласта, бортам откосов при вертикальном контуре балансовых запасов), нормируются. Объемы продуктивных песков, оставленные на границах смежных площадей, в бортовых целиках, недоработанных, затопленных, заиленных и на других участках, в современных условиях недропользования необходимо относить к временно неактивным запасам.

Эксплуатационные потери при разработке россыпных месторождений открытым способом в основном связаны с выемкой продуктивных песков в приконтактных зонах на границе руды и пустых пород. В зависимости от горнотехнических условий потери в общем случае возникают в кровле и почве пласта, в бортовых откосах при вертикальном контуре балансовых запасов и при создании горизонтальных площадок для нормальной работы выемочного оборудования на пологозалегающей россыпи.

Потери продуктивных песков для создания горизонтальных площадок при экскаваторно-гидравлическом способе разработки практически отсутствуют благодаря использованию мобильного оборудования. При ведении выемочных работ в приконтактных зонах эксплуатационные потери зависят от пространственной сложности контактов. Поэтому основной задачей, связанной с повышением полноты извлечения запасов, является оценка пространственной изменчивости контактов и учет содержания полезного компонента в покрывающих, подстилающих и прилегающих к этим границам породах.

Известный способ снижения эксплуатационных потерь формирование в кровле продуктивного пласта при вскрытии россыпи «предохранительной подушки» и проведение зачистки плотика. Мощность предохранительного слоя и глубина зачистки зависят от высоты «зоны неопределенности» в кровле и почве продуктивного пласта [1]. При этом наличие полезного компонента в покрывающих и подстилающих породах не учитывается.

Основной задачей, связанной с повышением полноты извлечения запасов при открытой разработке россыпей, является построение поверхностей раздела различных горных масс и изосодержаний полезных и вредных компонентов и оценка их пространственной изменчивости. Для реализации этой задачи разработана методика компьютерного моделирования поверхности раздела пластов по данным геологического опробования скважин [2, 3, 4]. Данную методику можно использовать для построения изоповерхностей содержания компонентов в покрывающих и подстилающих породах и оценки пространственной изменчивости кровли и подошвы пласта [2, 3, 4].

Стандарты изменчивости отметок подошвы вскрышного уступа при выемке торфов в кровле пласта  $\sigma_o^{kp}$  (рисунок 1) и подошвы добычного уступа в зоне плотика  $\sigma_o^{nl}$  (рисунок 2), зависящие от изменчивости отметок соответственно кровли пласта  $\sigma^k$  и плотика  $\sigma^{nl}$  и изменчивости подошвы вскрышного и добычного уступов  $\sigma^T$ , определяются по формулам:

$$\sigma_o^{kp} = \sqrt{(\sigma^k)^2 + (\sigma^T)^2}, \quad (1)$$

$$\sigma_o^{nl} = \sqrt{(\sigma^{nl})^2 + (\sigma^T)^2} \quad (2)$$

Стандарт случайной изменчивости отметок подошвы вскрышного и добычного уступов при использовании землеройной технике изменяется в пределах  $(0,10 \div 0,15)$  м

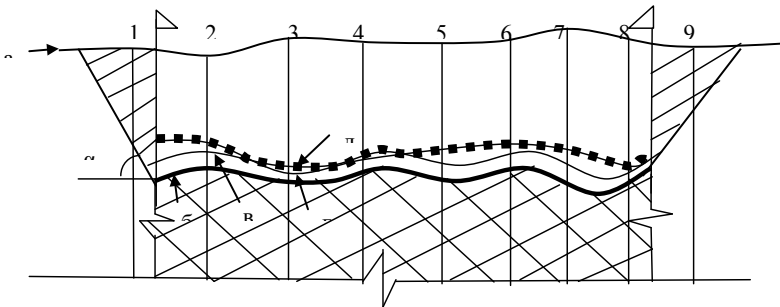
Фактическая мощность защитного (предохранительного) слоя в кровле  $h_{zc}$  и глубина задрки пласта  $h_3$  устанавливается с учетом принятой доверительной границы  $t$  ( $t = 1, 2, 3$ ), соответствующей доверительной вероятности  $p$  ( $p = 0,68; 0,95; 0,997$ )

$$h_{zc} = t \sigma_o^{KP}, \quad (3)$$

$$h_3 = t \sigma_o^{nl} \quad (4)$$

Формирование предохранительного слоя толщиной  $h_{zc}$  в кровле пласта и проведение задрки плотика на глубину  $h_3$  исключает в соответствии с принятой доверительной вероятностью потери продуктивных песков в верхней части пласта из-за ведения вскрышных работ.

Поверхность подошвы вскрышного уступа  $H^{BV}$ , учитывающая изменчивость отметок кровли пласта и рабочей площадки (т.е. геолого-технологическую особенность пласта), располагается выше поверхности кровли пласта  $H^{KP}$  на величину  $h_{zc}$ . Процедуре математического моделированию этой поверхности предшествует изменение всех аппликат  $H_i^{KP}$  верхних интервалов рудных кондиций ( $X_i, Y_i, Z_i^{KP}$ ), подсеченных буровыми скважинами, на толщину предохранительной рубашки ( $h_{zc}$ ).



1, 2, 3, ..., 9 – разведочные скважины; а – дневная поверхность, б – контур кровли пласта  $H^{KP}$ , в – контур выемки песков  $H^{BV}$ , г – контур изостодержания ( $0 < C_i^T < СП$ ), д – «огигающий» контур.

Рис. 1. К расчету мощности предохранительного слоя при вскрытии россыпи

С целью повышения полноты извлечения запасов из россыпи, потери в приконтактных зонах и бортах на границе балансовых за-

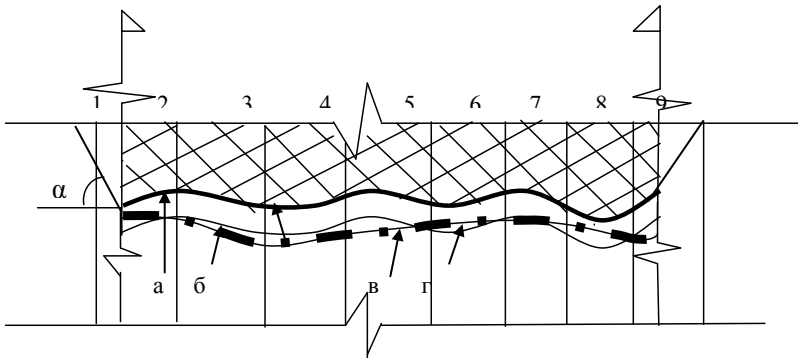
пасов целесообразно определять по критерию нулевой безубыточности. При наличии полезных компонентов в покрывающих породах, расположенных выше уровня подошвы вскрышного уступа  $H^{BY}$ , исследуется целесообразность их добычи и переработки. С этой целью определяется минимальное содержание полезного компонента в торфах  $c_T^{MIN}$ , удовлетворяющее условию нулевой безубыточности. По значению  $c_T^{MIN}$  строится поверхность изосодержания  $H_i^{C_T^{MIN}}$ .

Исходя из вариантов относительного пространственного положения плоскостей подошвы вскрышного уступа ( $H^{BY}$  и  $H_o^{BY}$ ) и изоповерхности содержания  $H_i^{C_T^{MIN}}$  средняя мощность защитного слоя определяется из соотношения

$$m_{CP}^{3C} = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N m_i^{3C} = \frac{1}{N} \left\{ \sum_{i=1}^N \left\{ \max[(H_i^{BY} - H_i^{KP}), (H_i^{C_T^{MIN}} - H_i^{KP})] \right\} \right\} \quad (5)$$

В качестве исходных узловых точек для моделирования поверхности подошвы  $H_{ПОД}$  продуктивного пласта используются координаты нижних ( $Z_p, X_p, Y_i$ ) интервалов рудных кондиций, подсеченных буровыми скважинами [3, 4].

Поверхность подошвы добычного уступа  $H^{BY}$  располагается ниже поверхности почвы пласта  $H^{ПОД}$  на величину зона «контактной неопределенности»  $h_{ПОД}$ , учитывающей изменчивость отметок подошвы пласта и рабочей площадки (т.е. геолого-технологическую особенность пласта) и принятую доверительную границу (рисунок 2)



1, 2, 3, ..., 9 – разведочные скважины; а – контур подошвы пласта  $H^{ПОД}$ , б – контур выемки песков  $H^{BY}$ , в – контур изосодержания  $H_{П}^{C_T^{MIN}}$  ( $C_{MIN}^T$ ), г – «огibaющий» контур.

Рис. 2. К расчету глубины заделки плотика.

Для содержания полезного компонента в плотике  $C^{пл}$  удовлетворяющего нулевой безубыточности добычи и переработки горной массы строится поверхность изосодержания  $H^{C^{пл}}$  по данным опробования разведочных скважин в плотике. Для уточнения пространственного положения изоповерхности содержания используются данные оперативного геологического опробования плотика.

Средняя глубина заделки плотика по полигону вычисляется по формуле:

$$h_{CP}^{ЗАД} = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \max \left[ (Z_i^{ПОД} - Z_i^{ДУ}), (Z_i^{ПОД} - Z_i^{C^{пл}}) \right] \quad (6)$$

Данная зависимость позволяет определить допустимую глубину зачистки плотика, ограничивающую минимальное содержание полезного компонента по условию нулевой безубыточности.

При разработке россыпей с вертикальным контуром запасов высота треугольников потерь  $h$  определяет соотношение между потерями полезного ископаемого и разубоживанием пустыми породами. Оптимальная величина потерь, определяемая точкой безубыточности, представляется в следующем виде:

$$\begin{cases} f(h) = 0,5h^2 \cdot \gamma_p \cdot c_B \cdot k_{СКВ} \cdot Ц + 0,5H^2 \cdot \gamma_B \cdot c_B \cdot k_{СКВ} \cdot Ц - H \cdot h \cdot \gamma_B \cdot c_B \cdot k_{СКВ} \cdot Ц + \\ + 0,5h^2 \cdot \gamma_B \cdot c_B \cdot k_{СКВ} \cdot Ц - (h^2 (S_{ДОБ} + S_{ПЕР}) + 0,5H^2 (S_{ДОБ} + S_{ПЕР}) - \\ - H \cdot h \cdot (S_{ДОБ} + S_{ПЕР})) = 0, \\ 0 \leq h \leq H \end{cases} \quad (7)$$

где  $S_{П}$  – площадь потерь продуктивного пласта на единицу длины контура  $\Delta l$  характеризуемая треугольником потерь;  $S_B$  – площадь прирезаемых пород;  $h$  – высота треугольника потерь;  $H$  – высота уступа;  $\gamma_p$ ,  $\gamma_B$  – плотность соответственно продуктивных песков и пустых пород;  $c_B$ ,  $c_B$  – содержание полезного компонента в продуктивных песках и пустых породах;  $k_{СКВ}$  – коэффициент сквозного извлечения;  $S_{ДОБ}$ ,  $S_{ПЕР}$  – полные затраты на добычу и переработку 1 м<sup>3</sup> песков.

Решение нелинейной системы уравнения (5) находится с применением приближённых (численных) методов [5]. Определение высоты треугольника потерь целесообразно провести с использованием графического способа.

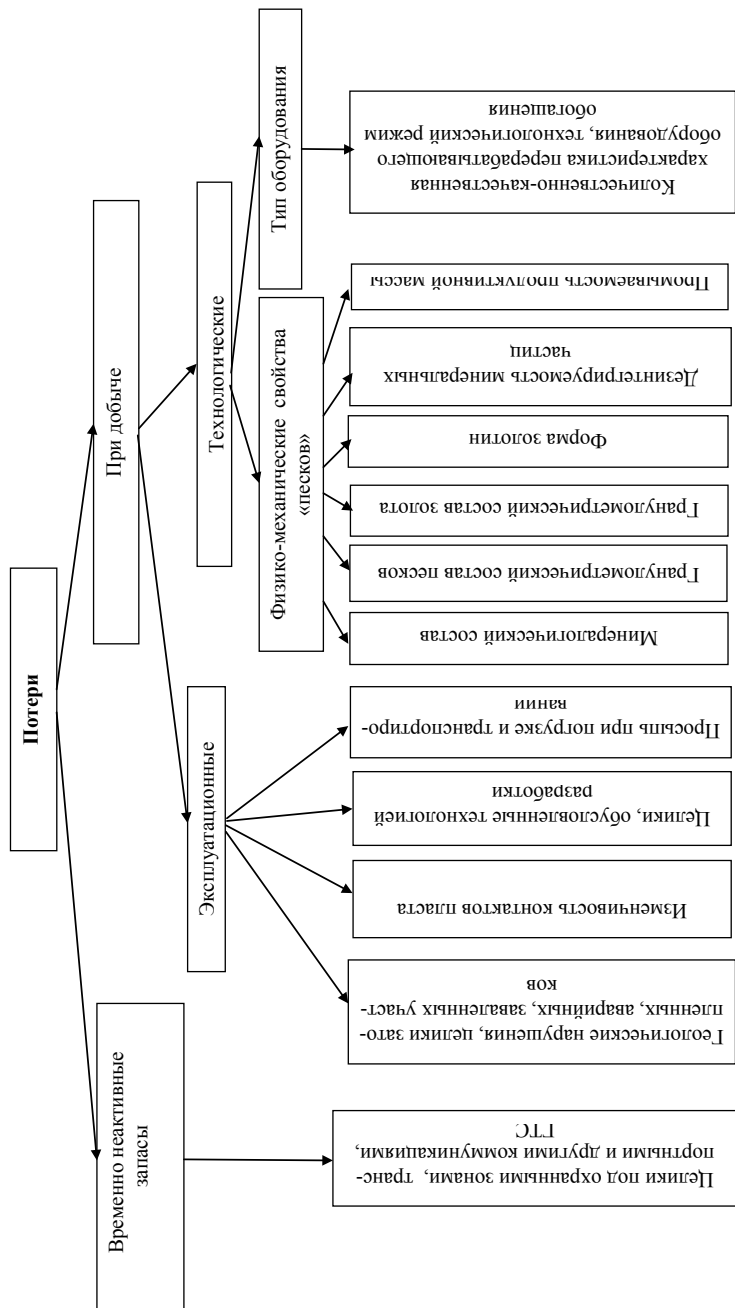


Рис. 5. Факторы, влияющие на потери золота при разработке россыпей Урала открытым способом

Потери в западинах обусловлены неполнотой выемки продуктивной массы из узких щелевидных углублений. При использовании гидравлических экскаваторов с нижним черпанием или небольших драглайнов размеры потерь в западинах, как показывает практика отработки уральских россыпей, фактически исключаются.

На основании выполненных исследований предложена структурная схема учета потерь золота при разработке россыпей Урала открытым способом, позволяющая повысить ресурсосбережение недр и расширить налогооблагаемую базу [6].

### Литература

1. Методические указания по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче. – Иргиредмет. Иркутск. – 1994. – 265 с.

2. Антонов В. А. Об одном методе построения полиномиальных трендов с самоопределяющимися показателями и коэффициентами. / Экономика и математические методы. – 2010. – том 46, – № 2. – С. 78–88.

3. Антонов В. А., Аленичев В. М. Моделирование рудных пластов в проектировании и управлении горных работ//Маркшейдерия и недропользование. – 2013. – № 6 (68). – С. 57–60.

4. Аленичев В. М., Аленичев М. В., Антонов В. А. Геонформационное обеспечение снижения эксплуатационных потерь при разработке россыпей экскаваторно-гидравлическим способом// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), – № 55. – 2013. – С. 26–35.

5. Моисеев Н. Н. Численные методы в проблемах синтеза оптимальных систем. – Наука. – 1972. – 424 с.

6. Аленичев В. М., Аленичев М. В. Совершенствование учета потерь твердых полезных ископаемых в рыночных условиях// Недропользование – XI век. – 2012. – № 3. – С. 28–30.

## ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ТЕКТОНИЧЕСКОГО ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ НА ПАРАМЕТРЫ БВР В УСЛОВИЯХ ГАЙСКОГО ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА

С. С. Неугомонов<sup>1</sup>, М. В. Котик<sup>1</sup>, Д. С. Пилюк<sup>1</sup>,

П. Г. Попов<sup>2</sup>, И. Р. Абдрахманов<sup>2</sup>

(1 – ФБГОУ ВПО МГТУ им Г.И. Носова, г. Магнитогорск,  
prtpi@magtu.ru; 2 – ОАО «Гайский ГОК», г. Гай, oprpgu@ggok.ru)

Разработка Гайского месторождения в настоящее время связана с освоением запасов подземным рудником на глубоких горизонтах, достигающих 1000 м и более. Влияние естественного поля напряжений с увеличением глубины разработки становится более ощутимым как при проходке горных выработок, так и на очистных работах.

С переходом фронта очистных работ на глубокие горизонты необходима корректировка параметров буровзрывных работ, что подтверждается данными практики. При оценке качества отбойки запасов камер на горизонтах 830–1075 м выявлено увеличение выхода негабарита, а также частые случаи недостаточной проработки горного массива взрывом. В результате неполной отбойки остаются целики на стадии оформления отрезной щели и отделения от массива запасов при взрывании зарядов первых вееров скважин. Данные факты свидетельствуют о значительном влиянии параметров силовых полей.

Анализом работ по оценке геомеханического состояния массива установлено, что поле напряжений массива пород характеризуется как типично тектоническое, в котором все главные напряжения являются сжимающими, а наибольшим по величине является горизонтальное напряжение субширотного направления ( $s_x$ ), ориентированное по азимуту 97°. Для вмещающих пород было установлено, что вертикальные напряжения примерно соответствуют весу налегающей толщи пород  $gH$ , субмеридианальные горизонтальные напряжения (параллельные простиранию рудных тел) составляют  $(0,9 \div 1,0) gH$ , а субширотные напряжения превышают вес налегающих пород в  $1,7 \div 1,9$  раз [1].

Моделированием силовых полей, действующих в отбиваемом массиве, установлено, что увеличение глубины ведения очистных работ сопровождается ухудшением показателей действия взрыва и снижением зоны дробления заряда. Таким образом для достижения требуемого качества отбойки запасов очистных камер необходимо увеличивать удельный расход ВВ путем рационального размещения скважинных зарядов [2].

Исходя из положений волновой теории и инженерной сейсмологии оценить влияние естественного поля напряжений возможно путем сравнения коэффициента грунтовых условий ( $K_v$ ) и соответствующей ему скорости смещения пород ( $V$ ) на определенном расстоянии ( $r$ ) от места взрыва в точках регистрации, расположенных по направлениям векторов главных напряжений [3].

Исследования выполнялись с использованием приборов регистрации вибраций и избыточного давления, позволяющих фиксировать скорость колебания грунта и давление фронта ударно-воздушной волны. Регистрация выполнялась по направлениям векторов главных напряжений массива в местах, расположенных на равном расстоянии от места взрыва. Схемы замеров (рис. 1) предусматривали расположение сейсморегистрирующих датчиков по линии одного из векторов напряжений и одновременно в двух точках по взаимно перпендикулярным линиям соответствующих векторов напряжений ( $P_x$ - $P_y$ ,  $P_y$ - $P_z$ ,  $P_x$ - $P_z$ ). Замеры выполнялись на действующих горизонтах рудника, расположенных в отметках 990, 830 и 750 м.

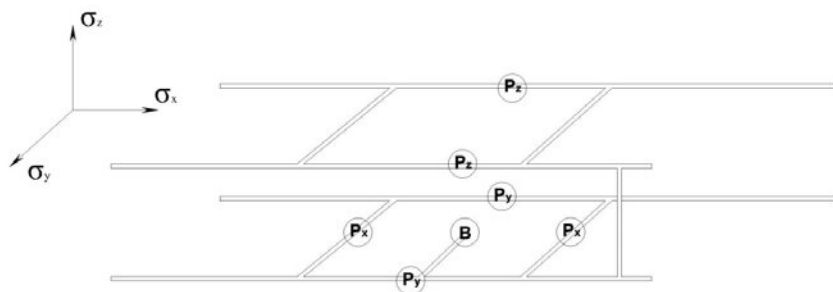


Рис. 1. Схема мест регистрации сейсмических колебаний в подземных выработках в зависимости от действующих векторов напряжений ( $P_{xyz}$ ) на различном удалении от места взрыва (В)

Основная часть исследований проводилась при производстве взрывных работ проходческого цикла, тем самым снижалась по-

грешность полученных результатов, связанных с рассредоточением зарядов при схемах скважинной отбойки руды.

В ходе проведения исследований были зафиксированы величины скоростей колебания грунта от взрывов шпуровых зарядов на горизонтах 750, 830, 990 м. В качестве примера на рис. 2, 3 представлены сейсмограммы взрыва группы из 5 шпуровых зарядов и единичного шпурового заряда массой 2 кг при расположении датчиков по взаимоперпендикулярным направлениям главных горизонтальных напряжений на расстоянии 40 м от взрыва (гор. 750 м).

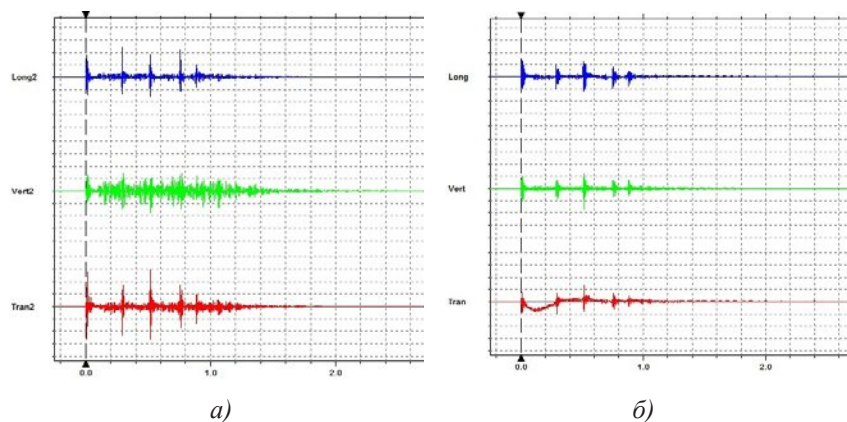


Рис. 2. Сейсмограмма взрыва группы из 5 шпуровых зарядов при расположении геофонов по простиранию (а) и вкрест простирания (б) от места взрыва

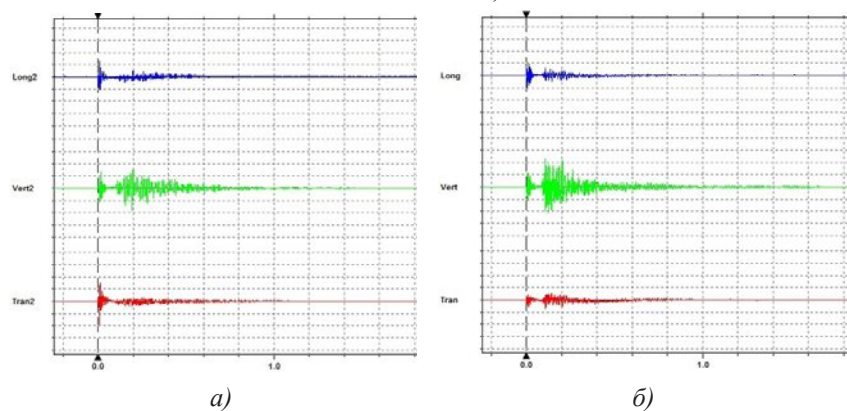


Рис.3. Сейсмограмма взрыва единичного заряда при расположении геофонов по простиранию (а) и вкрест простирания (б) от места взрыва

Сейсмограммы показывают изменение величины скорости смещения (вертикальная ось), мм/с от времени (горизонтальная ось), с. Регистрация проводилась по трем взаимоперпендикулярным плоскостям: вертикальная (Vert) и две горизонтальных в зависимости от направления от места взрыва до места расположения приемных датчиков (Tran, Long), по которым определялся суммарный средний геометрический вектор скорости смещений и определяется фактическое значение коэффициента грунтовых условий.

В результате анализа полученных осциллограмм установлено, что скорости смещения изменяются в зависимости от направления горизонтальных напряжений: по субширотному направлению действия максимальной компоненты горизонтальных напряжений интенсивность взрывных колебаний в 1,5÷1,8 раза меньше чем по субмеридианальному направлению. Суммарная геометрическая скорость по направлению Север-Юг (субмеридианальное) составила 13,18 и 6,81 мм/с, а по направлению Запад-Восток (субширотное) – 5,14 и 2,98 мм/с, соответственно на расстояниях 100 и 170 м от взрыва в забое выработки.

Величина коэффициента грунтовых условий, полученная при регистрации взрывных возмущений на разных горизонтах также изменяется в зависимости от направления действия векторов напряжений. В результате исследований установлен характер изменения коэффициента грунтовых условий от глубины. Для гор. 990 м среднее значение  $K_v$  составило 4 м/с, а на горизонтах 750 и 830 м – 2,4 м/с.

При выемке запасов камер первых очередей отработки на глубоких горизонтах, рудный массив будет находиться в сложно-напряженном состоянии. Физико-механические свойства отбиваемого массива будут близки к свойствам образцов с учетом их изменения за счет масштабного фактора. По мере отработки будет происходить перераспределение напряжений по фронту очистных работ, начнут проявляться деформации, изменяющие состояние горного массива. Неизбежно раскрытие имеющихся и образование новых трещин. Поэтому обоснование параметров буровзрывных работ необходимо проводить с учетом изменения состояния массива [4].

В результате инструментальных наблюдений установлено, что горизонтальные компоненты тектонического поля напряжений не столь существенно влияют на физические параметры пород, характеризующие их разрушаемость при взрыве. Однако зарегистрированные изменения величины скорости смещений по глубине и горизонтальным векторам напряжений говорит о влиянии есте-

ственного поля напряжений на характер взрывных возмущений, т. е. распространение энергии взрывного импульса. В направлении преобладающего вектора напряжений (вкрест простирания) скорости смещения оказываются меньше чем по направлению, параллельном простиранию рудных тел.

С учетом дополнительного сопротивления пород разрушению за счет эффекта зажима, для обеспечения качественной отбойки и дробления массива необходимо увеличивать энергонасыщенность взрывного импульса на напряженных участках, что достигается увеличением удельного расхода ВВ при соответствующем сгущении сетки скважин. По результатам исследований установлено, что величина линии наименьшего сопротивления в зависимости от глубины меняется не столь значительно по сравнению с расстоянием между зарядами в ряду.

Проведенные расчеты по параметрам расположения зарядов с учетом влияния естественного поля напряжений показали, что для глубоких горизонтов Гайского подземного рудника 990–1310 м для получения качественной отбойки и дробления рудной массы необходимо уменьшать величину линии наименьшего сопротивления до 2 м, а расстояние между зарядами в ряду – до 1,5 м.

## Литература

Отчет о научно-исследовательской работе «Прогноз устойчивости и оптимизация параметров конструктивных элементов системы разработки с учетом действия статических и динамических напряжений при отработке Гайского месторождения» ИГД УрО РАН, / Зотеев О. В., Зубков А. В. /, 2008 95 с.

Лапин В. А. Совершенствование технологии взрывной отбойки на глубоких горизонтах медноколчеданных месторождений. Диссертация на соискание ученой степени к. т. н., Магнитогорск 2002 г.

Пергамент В. Х., Атлас А. Б. Автоматизированный расчет безопасных условий сейсмике взрывов, Магнитогорск 1993 г.

Расчет параметров отбойки трещиноватых руд скважинными зарядами при системах разработки с твердеющей закладкой /Калмыков В. Н., Пергамент В. Х., Неугомонов С. С. //«Вестник МГТУ», 2009, № 1. – С.22–24.

## РЕЗУЛЬТАТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ УСТАНОВОК ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ

**В. В. Минин, Д. А. Пьянков**

(ОАО «Уралмеханобр» г. Екатеринбург, [umbr@umbr.ru](mailto:umbr@umbr.ru))

Вопрос представлен на основе 56-летнего опыта работы в рудниках школы аэрогазодинамики СССР, а в настоящее время специалистами ГИ УрО РАН, ОАО «Уралмеханобр» и последних разработок этих коллективов.

Вентиляторные установки в рудниках обеспечивают проветривание как за счет общешахтной депрессии, так и местное. С их помощью выносятся газ и пыль из забоев, подается свежий воздух и удаляется отработанный.

Для проветривания подземных рудников применяются различные типы главных вентиляторных установок (ГВУ). Выбор ГВУ зависит в основном от параметров вентиляционной сети. Основными типами главных вентиляторных установок (ГВУ) на Верхнекамском и Старобинском месторождении калийных солей является ВРЦД – 4,5 (18 шт.) и ВЦД – 47 (6 шт.) различных модификаций. Это высоконапорные центробежные вентиляторы. Сейчас имеет место применение осевых вентиляторов для создания общешахтной депрессии только в подземных условиях БКПРУ-2 ОАО «Уралкалий» – тип ВОД – 30МС (2 шт.). Таким образом, в эксплуатации находятся 28 вентиляторов, составляющих 11 вентиляторных установок.

Давление и производительность каждой из них зависят от вентиляционной сети рудников, на параметры которой работают ГВУ (табл. 1).

*Таблица 1*

Основные параметры работы ГВУ на Верхнекамском  
и Старобинском месторождении солей

Верхнекамское			Старобинское		
Рудник	Производительность, м <sup>3</sup> /мин	Давление, даПа	Рудник	Производительность, м <sup>3</sup> /мин	Давление, даПа
БКРУ-1 до 2000 г.	32000	400	СтКРУ-1	32000	440
БКРУ-2	26000	230			

БКРУ-4	33000	265	СтКРУ-2	30000	420
СКРУ-1	32000	210	СтКРУ-3	27000	385
СКРУ-2	26000	160	СтКРУ-4	(3ст) 16000	210
СКРУ-3	28000	185	СтКРУ-4	(4ст) 24000	265
Итого: 177000		-	Итого: 129000		-
ВСЕГО Производительность ГВУ, м <sup>3</sup> /мин: 306000					

Суммарная производительность всех ГВУ равна 306000 м<sup>3</sup>/мин, при этом давление вентиляторов от 160 до 440 даПа, притом, что зона экономической работы находится в районе 500–750 даПа.

Для местного проветривания используются вентиляторные установки нагнетательного и всасывающего действия. В обоих случаях кроме вентиляторов в них применяются трубопроводы, прокладываемые вдоль проветриваемой выработки. Нагнетательные вентиляторы местного проветривания (ВМП) – осевые (типа ВМЭ-6 и 5), всасывающие ВМП – центробежные (типа В2М). Количество и параметры работы ВМП соответствуют числу забоев и зависят от протяженности проходимой выработки. Средние показатели работы ВМП приведены в таблице 2.

Таблица 2

Основные параметры работы ВМП на Верхнекамском  
и Старобинском месторождении солей

Вентиляторные установки		Количество, шт.	Производительность, м <sup>3</sup> /мин.	Давление, даПа.
всасывающие	ВМП (В2М)	12	110–180	300–850
нагнетательные	ВМП (ВМЭ-5)	173	130–215	240–650
	ВМП (ВМЭ-6)	604	205–410	310–770
ВСЕГО Производительность ВМП, м <sup>3</sup> /мин: от 234330 до 464095				

Максимальная производительность всех ВМП равна 464095 м<sup>3</sup>/мин, что многократно больше производительности всех ГВУ.

Давление, создаваемое ВМП в 2–3 раза больше, чем давление ГВУ, то есть в районе работы ВМП невозможно организовать перераспределение воздуха за счет общешахтной депрессии, так как для этого недостаточно потенциальной энергии – ГВУ. Неудивительно, что повсеместно у ВМП наблюдается циркуляция значительного количества воздуха.

Для перераспределения воздуха в руднике и для организации частичного повторного использования исходящей струи применяются

вентиляторные установки малой мощности. Для этого в начале 90 годов XX века были проведены исследования и созданы оригинальные вентиляторные установки [1, 2, 3, 4]. В соответствии с ГОСТ 11004–84 они получили названия «подземные передвижные вентиляторные установки» (ППВУ) и «подземные вспомогательные вентиляторные установки» (ПВВУ). Широкое применение показало их высокую эффективность и надежность. В 1995 г. ППВУ и ПВВУ впервые были введены в нормативные документы как средства проветривания на Верхнекамском калийном месторождении [5]. С 1996 г. их начали применять в Республике Беларусь. В качестве средства нормализации вентиляции труднопроветриваемых зон они разрешены ПБ 03–553–03 с 2003 г.

В ППВУ и ПВВУ используются серийно выпускаемые ВМП с камерами смешения для создания эжектирующего эффекта. Количество ППВУ (ПВВУ) и параметры их работы приведены в таблице 3.

Таблица 3

Основные параметры работы ППВУ (ПВВУ) на Верхнекамском и Старобинском месторождении калийных солей

Верхнекамское				Старобинское			
Рудник	Количество, шт.	Производительность, м <sup>3</sup> /мин	Давление, даПа	Рудник	Количество, шт.	Производительность, м <sup>3</sup> /мин	Давление, даПа
БКРУ-1 до 2000 г.	6	1240–3000	6–20	СгКРУ-1	2	1560–1630	10–15
БКРУ-2	2	1300–3200	5–30	СгКРУ-2	1	1320	12
БКРУ-4	5	1800–2200	6–24	СгКРУ-3	2	1700–1860	8–15
СКРУ-1	4	1250–1600	5–10	СгКРУ-4	1	1600	10
Итого:	17	–	-	Итого:	6	-	-

С помощью ППВУ (ПВВУ) утечки воздуха удается доставлять к ВМП. Таким образом, потери внутри рудников снижаются, и, следовательно, потребность в подаче с поверхности свежего воздуха также снижается. Рациональное использование вентиляторных установок – залог снижения энергетических затрат на проветривание при сохранении безопасности ведения горных работ.

При расположении ГВУ на поверхности земли, на промплощадке рудника, при работе в нагнетательном режиме, воздух с поверхности подается к местам ведения горных работ (забоям). От избыточного давления создаваемого ГВУ в выработки рудника с поверхности земли подается воздух, при этом затраты на депрессию значительны уже возле устья ствола, в районе сопряжения вентиляционного канала с шахтным стволом. Сечение вентиляционного канала во много меньше сечения шахтного ствола, и место сопряжения этих выработок строится под углом  $45-90^{\circ}$ , что создает неблагоприятные условия, повышая сопротивление в начале вентиляционной сети. Также, вследствие низкой герметичности установочного комплекса, создаются большие утечки воздуха вне зависимости от режима работы вентилятора, будь то всасывающая или нагнетательная схема. Утечки воздуха составляют от 7 до 70%. Так, на 1-м Соликамском калийном руднике, утечки воздуха в надшахтном комплексе (скипо-клетьевого ствол) доходили до 75% (данные 1995 года), на 2-м Соликамском калийном руднике (скиповой ствол) – до 60%.

Для реальных условий рудника Второго Березниковского калийного рудоуправления применены вентиляторные установки главного проветривания с осевыми вентиляторами ВОД-30 МС, выпускаемыми серийно Донецким машиностроительным заводом и позволяющими удовлетворить потребность в воздухе данного рудника большой производственной мощности (6 млн. т руды в год) [7–23]. Диаметр рабочего колеса вентилятора ВОД-30 МС равен 3,0 м, его подача составляет 130 м<sup>3</sup>/с, напор 405 даПа, масса вентилятора 27,6 т.

Установки расположены под землей на глубинах 340–390 м в подстилающей каменной соли, по одной на южном и северном крыльях шахтного поля. Для каждого вентилятора (рабочий, резервный) сооружается отдельная камера, что позволяет уменьшить размеры камеры и повысить ее устойчивость. Размеры камеры: ширина 10,8 м, высота 9 м. В каждой камере установлен мостовой кран грузоподъемностью 12,5 т. Камеры соединяются с главным транспортным штреком с помощью монтажных сбоек. Подводящие и выходные каналы соединены с главными вентиляционными штреками.

Проветривание рудника в рабочем режиме осуществляется путем всасывания воздуха из общей шахтной вентиляционной сети и выброса в атмосферу через главные вентиляционные штреки и вентиляционный ствол.



*Рис. 1. Монтаж ПГВУ рудоуправление № 6 «Беларусь калий» РУП ПО*

В зарубежной практике для вентиляции шахт и рудников широко используются вентиляторные установки подземного размещения – до 80%. Несмотря на благоприятные климатические условия, которые позволяют эксплуатировать ГВУ на поверхности без размещения в здании, использование подземных ГВУ значительно упрощает схему поверхностного производственного комплекса и сокращает сроки на строительство. На территориях с длительным периодом отрицательных температур подземное размещение ГВУ влияет на надежность и стабильность работы вентиляторной установки. В подземных условиях исключается обмерзание лопаток вентиляторного агрегата, затраты на обогрев здания ГВУ.

Современный опыт на медно-колчедановых рудниках в ОАО «Учалинский ГОК». Для этого объекта отдел вентиляции горных выработок ОАО «Уралмехнобр» выпустил и согласовал в установленном порядке «Специальный проект совместной системы вентиляции Учалинского и Ново-Учалинского рудников». В данном проекте применено подземное исполнение вентиляторной установки главного проветривания (ВУГП).

Основной проблемой строительства подземной ВУГП, как известно, становятся стесненные условия и нехватка вентиляционных резервов.



*Рис. 2. Эксплуатация ГВУ для вентиляции подземного рудника без размещения в здании.*

Общий вид подземной ВУГП представлен на рисунке 3.

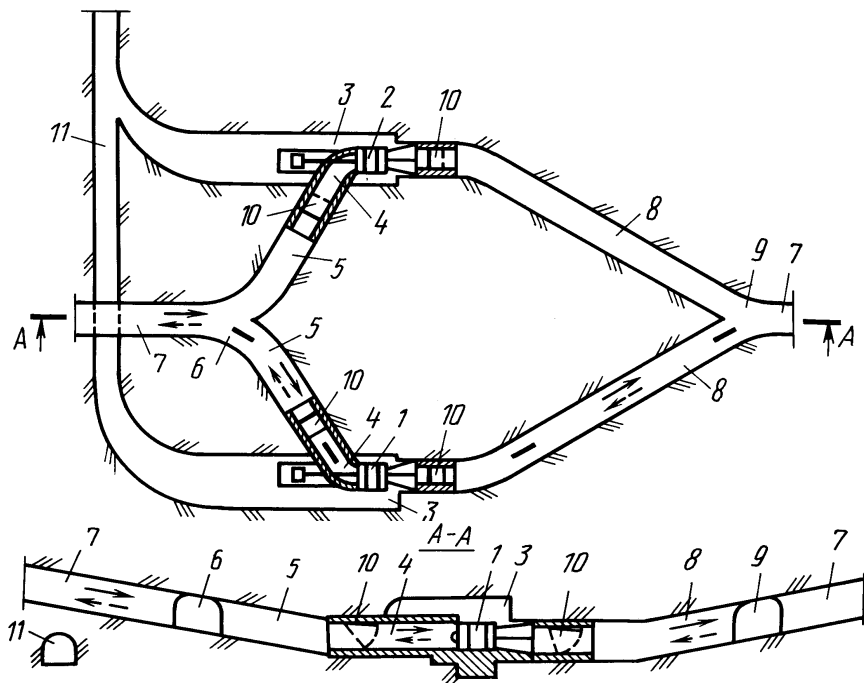


Рис. 3

1 – вентиляторный агрегат, 2 – резервный вентагрегат, 3 – камера для вентилятора, 4 – колено, 5 – канал отводящий, 6 – сопряжение, 7 – выработки рудника, 8 – канал подводящий, 9 – сопряжение с выработками рудника, 10 – переключающие устройства (ляды), 11 – вспомогательные выработки для обслуживания ГВУ.

Реверсирование воздушной струи осуществляется изменением направления вращения приводного электродвигателя с одновременным поворотом лопаток промежуточного направляющего и спрямляющего аппаратов на угол 180 град. Процесс реверсирования включает следующие операции: отключение приводного электродвигателя, торможение ротора, поворот лопаток промежуточного направляющего и спрямляющего аппаратов, пуск приводного электродвигателя в противоположном направлении вращения. Все операции реверсирования автоматизированы.

Производительность вентиляторов в реверсивном режиме составляет 60–70% от производительности при нормальной работе.

Подземная ВУГП работает следующим образом. Как в рабочем режиме, так и в режиме реверсирования воздушного потока может работать либо рабочий вентилятор 1, либо резервный вентилятор 2. Неработающий вентилятор 1 или 2 отсекают от работающего вентилятора лядами 10.

В рабочем режиме воздух за счет вращения ротора вентилятора поступает из общей шахтной вентиляционной сети в вентиляционный канал 7 и через тройник 6 попадает в подводящий канал 5, в колено 4, проходит через вентилятор, выходной канал 8, тройник 9 и через вентиляционный канал 7 подается в общешахтную вентиляционную сеть (направление воздуха на рисунке 3–2 показано сплошными стрелками).

Реверсивная работа установки осуществляется в обратном порядке по п. 1 (на рисунке 3–2 показано пунктирными стрелками).

Опыт российской школы и практика зарубежного горного производства показывают, что эффективность применения подземных ГВУ достаточно высока, примером служит сравнение сметной стоимости двух проектов (диаграмма рисунок 4), в которых производительность подземной и поверхностной ГВУ одинаковы, синим обозначены данные по подземной ГВУ.

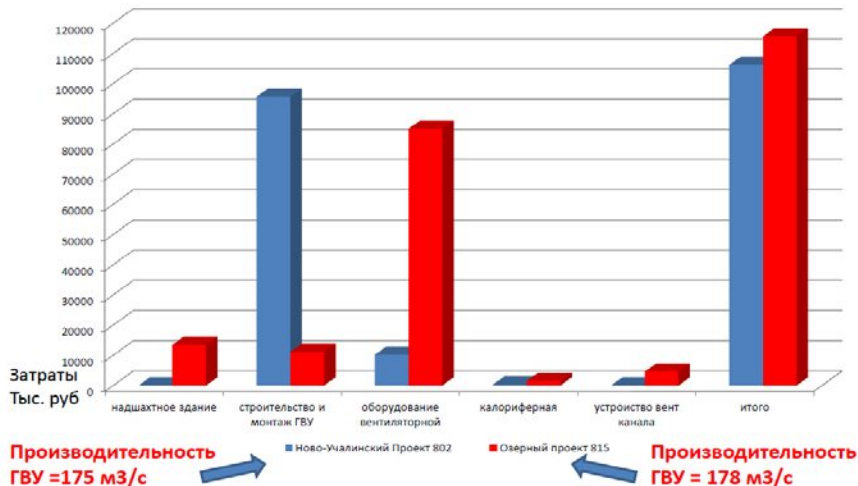


Рис. 4. Сравнительный график затрат подземной и поверхностной ГВУ, тыс. рублей

Таким образом, при одинаковых условиях строительство подземной ГВУ дешевле, а ее применение позволяет эффективно управлять возду-

хом в руднике вследствие уменьшения прососов воздуха с поверхности и рециркуляции воздуха. Повышается экономичная работа вентиляторов в подземных условиях, управление воздушными потоками вследствие перепадов давления в пределах выработок рабочих горизонтов.

Следующим этапом развития планируется каскадное применение нескольких вентиляторных установок, которые «конвейером» будут доставлять воздух от стволов к забоям. «Хвост» этого конвейера гибко подстраивается под изменения горно-технических условий и легко обеспечивает воздухом новые забои.

### Литература

1. Пат. № 057945 РФ МКИ Е 21 F 1/08. Вентиляторная эжектирующая установка./ Папулов Л. М., Алыменко Н. И., Минин В. В., Чекмасов А. И., Норин А. А., Кемкин А. Л. (РФ) № 057945 Оpubл. 10.04.96, Бюл. № 10 С. 23.

2. Пат. № 2067179 РФ МКИ Е 21 F 1/08. Вентиляторная эжекторная установка./ Алыменко Д. Н., Папулов Л. М., Алыменко Н. И., Минин В. В., Красноштейн А. Е. (РФ) № 2067179 Оpubл. 27.09.96, Бюл. № 25 С. 12.

3. Пат. № 2140541 РФ МКИ Е 21 F 1/08. Вентиляторная эжекторная установка./ Алыменко Д. Н., Папулов Л. М., Алыменко Н. И., Южанин А. С., Минин В. В. (РФ) № 2140541 Оpubл. 27.10.99, Бюл. № 30 С.25.

4. Пат. № 2138648 РФ МКИ Е 21 F 1/08. Вентиляторная эжекторная установка./ Алыменко Д. Н., Папулов Л. М., Алыменко Н. И., Южанин А. С., Минин В. В., Красноштейн А. Е. (РФ) № 2138648 Оpubл. 27.09.99, Бюл. № 27

5. Руководство по вентиляции труднопроветриваемых зон (ТПЗ) рудников Верхнекамского месторождения калийных солей. М. Госгортехнадзор РФ, 1995 г.

6. Технорабочий проект реконструкции Главной подземной вентиляторной установки 1-го калийного рудника Соликамского комбината. Заказ N 33 ВНИИГ. Проектно-изыскательское бюро. – Л.: 1949.

7. Романовский А. А., Черепанов Ю. Б., Чадов А. Н., Мохирев Н. Н., Подземная вентиляторная установка главного проветривания на руднике СКПРУ-1 ПО «Сильвинит», Известия Вузов. Горный журнал, N 11, (прототип).

8. Кара В. В., Пальчик Д. А., Переверзев И. П. Утечкам воздуха в шахтах – заслон // Безопасность труда в промышленности. –1989. –№ 6. – С. 31–32.

9. Алборов И. Д., Худиев Ч. М. Аэродинамическое сопротивление зон обрушения // Безопасность труда в промышленности. – 1995. – № 3. – С. 23–27.

10. Рабочий проект на реконструкцию вентиляции рудника Второго Березниковского калийного рудоуправления производственного объединения «Уралкалий» (1 очередь). Шифр 02.040–040. Уральский филиал ВНИИГ, Пермь, 1992.

11. Константинова С. А., Соколов В. Ю., Мисников В. А., Методика определения устойчивости выработок в соляных породах, Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых № 3, 1990.

12. Исходные данные для проектирования вентиляционной системы удаленных панелей рудника с использованием эжектирующих установок на БКПРУ-2, ТОО НИВЦ «НИАМО», 1993.

13. Рабочий проект на реконструкцию вентиляции рудника БКПРУ-2 (1 очередь), УФ ВНИИГ, 1992.

14. Техническое описание и руководство по эксплуатации ПВВУ, Горный институт УрО РАН, 1994 г.

15. Выбор рациональных схем проветривания рудников БКПРУ-1 и БКПРУ-2 при реконструкции их вентиляционных сетей, ТОО НИВЦ «НИАМО», 1994.

16. Исследование возможности проветривания южного крыла рудника БКПРУ-2 источниками тяги небольшой мощности, ТОО НИВЦ «НИАМО», 1994.

17. ВДС рудника БКПРУ-2, ГИ УрО РАН, 1994 г.

16. Воздушная съемка по руднику БКПРУ-2, УВПГВ БКПРУ-2 АО «Уралкалий», 7.07.94 г.

18. Реверсия ГВУ N1 и N2, УВПГВ БКПРУ-2 АО «Уралкалий», ГИ УрО РАН, 2.06.94 г.

19. Перспективный план развития горных работ рудника БКПРУ-2 до 2000 года.

20. Документация на вентиляторы ВОД-30 МС.

21. Разработка и выбор средств нормализации проветривания рудников Верхнекамского месторождения калийных солей. (Этап: Выбор способов и средств нормализации вентиляции рудника БКПРУ-2 после ввода в эксплуатацию вентиляторов ВОД-30мс), ГИ УрО РАН, 1996 г.

22. ВДС рудника БКПРУ-2, ГИ УрО РАН, 1996 г.

23. Акт по результатам выполнения плановой газовой съемки проведенной на руднике БКПРУ-2, ГИ УрО РАН, 1996 г.

24. Отчет. «Разработка систем вентиляции рудников с разнотипными источниками тяги в вентиляционных сетях, их испытание (на примере рудника БКПРУ-2) / тема N 3.06.14/95–96/ (Заключительный).

## РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЦЕНТРАЛЬНОЕ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫМ ОБОРУДОВАНИЕМ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОГО ДЕЙСТВИЯ

**Г. А. Ворошилов, Д. С. Матвеев**

*(ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, umbr@umbr.ru)*

Месторождение Центральное располагается в Рассказовском районе Тамбовской области, в 60 км к востоку от города Тамбова, в 20 км к востоку от районного центра Рассказово. Площадь Восточного участка месторождения составляет 41,93 км<sup>2</sup>.

Рельеф района месторождения представляет собой слабо всхолмленную равнину, расчлененную неглубокими речными долинами и оврагами.

Рудный горизонт представляет собой пласт титано-циркониевых и рутиловых песков, залегающий практически горизонтально (с весьма пологим падением на северо-восток). Площадь пласта, ограниченного контуром подсчитанных запасов, составляет для всего месторождения 145 км<sup>2</sup>. Глубина залегания пласта колеблется от 3,5 до 22 м, составляя в среднем по месторождению 17,6 м (по Восточному участку – 17,1 м). Мощность пласта варьирует от 2 до 15 м и в среднем по месторождению равна 6,1 м (по Восточному участку – 7,2 м).

Породы вскрыши и рудный пласт представлены рыхлыми отложениями: вскрыша – суглинками и глинистыми песками, рудный пласт – песками. В нижней части вскрыши над рудными песками залегают фосфориты сантонского возраста (так называемые надтитановые фосфориты), в верхней части рудных песков залегают фосфориты сеноманского возраста (так называемые внутрититановые фосфориты).

ОАО «Уралмеханобр» была выполнена технико-экономическая оценка освоения Восточного участка месторождения «Центральное» (Тамбовская область), был проведен сравнительный анализ возможных способов разработки месторождения, подробно описаны их преимущества и недостатки, сделаны выводы.

Рассмотренные варианты показывают применение того или иного вида горной техники, используемого как на выемке горной

массы, так и на ее транспортировании, для условий месторождения «Центральное» в Тамбовской области.

Подробный анализ достоинств и недостатков рассмотренных вариантов представлен в таблице 1

Таблица 1

Достоинства	Недостатки
<b>Карьер, рыхлая вскрыша</b>	
<u>Роторные экскаваторы</u>	
Выше производительность при меньших размерах (по сравнению с цепными экскаваторами), высокая надежность, поточная схема разработки, ниже эксплуатационные расходы	Ограничения по крепости пород,
<i>Транспорт к месту доставки: автомобильный во внутренний отвал</i>	
Высокая мобильность автосамосвалов (по сравнению с конвейерами), относительно ниже стоимость	Нецелесообразность применения с поточной технологией выемки: падает производительность выемочного оборудования из-за простоев связанных с постановкой автосамосвалов под погрузку, большое количество парка автосамосвалов
<i>Транспорт к месту доставки: конвейерный отвалообразователь во внутренний отвал</i>	
Полная увязка конвейерного транспорта с поточной технологией выемки, высокая производительность, габариты отвалообразователя позволяют транспортирование во внутренний отвал без перевалки	Малая мобильность оборудования, высокая стоимость отвалообразователя, привязка к зоне добычных работ, невозможность стабилизации годовых объемов вскрышных работ
<u>Цепные экскаваторы</u>	
Высокая производительность, поточная схема разработки, низкая кусковатость	Ограничения по производительности из-за крепости пород, ограничения по глубине черпания, зависимость от климата, сложность эксплуатации, необходимость планирования площадки под экскаватор
<i>Транспорт к месту доставки: автомобильный во внутренний отвал</i>	

Высокая мобильность автосамосвалов (по сравнению с конвейерами), относительно ниже стоимость	Нецелесообразность применения с поточной технологией выемки: падает производительность выемочного оборудования из-за простоев связанных с постановкой автосамосвалов под погрузку
<i>Транспорт к месту доставки: конвейерный отвалообразователь во внутренний отвал</i>	
Полная увязка конвейерного транспорта с поточной технологией выемки, высокая производительность	Малая мобильность оборудования, высокая стоимость отвалообразователя, привязка к зоне добычных работ, невозможность стабилизации годовых объемов вскрышных работ
<b>Шагающие экскаваторы (ЭШ) с бестранспортной перевалкой</b>	
Возможность работы без транспортирования, высокая производительность и надежность, низкая себестоимость вскрышных работ	Ограничения по длине разгрузки рыхлых пород вследствие чего требуется использование схемы с перевалкой с применением двух подобных единиц техники, невозможность размещения конвейера из-за размещения драглайна на нижележащем уступе, увеличение капитальных и эксплуатационных затрат (использование двух единиц выемочной техники вместо одной), привязка к зоне добычных работ, невозможность стабилизации годовых объемов вскрышных работ Схема 1, Схема 2
<b>Карьер, добыча фосфоритов</b>	
<b>Одноковшовые экскаваторы</b>	
Высокая мобильность, возможность погрузки в автосамосвал	При данной крепости фосфоритов требуется предварительная подготовка забоя (буровзрывные работы или бульдозерное рыхление), удорожание добычных работ (особенно в зимнее время)
<b>Фрезерные комбайны</b>	
Высокая мобильность, осуществляется предварительное дробление и одновременно погрузка в автосамосвал, более эффективное заполнение кузова автосамосвала за счет измельчения фосфоритов	Панельная разработка требует больших рабочих площадок и не согласуется с бестранспортными системами

<i>Транспорт к месту доставки: автомобильный на дробильно-сортировочную установку (промпродукт), автомобильный на пески (отсев)</i>	
<b>Карьер, добыча песков</b>	
<u>Роторные экскаваторы</u>	
Возможность визуального наблюдения за забоем вследствие чего возможна селективная выемка песков и фосфоритов (проход ротором по слою фосфоритов, а после выемки проход по пескам)	Из-за значительных водопритоков потребуются большие затраты на осушение забоя так как роторный экскаватор работает с верхним черпанием и должен располагаться на нижележащем уступе
<i>Транспорт к месту доставки: автомобильный на обогатительную фабрику</i>	
Высокая мобильность автосамосвалов (по сравнению с конвейерами), относительно ниже стоимость	Нецелесообразность применения с поточной технологией выемки: падает производительность выемочного оборудования из-за простоев связанных с постановкой автосамосвалов под погрузку, большое количество парка автосамосвалов
<i>Транспорт к месту доставки: конвейерный на обогатительную фабрику</i>	
Полная увязка конвейерного транспорта с поточной технологией выемки, высокая производительность	Малая мобильность оборудования, требуется постоянное наращивание подвижного става, высокая стоимость
<u>Цепные экскаваторы</u>	
Из-за работы нижним черпанием экскаватор располагается на вышележащем уступе вследствие чего не требуется осушение забоя, отсутствие значительных затрат на осушительные работы, высокая производительность, возможность разработки тонких пластов, низкая кусковатость	Невозможность наблюдения за забоем из-за работы нижним черпанием вследствие чего невозможна селективная выемка, работа по породам малой крепости, зависимость от климата, сложность эксплуатации
<i>Транспорт к месту доставки: автомобильный на обогатительную фабрику</i>	
Высокая мобильность автосамосвалов (по сравнению с конвейерами), относительно ниже стоимость	Нецелесообразность применения с поточной технологией выемки: падает производительность выемочного оборудования из-за простоев связанных с постановкой автосамосвалов под погрузку, большое количество парка автосамосвалов
<i>Транспорт к месту доставки: конвейерный на обогатительную фабрику</i>	

Полная увязка конвейерного транспорта с поточной технологией выемки, высокая производительность	Малая мобильность оборудования, требуется постоянное наращивание подвижного става, высокая стоимость
<u>Драглайны (шагающие экскаваторы с перевалкой)</u>	
Возможность работы нижним черпанием вследствие чего экскаватор располагается на вышележащем уступе и отсутствуют значительные затраты на осушении забоя, высокая производительность и надежность	Из-за значительного размера ковша невозможность разгрузки в питатель конвейера либо в автосамосвал вследствие чего возникает необходимость перевалки песков во временную насыпь и дальнейшая их погрузка гидравлическим экскаватором с объемом ковша $\sim 15 \text{ м}^3$ ( $\sim 2$ шт.) для погрузки песков в автосамосвалы типа БелАЗ 75570 грузоподъемностью 90 т ( $\sim 25$ шт.), данное обстоятельство приведет к существенному увеличению капитальных и эксплуатационных затрат
<i>Транспорт к месту доставки: автомобильный на обогатительную фабрику</i>	
Высокая мобильность автосамосвалов (по сравнению с конвейерами), относительно ниже стоимость	Нецелесообразность работы с драглайном типа ЭШ40.100, большое количество парка автосамосвалов

На основании проведенного анализа для разработки песков был выбран комплекс технологического оборудования, включающий цепной экскаватор (Рис 1) и конвейерный транспорт. Главное достоинство данного комплекса заключается в высокой производительности, а принятый конвейерный транспорт полностью увязывается с машинами поточного действия (в противном случае, возникает необходимость в значительном парке автосамосвалов малой грузоподъемности).

Для выемки рыхлой вскрыши был выбран комплекс, включающий роторный экскаватор (Рис 2) и отвалообразователь для перевалки вскрыши во внутренний отвал. Достоинством этого комплекса является отсутствие необходимости в значительном парке автосамосвалов малой грузоподъемности, так как вся пустая порода транспортируется во внутренний отвал высокопроизводительным отвалообразователем.



*Рис. 1.* Работа цепного экскаватора TAKRAF с нижним черпанием



*Рис. 2.* Работа роторного экскаватора с верхним черпанием

Транспортирование хвостов с обогатительной фабрики будет осуществляться конвейерным транспортом с привлечением отвалообразователя, для более равномерного распределения хвостов по площади выработанного карьера.

Для разработки фосфоритов был выбран комплекс, включающий машину послойно фрезерования с транспортировкой автосамосвалами (Рис 3). Данный вариант исключает необходимость предварительной подготовки пород к выемке (буровзрывные работы или бульдозерное рыхление).



*Рис. 3.* Работа фрезерных комбайнов с погрузкой в автосамосвалы

При выборе комплекса технологического оборудования были рассмотрены следующие варианты использования альтернативного оборудования:

### **Карьер рыхлая вскрыша**

Заменить роторный экскаватор в связке с отвалообразователем на драглайн ЭШ (Рис.4). Данный вариант не нашел применения из-за слишком большой дальности перевалки, доходящей до 190 м. Данная длина перевалки вскрышных пород во внутренний отвал

обусловлена параметрами рабочей площадки исходя из технологических параметров принятого оборудования. В настоящее время на мировом рынке не существует шагающих экскаваторов с таким радиусом разгрузки.

Также в данном варианте было рассмотрено применение двух шагающих экскаваторов с двойной перевалкой вскрыши, но этот вариант не нашел применения из-за невозможности расположения второго драглайна на нижележащем уступе, на котором проходят транспортные коммуникации и конвейер. В дополнение эта схема приводит к резкому удорожанию, так как возникает необходимость приобретения двух единиц выемочной техники вместо одной.

В дополнение, был рассмотрен вариант применения цепного экскаватора для выемки рыхлой вскрыши и транспортирования ее во внутренний отвал посредством отвалообразователя. Данный вариант не нашел применения из-за большой мощности вскрышных пород превышающей 20 м, что привело бы к приобретению более производительному дорогостоящему цепному экскаватору по сравнению с принятым роторным. Также при разработке месторождения предусмотрен круглогодичный режим работы, а при работе в зимний период производительность цепных экскаваторов снижается из-за смерзания пород, что не допустимо.

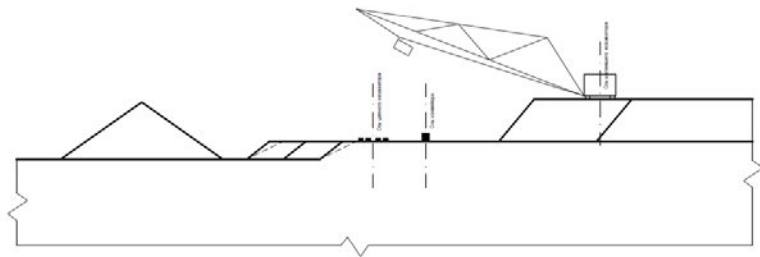


Рис. 4. Схема работы шагающего драглайна

### Карьер добыча фосфориты

Для разработки фосфоритов на месторождении была применена схема с использованием машины послойного фрезерования с погрузкой в автотранспорт. В данном варианте для выемки фосфоритов со средней мощностью 1,33 м целесообразно применять машину послойного фрезерования типа Wirtgen 2200 SM, так как осуществляется предварительное дробление фосфоритов фрезой

и одновременно погрузка в автосамосвал, также за счет измельчения фосфоритов, будет происходить более эффективное заполнение кузова автосамосвала.

Были рассмотрены варианты применения на добыче фосфоритов гидравлического экскаватора, что является нецелесообразным без применения буровзрывных работ, при крепости пород на месторождении 4–5.

### Карьер добычи пески

Далее был рассмотрен вариант применения шагающего экскаватора вместо добычного комплекса цепной экскаватор + конвейер (Рис.5). При данном варианте потребуются приобретение высокопроизводительной дорогостоящей выемочной машины типа ЭШ 40.100, при технологических параметрах которой становится невозможным применение конвейерного транспорта из-за невозможности разгрузки ковша данного объема в питатель конвейера. Вследствие чего, возникает необходимость применения дополнительного технологического оборудования: гидравлических экскаваторов с объемом ковша  $15 \text{ м}^3$  (~ 2 шт) для погрузки песков в автосамосвалы типа БелАЗ 75570 грузоподъемностью 90 т (~ 25 шт).

Предполагается шагающим экскаватор осуществлять экскавацию песков во временный навал с последующей отгрузкой гидравлическими экскаваторами в автосамосвалы.

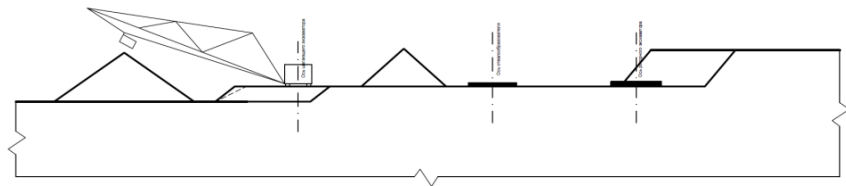


Рис. 5. Схема работы шагающего драглайна с погрузкой на конвейер

Также был рассмотрена схема с использованием только шагающих экскаваторов на добычных и вскрышных работах с циклическим транспортом (Рис.6). В этом случае потребуются как минимум три единицы высокопроизводительной дорогостоящей выемочной машины типа ЭШ 40.100: две машины на вскрышных работах (одна на выемке, вторая на переэкскавации) и одна машина на добычных работах, применение описано в схеме 2.

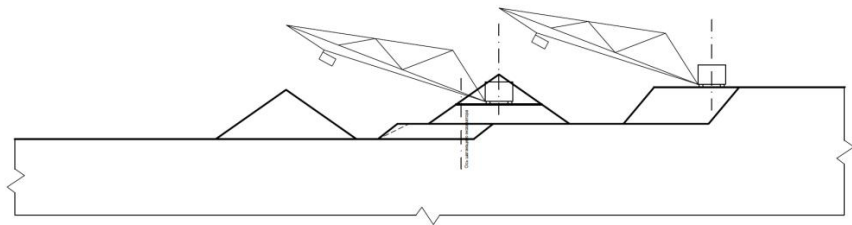


Рис. 6. Схема работы с переэкскавацией шагающими драглайнами

Применение же роторных экскаваторов на добыче песков является не целесообразным по причине значительной обводненности нижележащих уступов. При работе верхним черпанием возникает необходимость размещения роторного экскаватора и конвейера на нижележащем уступе, в то время как цепной экскаватор осуществляет выемку нижним черпанием и располагается, как и конвейер, на вышележащем уступе.

В базовый комплекс технологического оборудования включили конвейерный транспорт вместо автомобильного, так как оборудование непрерывного действия (роторные и цепные экскаваторы) не согласуется с циклической схемой транспортирования.

Применение высокопроизводительного оборудования циклично-поточного действия обеспечит заданную, экономически выгодную производительность карьера на Восточном участке месторождения титано-циркониевых и рутиловых песков в размере 6 млн.м<sup>3</sup> в год

## Литература

ОАО «Уралмеханобр» Технико-экономическая оценка (ТЭО) освоения Восточного участка месторождения Центральное (Тамбовская область) – г. Екатеринбург, 2013, – 210 с.

## **ОБОСНОВАНИЕ РЕЗЕРВОВ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ДЖУСИНСКОГО ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА**

**В. Н. Калмыков, О. В. Петрова,  
Д. П. Самойленко, Ю. Д. Янтурина**  
(«Магнитогорский государственный технический  
университет им. Г. И. Носова», г. Магнитогорск,  
*prmpi@maqtu.ru*)

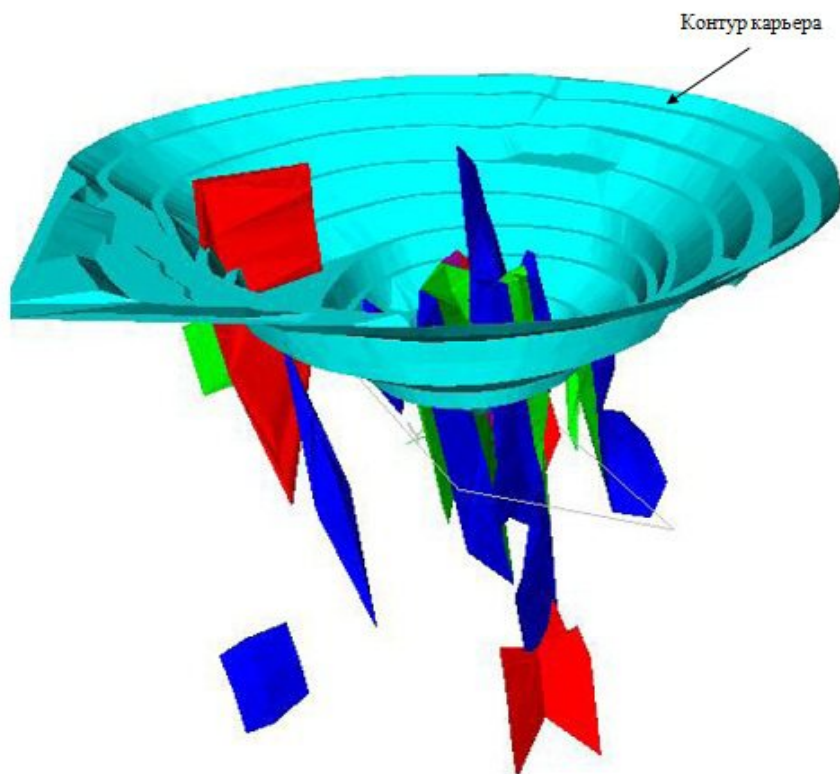
На сегодняшний день горные предприятия, осуществляющие подземную разработку месторождений в сложных горно-геологических условиях, сталкиваются с существенным снижением эффективности добычи полезных ископаемых в условиях нестабильности рынка металлов. Аналогичная ситуация сложилась при доработке колчеданно-полиметаллического месторождения «Джусинское».

Джусинское колчеданно-полиметаллическое месторождение обрабатывается комбинированным способом (рис.1.). Содержание меди в рудах составляет в среднем 2,7%, цинка – 3%, что позволяет их отнести к богатым. В настоящее время ведется доработка верхней части месторождения открытым способом. Нижняя часть месторождения обрабатывается подземным способом. Склонность руд к самовозгоранию определило применение систем разработки с закладкой выработанного пространства. Проектная производственная мощность подземного рудника принята 400 тыс.т. в год, из которых на медные и медно-цинковые руды приходится 250 тыс.т./год, а на серно-колчеданные руды 150 тыс.т./год. В связи с отсутствием спроса на серно-колчеданные руды, на предприятии резко встает вопрос о восполнении производственных мощностей за счет изыскания технологических резервов по повышению производительности рудника по медно-цинковым рудам до 400 тыс.т./год, либо о снижении производительности подземного рудника до 250 тыс.т. руды в год. Отработка запасов месторождения с производственной мощностью 250 тыс.т./год приведет к вынужденным простоям и снижению коэффициента использования основного и вспомогательного оборудования, сокращению численности персонала и т. д., что, безусловно, вызовет снижение уровня устойчивости горнотехнической систе-

мы, в связи с чем актуальным является изыскание резервов интенсификации добычи полезных ископаемых.

Анализ горно-геологических и горнотехнических условий подземной разработки Джусинского месторождения показал, что повысить производственную мощность рудника по добыче медно-цинковых руд возможно по следующим направлениям:

- увеличение числа выемочных единиц;
- интенсификация закладочных работ.



*Рис. 1.* Контуры балансовых и забалансовых руд Джусинского месторождения относительно контура карьера: балансовые запасы – зеленым цветом показаны медные руды, синим – медно-цинковые; забалансовые серноколчеданные руды – фиолетовым показана категория  $C_1$  и красным цветом –  $C_2$ .

Увеличение числа выемочных единиц для условий разработки колчеданно-полиметаллического месторождения Джусинское воз-

можно за счет ведения горных работ на 2–3 горизонтах одновременно, при этом в работе должно находиться 3 блока. Так как месторождение отнесено к потенциально удароопасным необходимо проведение профилактических мероприятий и обеспечение отставания нижних горизонтов от вышележащих горизонтов. Реализация предлагаемого направления за счет использования имеющихся рудных площадей позволит повысить производственную мощность рудника до 400 тыс.т./год с использованием имеющегося парка техники, при этом срок отработки месторождения сократится с 10 до 8 лет.

Интенсификация закладочных работ возможна за счет снижения срока набора прочности закладочной смеси путем добавления в состав закладки интенсифицирующих добавок, что обуславливает дополнительные затраты и как следствие увеличение себестоимости добычи руды. Применение данного технологического резерва целесообразно при соответствующих ценах на металлы, а в условиях невысоких рыночных цен приведет к снижению эффективности подземных горных работ.

Таким образом, исходя из горнотехнических условий, наиболее эффективным резервом повышения производственной мощности является увеличение количества добычных блоков по медно-цинковым и медным рудам. Оценку эффективности повышения производственной мощности подземного рудника путем увеличения числа выемочных блоков предлагается осуществлять при помощи коэффициента устойчивого развития горнотехнической системы, показывающего, насколько может снижаться эффективность освоения запасов до того, как отработка месторождения окажется в зоне убытков (1).

$$K_{уст} = \left( 1 - \frac{\sum_{i=1}^n (\sum_{j=1}^n Z_j \cdot Q_j + Z_{II} + P_{II} + A)}{\sum_{i=1}^n A_i \cdot C_i \cdot \varepsilon \cdot (1 - P) \cdot (1 - II) \cdot C_i + \sum_{k=1}^n C_k \cdot Q_k} \right) \cdot 100 \geq 10\%, (1)$$

где  $i=1 \dots n$  – способы подземной отработки месторождения;  $Z_j$  – удельные переменные затраты на  $j$ -ый процесс при  $i$ -м способе подземной разработки, руб./т (руб./м<sup>3</sup>, руб./пог.м, руб./ткм);  $Q_j$  – объем работ, выполняемых в  $j$ -ом процессе при  $i$ -м способе подземной разработки, т (м<sup>3</sup>, пог.м, ткм);  $Z_{II}$  – постоянные затраты, руб.;  $P_{II}$  – прочие расходы (в том числе НДС, экологические платежи), руб.;  $A$  – амортизация, руб.;  $A_i$  – производственная мощность при  $i$ -м спо-

собе подземной разработки, т/год;  $C_i$  – содержание металла в руде, доли ед.;  $\varepsilon$  – извлечение полезного компонента при обогащении, доли ед.;  $P$  – разубоживание руды, доли ед.;  $\Pi$  – потери руды, доли ед.;  $C_i$  – стоимость полезного компонента на рынке металлов, руб./т;  $U_k$  – ценность  $k$ -го техногенного георесурса, руб.;  $Q_k$  – объем  $k$ -го техногенного георесурса, т.

Расчеты показали (таблица 1), что для условий подземной разработки колчеданно-полиметаллического месторождения Джусинское снижение производственной мощности до 250 тыс.т./год приведет к уменьшению значения коэффициента устойчивости до 10,19%, обусловленному убытками предприятия в связи с простоями существующего оборудования, расходом на их обслуживание и недополучения прибыли. При изначальном проектировании Джусинского подземного рудника на производственную мощность 250 тыс.т./год без учета разработки серно-колчеданных руд коэффициент устойчивости составил бы 30,91%. Реализация предлагаемого резерва по интенсификации горных работ за счет увеличения числа выемочных единиц позволит повысить уровень устойчивого развития горнотехнической системы при подземной разработке колчеданно-полиметаллического месторождения Джусинское до 39,11%.

*Таблица*

Результаты расчета коэффициента запаса устойчивого развития горнотехнической системы для условий Джусинского подземного рудника

Условия отработки Джусинского месторождения подземным способом	Изменение коэффициента запаса устойчивого развития ГТС $K_{уст}$ , %
Снижение производственной мощности с 400 тыс.т./год до 250 тыс.т./год	10,19
Проектирование рудника с производственной мощностью 250 тыс.т./год	30,91
Повышение производственной мощности до 400 тыс.т./год за счет увеличения количества выемочных единиц	39,11

Таким образом, в условиях изменчивости цен на металлы, спроса на продукцию изыскание и своевременная реализация технологических резервов позволят оперативно реагировать на негативное их влияние и обеспечить эффективное и устойчивое развитие горнотехнической системы при подземной разработке рудных месторождений.

## ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ АНКЕРНОГО КРЕПЛЕНИЯ СЗА ПРОИЗВОДСТВА ООО «УРАЛЭНЕРГОРЕСУРС» В УСЛОВИЯХ САФЬЯНОВСКОГО ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА

**В. Н. Калмыков<sup>1</sup>, А. А. Вьюгов<sup>2</sup>,  
П. В. Волков<sup>1</sup>, С. С. Неугомонов<sup>3</sup>**

*(1- ФГБОУ ВПО МГТУ им. Г. И. Носова, г. Магнитогорск,*

*2 – ОАО «Сафьяновская медь», г. Реж,*

*3 – ООО «УралЭнергоРесурс, г. Магнитогорск)*

В соответствии со стандартной методикой профессора М. М. Протодьяконова для обоснования параметров анкерного крепления (СЗА) на первоначальном этапе производится определение величины свода обрушения (свода естественного равновесия), который в последующем либо сшивается с породами за зоной обрушения, либо производится его упрочнение с помощью анкерной крепи.

В расчете приняты следующие условные обозначения:  $a$  – полупролет выработки в проходке, м;  $h$  – высота выработки от подошвы до пяты свода, м;  $hc$  – подъем свода выработки, м;  $v$  – высота свода обрушения, м;  $c$  – ширина призм сползания в боках выработки, м;  $L = 2(a+c)$  – пролет свода обрушения, м;  $H$  – толщина несущего породного свода, м;  $LB$  – мощность отслоившихся пород по вертикальной оси сечения выработки сводчатой формы, м;  $D = H/a$  – относительная толщина несущего свода в долях от полупролета выработки;  $\gamma$  – средняя объемная масса, МН/м<sup>3</sup>;  $\sigma_{сж}$  – предел прочности при сжатии в «куске», МПа;  $f$  – коэффициент крепости пород по М. М. Протодьяконову;  $\sigma_p$  – предел прочности при растяжении, МПа;  $K_c$  – коэффициент структурного ослабления;  $K_\phi$  – коэффициент снижения прочности при увлажнении;  $\phi$  и  $\phi_6$  – углы внутреннего трения пород кровли и боков, град.

Опытно – промышленные испытания проводились на участке выработки секционный орт № 1 с представительными для всего месторождения горно-геологическими условиями – предрудная зона, представленная полифировымриолитом сильно гидрослюдизированным, сильно трещиноватымразнонаправлено с многочисленными сульфидными прожилками.  $f = 8 - 10$ . Породы слабой устой-

чивости (IV категория, тяжелые виды крепи – СВП, монолитный бетон). При расчете анкерной крепи важное значение приобретает учет ослабления массива трещинами путем соответствующего выбора значения коэффициентов структурного ослабления ( $K_c$ ) и снижения прочности при увлажнении ( $K_\sigma$ ).

Из опыта поддержания выработок анкерной крепью и экспериментов на моделях известно, что неблагоприятным для крепи случаем является такое напряженно-деформированное состояние массива, при котором происходит разрушение пород по контуру выработки.

Расчетная схема соответствует наиболее неблагоприятному случаю. Если в конкретном случае нарушение пород по контуру не произойдет, то крепь с расчетными параметрами будет иметь определенный резерв и заведомо обеспечит устойчивость выработки.

Разрушенные породы в зоне, ограниченной контуром 1 (рис. 1) нагружают своим весом упрочненный штангами несущий породный свод, ограниченный контуром 2. В реальных условиях несущий породный свод связан с окружающим массивом. Прочность связи зависит от многих факторов и практически не поддается расчету. Для определенности поставленной задачи сделано допущение об отсутствии связи свода с массивом, то есть вновь рассматривается крайний, наиболее неблагоприятный случай.

Расчетная нагрузка на несущую породную арку определяется по гипотезе свода естественного равновесия, при этом вертикальная распределенная нагрузка:

$$q = \gamma \cdot L_B \quad (8)$$

где:  $L_B$  – высота свода естественного равновесия, определяемая по известной формуле:

$$L_B = \frac{B + C}{f \cdot k_C} \quad (9)$$

где:  $B$  – полупролет выработки в проходке;  $f$  – коэффициент крепости пород кровли по М. М. Протодьяконову,  $k_C$  – коэффициент структурного ослабления.

Ширина призмы сползания:

$$C = (h + h_c) \cdot \operatorname{tg}\left(45 - \frac{\varphi_\sigma}{2}\right) \quad (10)$$

где:  $h + h_c$  – высота выработки.

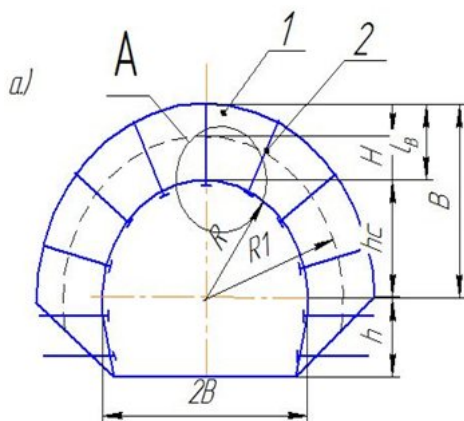


Рис. 1. Схема формирования несущей конструкции в нарушенных породах  
 1 – зона разрушенных пород;  
 2- упрочненный штангами несущий породный свод.

«Кажущийся» угол внутреннего трения  $\varphi_0$  принимается с учетом типа породы и её нарушенности трещинами по табл. 1.

Таблица 1

Кажущийся угол внутреннего трения

Породы	Кажущийся угол внутреннего трения при значениях $K_c$			
	до 0,2	0,2–0,4	0,4–0,7	более 0,7
Осадочные	55	60	65	70
Интрузивные	60	65	70	75

Если вычисленное значение  $L_B < H$ , то нагрузка вычисляется по весу пород в пределах несущего свода:

$$q = \gamma \cdot H \quad (11)$$

Произведем расчет параметров анкерного крепления для выработки гор.–120 м. в наихудших условиях проходки (IV категория) по следующим исходным данным:

Высота выработки – 4,65 м.,

Ширина выработки – 4,7 м.,

Полупролет выработки – 2,35 м.,  
 Высота сводчатой части выработки – 1,78 м.,  
 Высота боков выработки – 2,87 м.,  
 Объемный вес пород – 0,028 МН/м<sup>3</sup>,  
 Угол внутреннего трения – 40 градусов,  
 Коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову – 8,  
 Коэффициент структурного ослабления – 0,2,  
 Кажущийся угол внутреннего трения – 60 градусов.  
 Ширина призмы сползания:

$$C = (h + h_c) \cdot \operatorname{tg}\left(45 - \frac{\varphi_0}{\gamma}\right) = (1,78 + 2,87) \cdot \operatorname{tg}\left(45 - \frac{60}{\gamma}\right) = 1,246 \text{ м}$$

Высота свода естественного равновесия:

$$L_B = \frac{B + C}{f \cdot k_r} = \frac{2,35 + 1,246}{8 \cdot 0,2} = 2,25 \text{ м}$$

Расчетная вертикальная распределенная нагрузка:

$$q = \gamma \cdot L_n = 0,028 \cdot 2,25 \cdot 1000 = 62,9 \text{ кПа}$$

По результатам ОПИ принимаем минимальную несущую способность анкеров  $q_{\text{анк}} = 5 \text{ т}$  (50кН). В расчет закладываем коэффициент запаса  $K_3 = 2$ .

Плотность установки анкеров в кровле:

$$S_{\text{ан}} = \frac{q \cdot K_3}{q_{\text{анк}}} = \frac{62,9 \cdot 2}{50} = 2,52 \text{ шт/м}^2$$

Расстояние между анкерами:

$$A = \sqrt{\frac{1}{S_{\text{ан}}}} = \sqrt{\frac{1}{2,52}} = 0,63 \text{ м}$$

Так как заглубление анкера за свод обрушения должно составлять 0,3–0,5 м., выступающая часть анкера – 0,05 м, то длина анкера должна быть 2,5–2,8 м. Расстояние между анкерами 0,6х0,6 м.

В связи с тем, что анкер СЗА обладает опорной плитой размером 200х200 мм, то сетку штангования можно увеличить до 0,8х0,8 м.

Данный расчет произведен для условий «сшивки» свода с устойчивыми породами (рис. 2.).

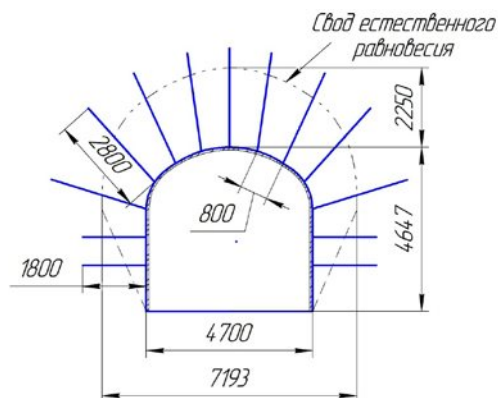


Рис. 2. Параметры анкерного крепления при условии «сшивки» свода с устойчивыми породами (категория IV)

В связи с тем, что технологически сложно устанавливать анкеры такой длины, то воспользуемся расчетом для определения параметров анкерного крепления путем упрочнения штангами несущего породного свода.

Данный расчет сводится к подбору необходимой несущей способности штанги в зависимости от расстояния между анкерами, коэффициента запаса устойчивости и ширины несущей (упрочняемой) плиты. Коэффициент запаса в данных условиях равен 3.

Необходимая несущая способность анкера длиной 1,8 м. при установке через 0,8 м должна составлять:

$$q_{\text{анк}} = \gamma \cdot 100 \cdot A^2 \cdot (L_B + 0,5 \cdot A) \cdot K_3 =$$

$$0,028 \cdot 100 \cdot 0,8^2 \cdot (1,8 + 0,5 \cdot 0,8) \cdot 3 = 11,82 \text{ м}$$

В связи с тем, что при проведении ОПИ несущая способность анкера СЗА в среднем составила 5,5 т., то необходимо уменьшить расстояние между анкерами. Для расчета примем 0,5 м.

$$q_{\text{анк}} = \gamma \cdot 100 \cdot A^2 \cdot (L_B + 0,5 \cdot A) \cdot K_3 =$$

$$0,028 \cdot 100 \cdot 0,8^2 \cdot (2,25 + 0,5 \cdot 0,5) \cdot 3 = 4,3 \text{ м}$$

Расчеты показали, что для «сшивки» свода с устойчивыми породами необходимо использовать усиленные комбинированные крепления – анкерную с длиной анкера 2,5–2,8 м. и сеткой штангования 0,8х0,8м. в сочетании с сеткой УКК или армокаркасами и набрызг-

бетоном толщиной до 8 см. В случае применения анкеров длиной 1,8 м. необходимо в своде выработки создать несущую плиту. При этом устанавливать анкера по сетке штангования не более 0,7х0,7 м. Тип крепи – усиленная комбинированная крепь в сочетании с армокаркасами и набрызгбетоном толщиной до 8 см. (рис. 3.).

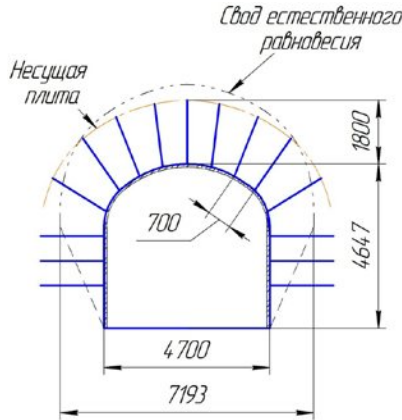


Рис. 3. Параметры анкерного крепления при упрочнении пород и создания несущей плиты анкерами СЗА

Произведем аналогичный расчет для пород средней устойчивости (категория горного массива III).

Высота выработки – 4,65 м.,

Ширина выработки – 4,7 м.,

Полупролет выработки – 2,35 м.,

Высота сводчатой части выработки – 1,78 м.,

Высота боков выработки – 2,87 м.,

Объемный вес пород – 0,028 МН/м<sup>3</sup>,

Угол внутреннего трения – 40 градусов,

Коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову – 8,

Коэффициент структурного ослабления – 0,4,

Кажущийся угол внутреннего трения – 65 градусов.

Ширина призмы сползания:

$$C = (h + h_c) \cdot \operatorname{tg}\left(45 - \frac{\varphi_0}{2}\right) = (1,78 + 2,87) \cdot \operatorname{tg}\left(45 - \frac{65}{2}\right) = 1,03 \text{ м}$$

Высота свода естественного равновесия:

$$L_B = \frac{B + C}{f \cdot k_c} = \frac{2,35 + 1,246}{8 \cdot 0,4} = 1,05 \text{ м}$$

Расчетная вертикальная распределенная нагрузка:

$$q = \gamma \cdot L_B = 0,028 \cdot 1,06 \cdot 1000 = 29,58 \text{ кПа}$$

Плотность установки анкеров в кровле:

$$S_{ан} = \frac{q \cdot K_3}{q_{анк}} = \frac{29,58 \cdot 2}{50} = 1,18 \text{ шт/м}^2$$

Расстояние между анкерами:

$$A = \sqrt{\frac{1}{S_{ан}}} = \sqrt{\frac{1}{1,18}} = 0,9 \text{ м}$$

Так как заглубление анкера за свод обрушения должно составлять 0,3–0,5 м., выступающая часть анкера – 0,05 м, то длина анкера должна быть 1,5–1,7 м. Расстояние между анкерами с учетом размера опорной плиты не более 1,1 м (Рис. 4)

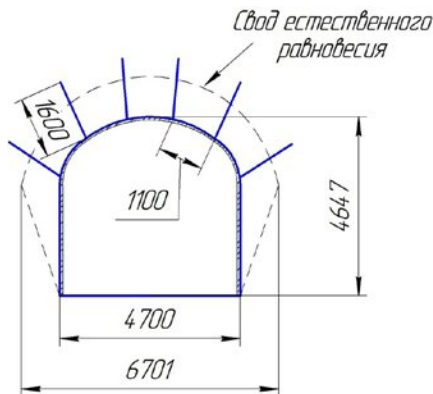


Рис. 4. Параметры анкерного крепления при условии «сшивки» свода с устойчивыми породами (категория III)

Для надежного закрепления пород на контуре выработки при классе горного массива III рекомендуется использовать комбинированную крепь – анкеры, длиной 1,5–1,8 м. и сеткой штангования не более 1x1 м., сетку УКК или армокаркасы, а также набрызгбетон толщиной до 5 см.

УДК 622.838.5 (571.56)

## ГИДРОГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ДОРАБОТКИ ЗАПАСОВ ТРУБКИ «МИР» ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

**И. Б. Бокий, О. В. Зотеев, В. В. Каратаева, С. Г. Черкашин**  
(«Якутнипроалмаз», г. Мирный, zoteev.o@mail.ru)

Запасы трубки «Мир» обрабатывались открытым способом до глубины 525 м (абс. отм. -190 м). Рудное тело в плане имеет форму, близкую к овальной, и вытянуто с северо-запада на юго-восток размерам на отм. -210 м 320'140 м (размеры карьера на гор. -190 м составляют 310'70 м).

В ходе обработки запасов открытым способом был вскрыт метегеро-ичерский водоносный комплекс, что обусловило дополнительный водоприток рассолов в чашу карьера в объеме порядка 1100 м<sup>3</sup>/час.

Все решения по доработке запасов трубки «Мир» базировались на идее перехвата поступающих рассолов вблизи дна карьера, что позволило существенно снизить затраты на подземный водоотлив.

В соответствии с проектом обработка запасов ведется нисходящей слоевой системой с твердеющей закладкой, которая с успехом используется на рудниках «Интернациональный» и «Айхал». Для защиты рудника под дном карьера проектом было предусмотрено оставление предохранительного целика мощностью 20 м (рис. 1, 2).

Для перехвата поступающих рассолов применена так называемая система «сухой консервации» (проект ОАО «Новотэк»). Для реализации такой схемы на дне карьера был отсыпан слой долеритового щебня, поверх него создан противодиффузионный экран из слоя суглинка и полиэтиленовой пленки (подошва суглинка на отм. -160,5 м, полиэтиленовая пленка настелена поверх слоя суглинка на отм. -159 м). Пленочный экран перекрыт слоем глинистых покровных отложений мощностью до 6 м (абс. отм. поверхности -145 м).

Поступающие в карьер рассолы и атмосферные осадки отводятся по штольне (отметка кровли штольни -140,7 м (-148 м), дна – на отм. -145 м (-143 м)). Зеркало воды к настоящему времени (по результатам маркшейдерской съемки) находится на отм. -142 м.

Объем фильтрующейся через пленочно-суглинистый экран воды по расчетам ОАО «Новотэк» предполагался 55 м<sup>3</sup>/час при нормальном режиме и 100 м<sup>3</sup>/час при аварийном режиме. Эта вода должна перехватываться из слоя долеритового щебня специальными

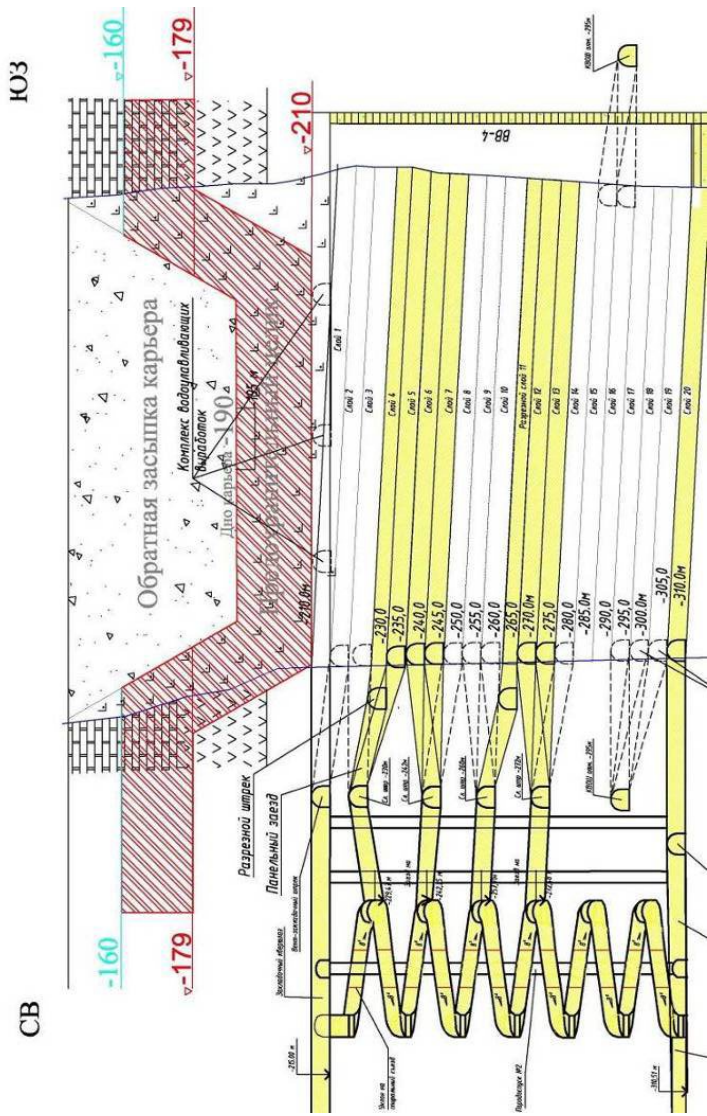


Рис. 1. Поперечный разрез трубки «Мир»

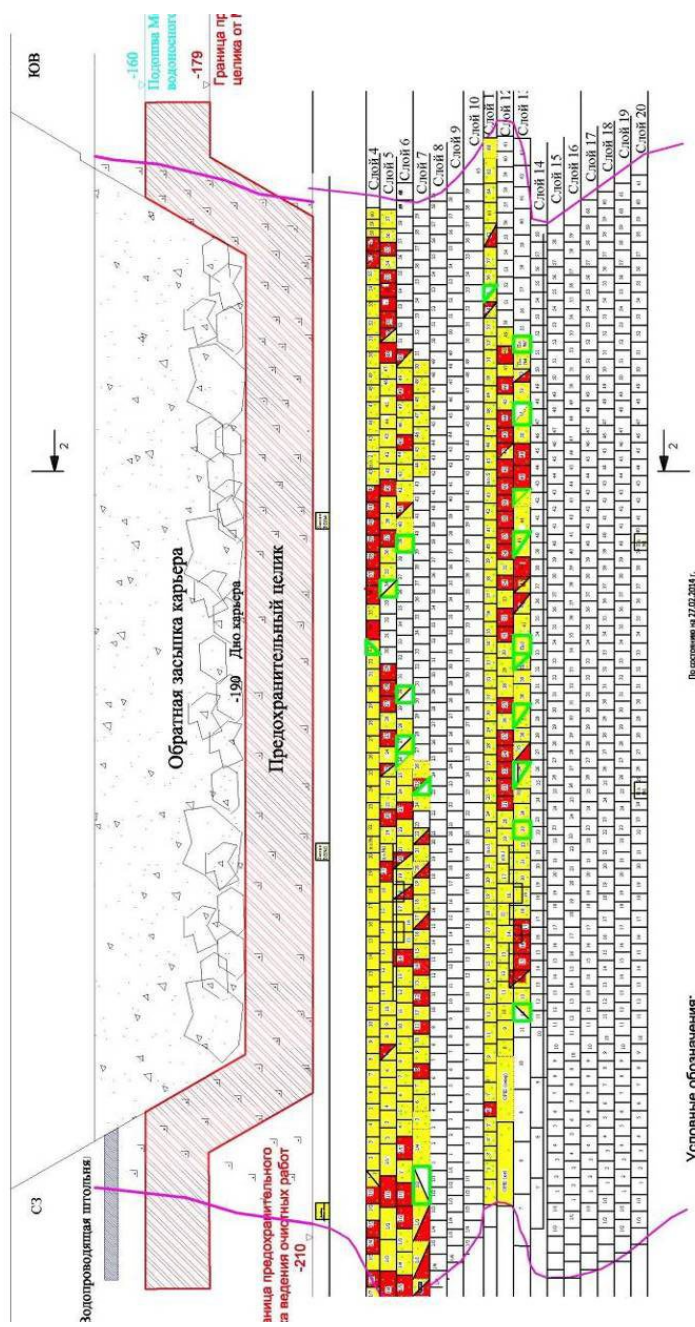


Рис. 2. Продольный разрез по гребне «Мир»

дренажными скважинами и выдаваться на поверхность комплексом главной водоотливной установки (КГВУ), расположенной на гор. -210 м. Кроме того, на настоящее время в составе действующего водоотлива эксплуатируются следующие насосные: вспомогательная насосная на гор. -210 м (ВНС-210), сбрасывающая часть поступившей в рудник воды обратно в карьер и участковая насосная на гор. -310 м (УНС-310), перекачивающая воду в водосборники КГВУ.

Отработку запасов предполагалось начать с блока № 2 в отметках -310/-410 м, оставив между верхней границей ведения горных работ и дном карьера целик толщиной 120 м. Однако по ряду технических причин отработка была начата с блока № 1 (отметки -210/-310 м), при этом рудник отложил отработку первых трех слоев блока, т. е. мощность оставленного предохранительного целика составила 35 м. Для увеличения фронта работ в блоке было выполнено 2 разрезки – на отм. -225/-230 м и -260/-265 м.

Еще одним отклонением от принятых технических решений явилось отставание проходки дренажных скважин в слое щебня, что обусловило обводнение обратной засыпки и увеличение нагрузок на предохранительный целик.

В настоящее время объемы воды, поступающей в подземный рудник в нормальном режиме, существенно превышает расчетные величины (рис. 1, 2) и по данным гидрогеологической службы составляет 100–180 м<sup>3</sup>/час. При этом откачка воды с противодиффузионного экрана осуществляется в нормальном режиме.

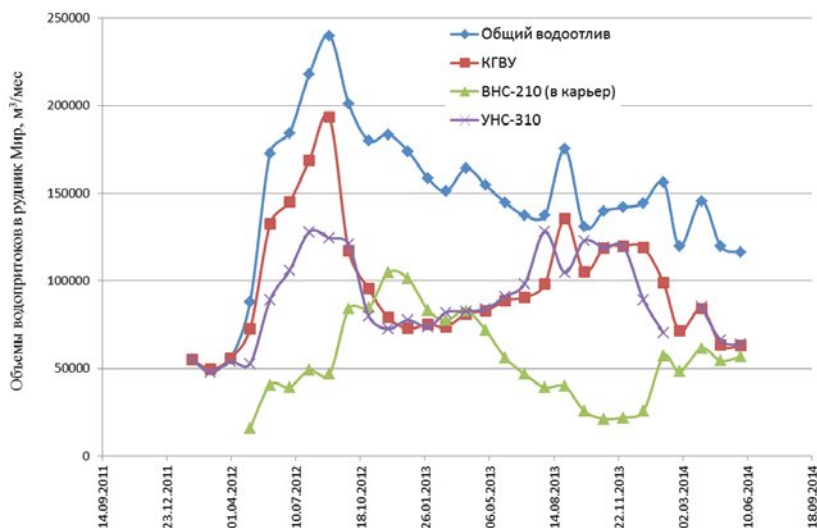


Рис. 1. Среднемесячные водопритоки в подземный рудник

Частично эта проблема решается за счет дренажных скважин, пробуренных под дно карьера в слой долеритового щебня с гор.-210 м. Однако на сегодняшний день почти половина воды не улавливается дренажными скважинами и поступает в очистное пространство и выработки гор.-310 м. Так в марте 2014 г. по данным шахтного водоотлива было откачено 145576 м<sup>3</sup> дренажных вод. Из них 61376 м<sup>3</sup> из дренажных скважин на гор.-210 и 84200 м<sup>3</sup> воды из УНС гор.-310 (в этот объем входит также технологическая вода). В апреле 2014 г. было откачено 119686 м<sup>3</sup> дренажных вод, из них 54399 м<sup>3</sup> из дренажных скважин на гор.-210 и 65287 м<sup>3</sup> воды с УНС гор.-310. В мае из 119711 м<sup>3</sup> дренажных вод дренажными скважинами было перехвачено 56772 м<sup>3</sup>, а на УНС гор.-310 поступило 62939 м<sup>3</sup>.

Поступление воды в зону ведения очистных работ осложняет их проведение: снижается устойчивость рудной потолочины, при затоплении очистных заходок снижается качество армировки и прочность закладки, а значит и устойчивость искусственной потолочины и т. п.

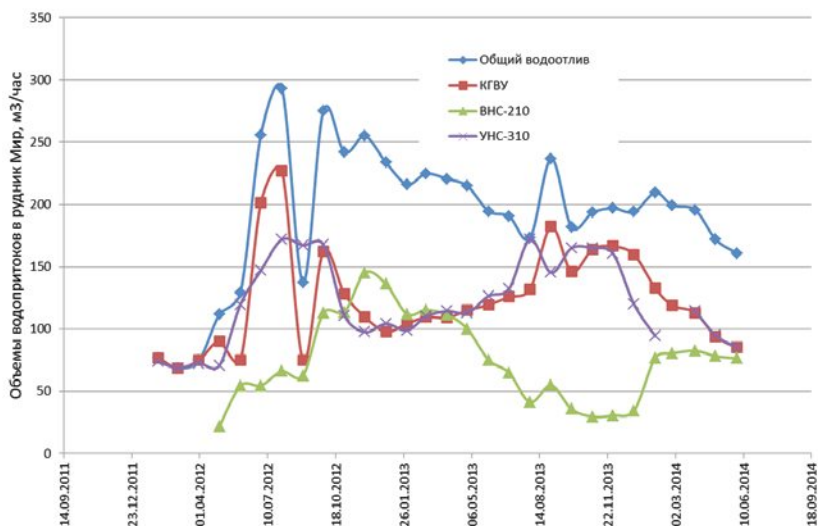


Рис. 2. Среднечасовые (за месяц) водопритоки в подземный рудник

На настоящее время следует признать, что основным источником поступления воды в подземный рудник является фильтрация через прибортовой массив и через трещины в охранном целике, причем часть водопрводящих зон еще не выявлена.

Хотя объемы водопритоков не достигли опасного уровня и не угрожают затоплением подземного рудника, развитие деформаций в целике, обусловленных в основном недозакладом очистных заходов, вызывает определенное опасение. При расчете параметров целика (его толщина принималась равной 20 м) предполагалось, что прогиб подкарьерного целика будет симметричным (рис. 3). Расчетные критические оседания нижней границы целика, при которых начнется образование водопродящих трещин в теле целика по результатам работы ОАО «НОВОТЭК» составили 25 см.

Мониторинг развития деформаций в рудном целике при отработке подкарьерных запасов ведется комплексной системой наблюдений, включающей в себя маркшейдерские измерения, сейсмическое просвечивание и регистрация сейсмоакустической эмиссии. Наиболее информативными составляющими проводимых наблюдений, позволяющими определить численные оценки поведения рудного и вмещающего массивов под воздействием добычных и горно-подготовительных работ в подкарьерном блоке, являются маркшейдерские измерения смещений реперов и искривления скважин. Комплекс измерений постепенно наращивался во времени, т.е. сроки наблюдения за реперами различны. Обобщенная схема системы измерений показана на рис. 4.

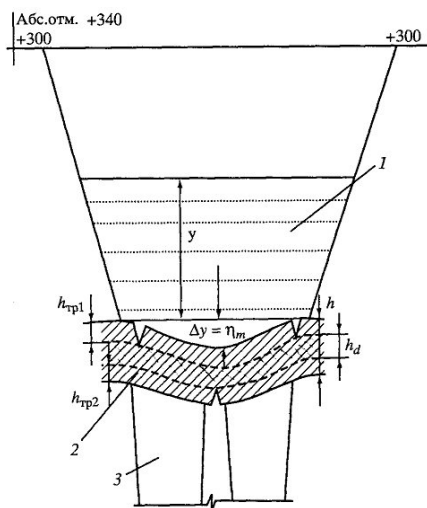


Рис. 3. К определению толщины подкарьерного целика  
 1 – затопленная часть карьера; 2 – подкарьерный целик; 3 – рудное тело;  
 у – напор воды в карьере

Следует отметить, что указанный комплекс геомеханических наблюдений в своей реализации по времени несколько отставал от работ по подготовке добычных работ и собственно начала добычных работ в подкарьерном блоке. С этим обстоятельством связана неопределенность в оценке начального состояния рудного массива. То есть, фиксируемые сдвигения реперных точек и изменения в искривлениях специальных скважин могут быть следствием не только влияния одновременных с датами замеров воздействий добычных и горно-подготовительных работ, но и предыдущих воздействий на горный массив.

Первыми были установлены наблюдательные репера в районе буровой камеры № 9 (рис. 4 и 5). При этом группа реперов 1–8 была установлена в рудном массиве, а группа реперов 10–14 – во вмещающих породах. Динамика развития оседаний реперов представлена на рис. 6. Анализ приведенных материалов позволяет утверждать, что оседания в рудном массиве в буровой камере № 9 до февраля 2014 г. отсутствовали, а во вмещающих породах наблюдается устойчивый рост оседаний со скоростью порядка 1 мм/мес. Максимальная величина оседаний достигает 13–14 мм, т.е. близко к погрешности наблюдений. Объяснением этому является отсутствие горных работ на этом фланге месторождения. В настоящее время наблюдения по этой группе реперов прекращены.

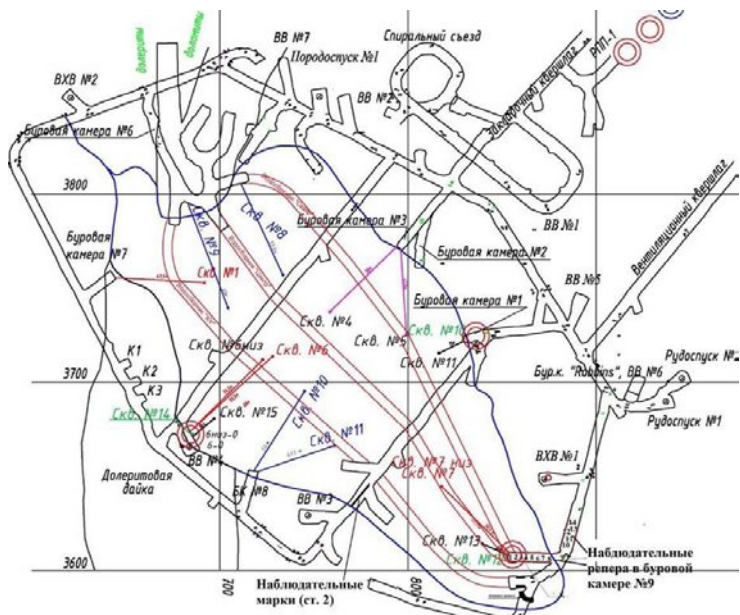


Рис. 4. Обобщенная схема маркшейдерских наблюдений за смещениями реперов и искривлениями скважин на гор. -210 м

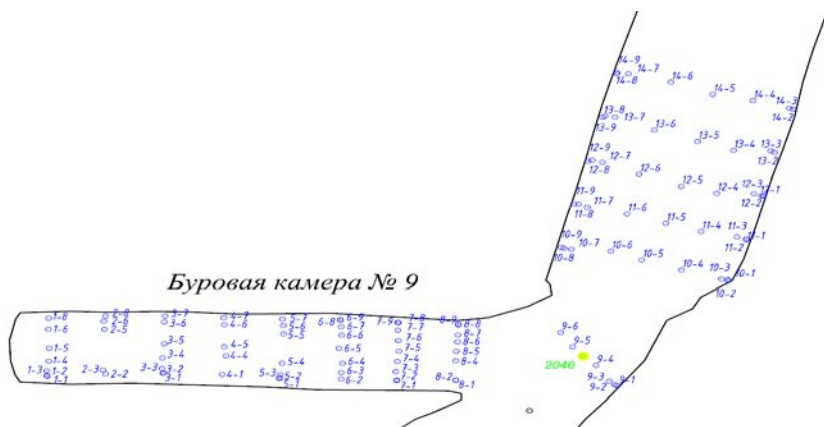


Рис. 5. Схема расположения деформационных реперов в ВЗШ на гор. -210

Практически в это же время в ликвидированном заезде на ВВ № 3 (юг) была установлена труба с наблюдательными марками (рис. 4, 7). Результаты измерений, представленные на рис. 8, показывают, что с приближением к району ведения горных работ оседания интенсивно растут и по величине и достигают 10 см. Скорость увеличения оседаний составляет 10–15 мм/мес. В настоящее время эта группа реперов также недоступна.

Результаты наблюдений за инклинометрическими скважинами, приведенные на рис. 9, наиболее информативны и позволяют утверждать, что северная часть целика оседает гораздо интенсивнее южной: если величина оседаний устьев скв. № 6 и № 7 практически совпадает с оседаниями реперов в перемычке с юга в заезде к ВВ № 3 (рис. 8), то оседания устьев скважин № 4 и 5 достигли 75 см. Скорость увеличения оседаний северной части целика достигает 8 см/мес и в 6–10 раз превышает скорость оседаний южной части целика. Обобщенная картина оседаний по всем реперным станциям приведена на рис. 10.

К концу июня 2014 г. практически все инклинометрические скважины вышли из строя, а также были потеряны подходы к остальным реперам. К этому же времени по водосборным выработкам, пройденным на гор. -215 м была установлена новая система реперов, позволяющая уверенно регистрировать картину развития деформаций как по простиранью выработок, так и по площади целика (рис. 11–16).

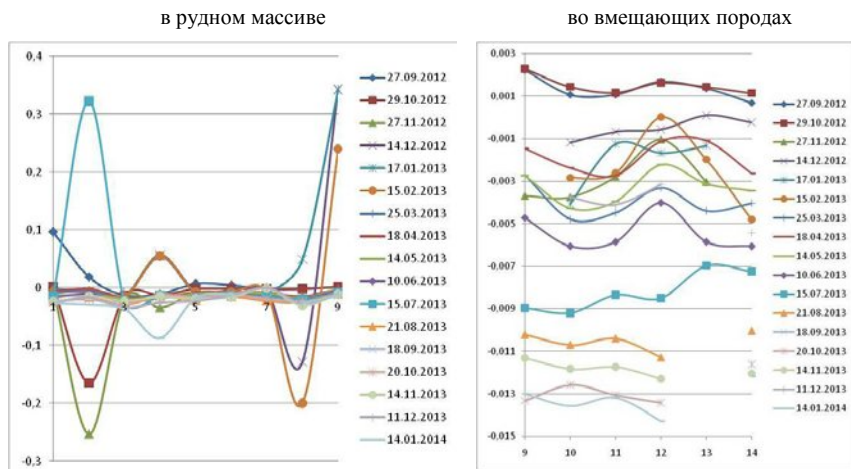


Рис. 6. Результаты наблюдений за оседаниями реперов в ВЗШ на гор.-210 м

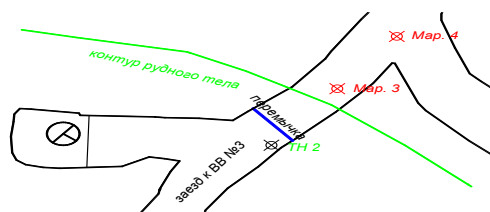


Рис. 7. Схема расположения маркшейдерских наблюдательных точек в перемычке с юга в заезде к ВВ № 3

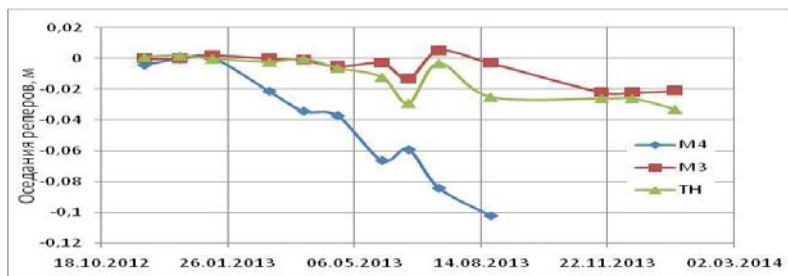


Рис. 8. Оседания реперов в перемычке с юга в заезде к ВВ № 3

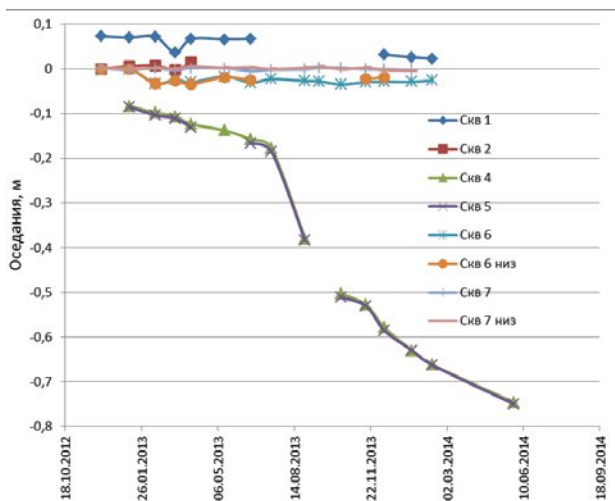


Рис. 9. Динамика оседаний по инклинометрическим скважинам

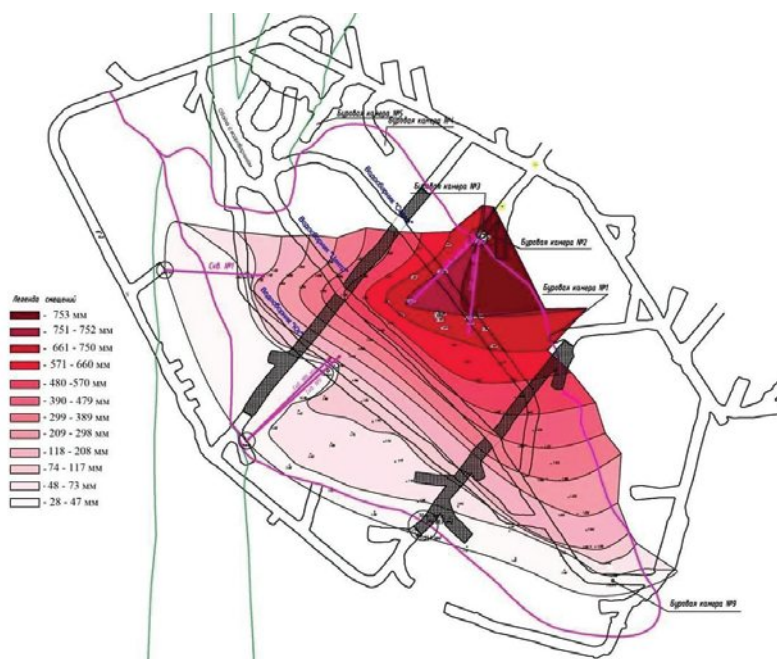


Рис. 10. Объединенная картина оседаний реперов на гор. -210 ÷ -215 м на конец мая 2014 г.

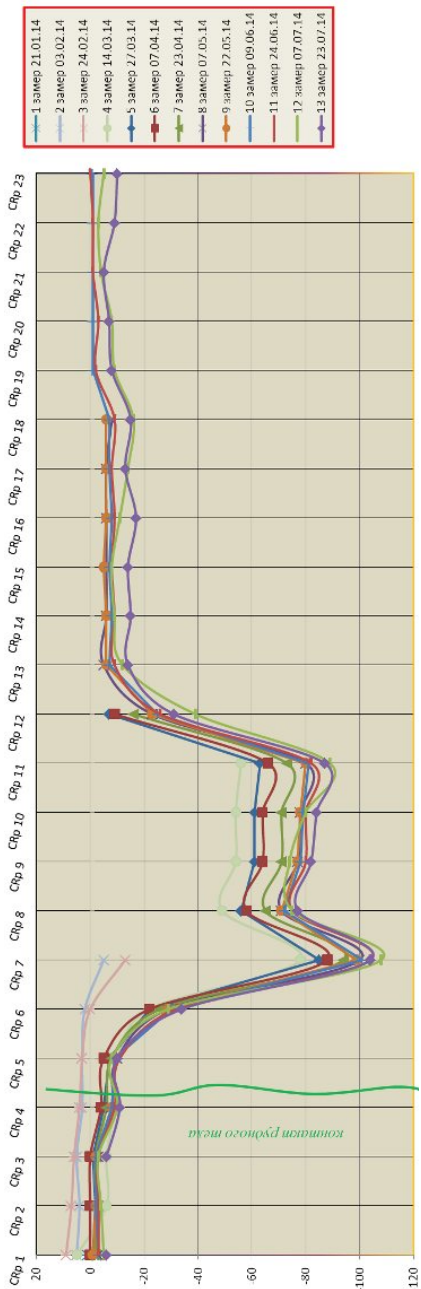


Рис. 11. Оседания кровли в водосборнике «Север»

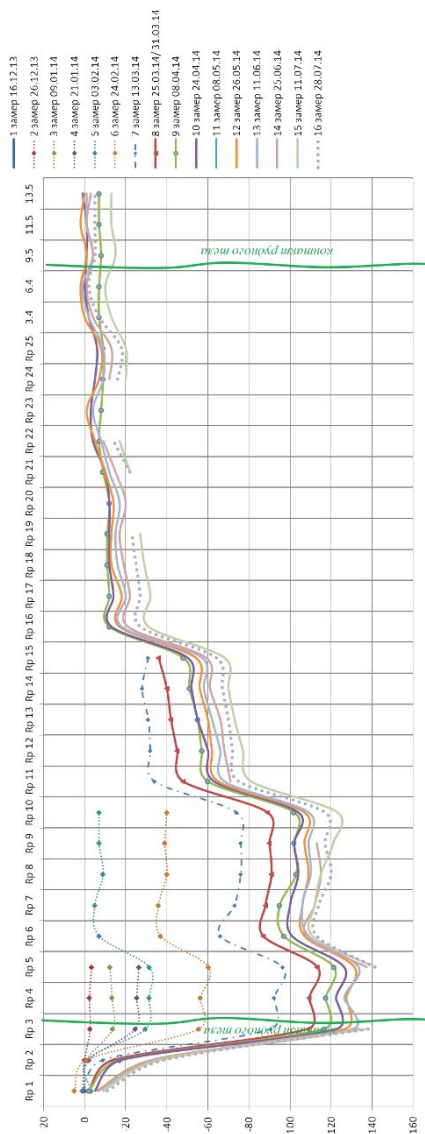


Рис. 12. Оседания кровли в водосборнике «Центр»

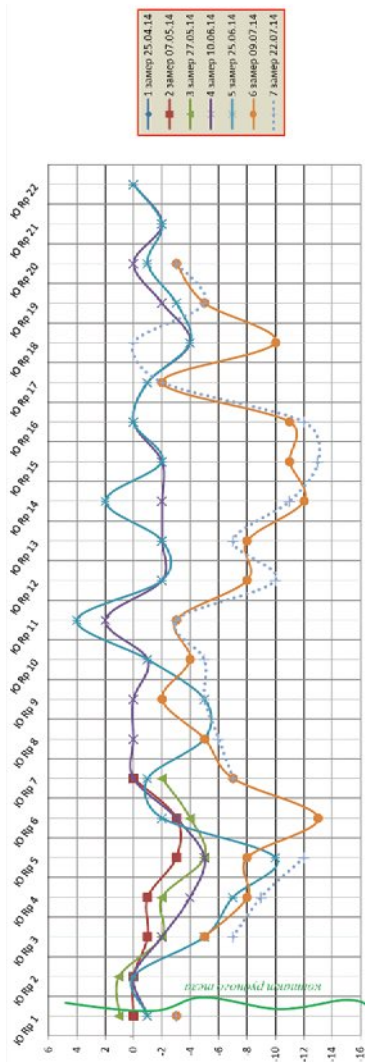


Рис. 13. Оседания кровли в водосборнике «Юг»

Легенда оседаний, мм

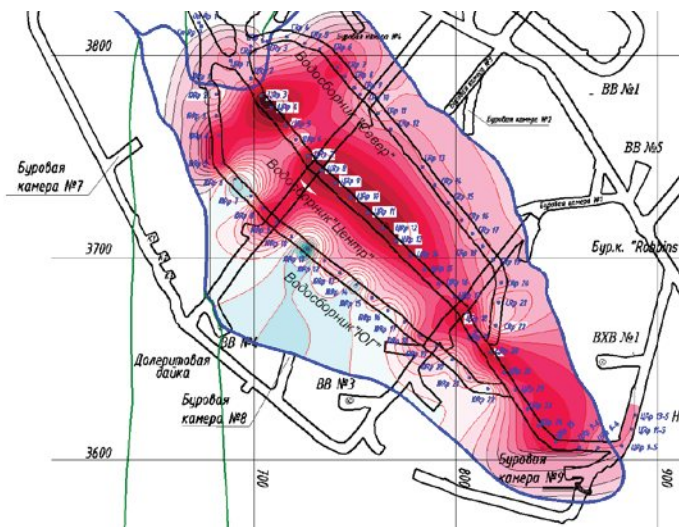
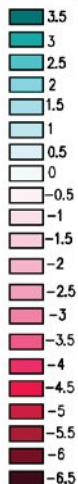


Рис. 14. Оседания реперов в водооборных выработках гор. -215 м за май–июнь 2014 г

Легенда оседаний, мм

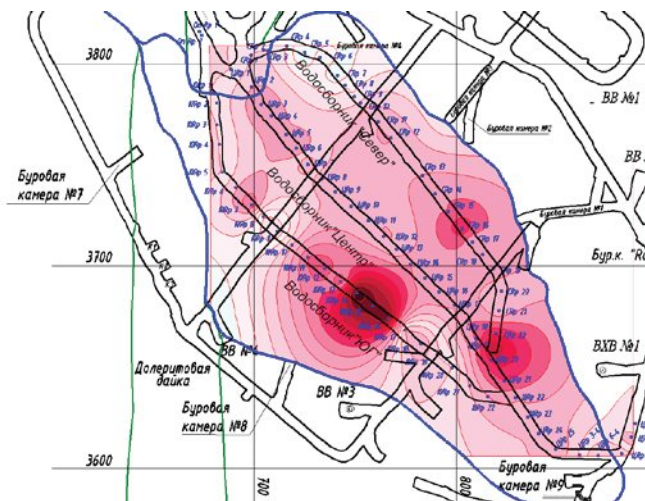
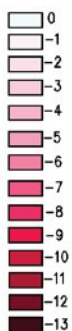


Рис. 15. Оседания реперов в водооборных выработках гор. -215 м за июнь–июль 2014 г

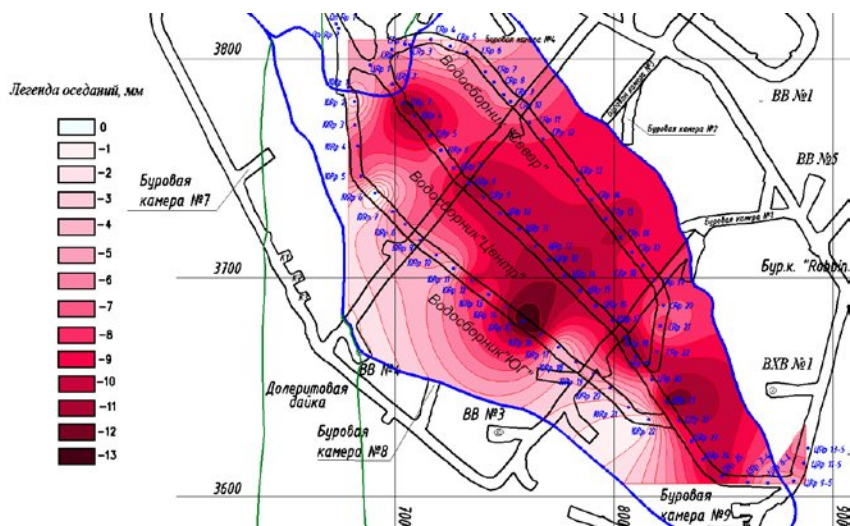


Рис. 16. Оседания реперов в водооборных выработках гор. -215 м за май–июль 2014 г

Таким образом, на основании приведенных результатов можно утверждать, что происходит интенсивная и неравномерная деформация предохранительного целика. Скорости оседаний реперов достаточно высоки, чтобы можно было предположить, что накопленные пустоты уже погашены. В целом же можно сделать следующие выводы:

1. Деформации в теле целика развиваются неравномерно как во времени, так и по площади. Наиболее интенсивно оседает северо-восточная часть целика, в которой общая величина оседаний на конец мая 2014 г. превысила 750 мм (оседания в юго-западной части целика составляют порядка 100–120 мм). Таким образом, реальная картина деформирования отличается от заложенной в расчет.

2. Оседания в средней (по высоте) части целика превысили в 3 раза расчетные критические оседания в нижней кромке без какого либо заметного увеличения водопритока (рис. 2, 9), что свидетельствует, с одной стороны, о целостности суглинисто-пленочного экрана, а с другой стороны о том, что основным путем транзита воды из карьера является раздробленный прибортовой массив.

3. Неравномерность оседаний различных частей целика создает серьезную угрозу для целостности суглинисто-пленочного экрана, нарушение которого может привести к резкому возрастанию водо-

притоков в подземный рудник. Надежно оценить величину критических оседаний невозможно из-за демпфирующей роли слоя долеритового щебня.

4. В пределе, если откажет система «сухой консервации», объем водопритоков возрастет до 1100–1200 м<sup>3</sup>/час. Если при этом сохранится соотношение между долями воды, перехватываемой дренажными скважинами и перетекающей на гор. -310 м (на сегодняшний день это порядка 50% всей воды, поступающей в рудник), то затопление выработок гор. -310 м и -410 м неизбежно.

5. Определенные опасения также вызывает величина оседаний: даже при равномерном оседании всего целика при сохранении целостности противодиффузионного экрана постоянно будет нарастать столб воды между поверхностью экрана и нижней границей штольни, что, свою очередь, будет сопровождаться плавным увеличением водопритоков в рудник.

6. Необходимо пересмотреть всю систему водоотлива рудника, обеспечив возможность подъема всего объема воды участковыми насосами гор. -310 м и -410 м.

7. До окончания реконструкции водоотлива необходимо прекратить отработку запасов выше отм. -265 м, а еще лучше – полностью перейти на отработку запасов блока № 2 (отм. -310/-410 м). Такое решение позволит стабилизировать процесс деформирования целика, сохранить работоспособность системы «сухой консервации» и критически пересмотреть систему водоотлива.

## КАМЕРНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С «ШАХМАТНЫМ» ПОРЯДКОМ ВЫЕМКИ РУДЫ И ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

Ю. А. Дик<sup>1</sup>, А. В. Котенков<sup>1</sup>, М. С. Танков<sup>1</sup>,  
А. С. Кульминский<sup>2</sup>, О. Ю. Арестов<sup>3</sup>

(1 – ОАО «Уралмеханобр» г. Екатеринбург,

2 – ОАО «Якутнiproалмаз» АК «АЛРОСА», г. Мирный,

3 – «Айхальский ГОК» АК «АЛРОСА», г. Айхал)

Одной из наиболее производительных систем разработки рудных месторождений, обрабатываемых в сложных горно-геологических условиях, является этажно (подэтажно) – камерная система разработки с закладкой выработанного пространства. Данная технология на протяжении многих лет применяют на Гайском, Учалинском, Сибайском, Малеевском, Таймырском, Североуральском бокситовом, и других рудниках [1,2].

Анализируя опыт применения этажно (подэтажно) – камерной системы разработки с закладкой можно сделать вывод, что с переходом на большие глубины область ее применения (особенно с порядком отработки «камера-целик») уменьшается. Это связано с невозможности конструктивных элементов системы разработки противостоять повышенному горному давлению.

С целью расширения области применения технологии камерной выемки и сохранения ее для отработки рудных месторождений на больших глубинах, специалистами отдела горной науки ОАО «Уралмеханобр» разработан вариант камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства и расположением камер относительно друг друга «шахматном» порядке [3].

«Шахматный» порядок отработки камерных запасов руды позволяет вести выемку с максимально возможными геометрическими параметрами и при этом значительно снизить влияние горного давления на элементы системы разработки. Это достигается тем, что стадийную отработку камерных запасов руды осуществляют в «шахматном» порядке по схеме I–III–II–IV, при этом днища смежных камер I (III) и II (IV) смещают на один подэтаж (рисунк 1).

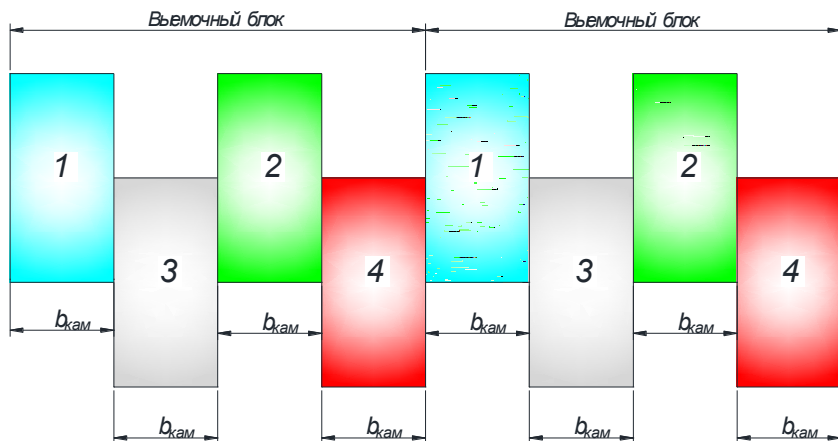


Рис. 1. Принципиальная схема расположения камер при выемке запасов в «шахматном» порядке.

При формировании очистного пространства верхняя половина камеры располагается в закладочном массиве ранее обработанных камер, а нижняя половина камеры заглубляется в рудный массив.

Выемка запасов камер в блоке (четыре камеры) осуществляется в каменно-целивом порядке обработки по схеме 1–3–2–4. Камеры 3-й и 4-й очередей заглублены относительно камер 1-й и 2-й очередей на половину их высоты. Обработку камерных запасов начинают с камер 1-й и 2-й очередей. После их обработки и закладки твердеющими смесями приступают к выемке запасов камер 3-й и 4-й очередей.

Отбитую руду из камеры до откаточного штрека транспортируют по доставочному орту пройденному в средней части смежной камеры, который при ее обработке используют в качестве бурового орта. Отбойку руды верхней части камерных запасов ведут между искусственными целиками из твердеющей закладки, а нижней части – в рудном массиве. Размер каждого рудного целика (камеры) соответствует условию:

$$0,8 < 0,6 + 0,4x b_{\text{ц}} / h_{\text{ц}} < 1,$$

где  $b_{\text{ц}}$  – ширина рудного целика (камеры), м,

$h_{\text{ц}}$  – высота рудного целика (камеры), м.

Закладку всех камер I, II, III и IV на 2/3 их высоты осуществляют твердеющей смесью, а 1/3 часть (верхнюю) камер – гидравлической.

Разработанный вариант камерной системы разработки с «шахматным» порядком выемки руды и закладкой выработанного пространства был предложен для отработки глубоких горизонтов Гайского месторождения.

Гайский подземный рудник ведет добычу руды камерной системой разработки с закладкой выработанного пространства с трёхстадийным порядком отработки камер по схеме 1–2–1–3–1–2–1 с параметрами: ширина – 20 м, высота – 80 м, длина – равна мощности рудного тела. Ухудшение горно-геологических условий с глубиной оказало негативное влияние на геомеханическую ситуацию отработки горизонтов 590 м, 670 м и 750 м. Проявления повышенного горного давления осложнило применение принятого порядка отработки камерных запасов руды с существующими параметрами.

Отработка камер первой очереди через один рудный целик уже не обеспечивает необходимую несущую способность междукamerных целиков (камер второй и третьей очереди). Получил развитие процесс обрушения вмещающих пород и закладочного массива в отработанные камеры. Покамерный анализ процессов обрушения показал, что с понижением горных работ количество камер заваленных породой и закладкой резко увеличивается (рисунок 2):

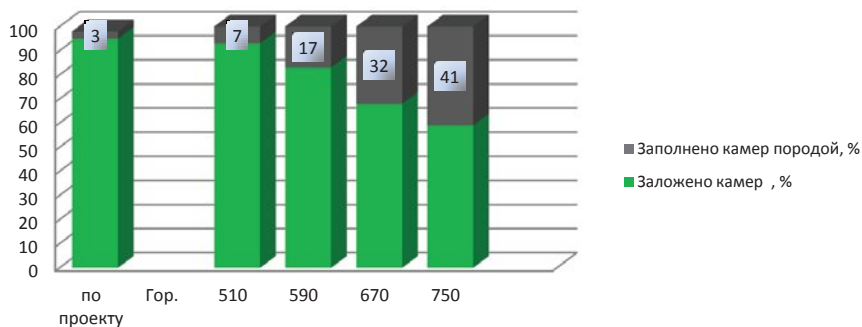


Рис. 2. Соотношение между заложеными камерами закладочным материалом и заполненными обрушенной горной массой по горизонтам в процентах.

Запасы целого ряда камер полностью или частично обрабатываются с выпуском руды под обрушенными горными породами, что приводит к снижению качественных показателей (увеличение потерь и разубоживания руды).

Для отработки глубоких горизонтов Гайского месторождения подземным способом предложен вариант камерной системы раз-

работки с «шахматным» порядком выемки руды и закладкой выработанного пространства. По сравнению с применяемой на руднике камерной технологией в данном варианте: уменьшена высота отрабатываемых камер, изменены конструкция днища камер и порядок их выемки (рисунок 3).

Параметры камер: ширина – 20 м; – длина – до 50–60 метров (при большей мощности рудного тела вкрест простирания осуществляется разбивка на две камеры); – высота – 55 м. Высота отрабатываемых камер принята равной 55 метрам на основании уже существующей на руднике разбивки запасов по вертикали, наличие большого количества уже пройденных горных выработок на этажных и подэтажных горизонтах в рассматриваемых этажах и соответствует высоте двух подэтажей.

Подготовка камер производится на трёх уровнях: горизонт буродоставочный (нижний); горизонт буровой (средний); горизонт вентиляционно-закладочный (верхний).

Схема подготовки камер к очистной выемке – ортовая. Погрузочные заезды на буродоставочном горизонте – диагональные.

Система разработки (камера) включает в себя следующие конструктивные элементы: погрузочные заезды по почве камеры; буровой орт по почве камеры; подэтажный буровой орт по центру камеры (на подэтаже); вентиляционно-закладочные сбойки (одна или две, в зависимости от длины камеры) или вентиляционно-закладочные скважины по кровле камеры; отрезной (вентиляционный) восстающий.

Выемка камер осуществляется в «шахматном» порядке по схеме I–<sub>III</sub>–II–<sub>IV</sub>. При таком порядке обработки каждую выемочную камеру нельзя рассматривать отдельно, поэтому применяется блоковая разбивка запасов с увязкой порядка обработки и подготовки запасов внутри блока. Рудные тела внутри блока делятся на камеры, количество камер в блоке – 4. Параметры блоков: длина – 80 м; ширина – равна мощности рудного тела; высота – от 25 до 55 метров (равна высоте одного или двух существующих подэтажей).

Подготовительные работы в блоке заключаются в проведении необходимого комплекса выработок для ведения горных работ. Отработка камер внутри блока осуществляется в камерно-целиквом порядке, начиная от камер I-й очереди.

Технология очистной выемки основана на буровзрывном способе отбойки руды вертикальными (наклонными) веерами скважин, выпуске руды на почву камер (доставочных выработок), отгрузке и транспортировке руды из камер погрузочно-доставочными машинами без заезда и с заездом в очистное пространство камер.

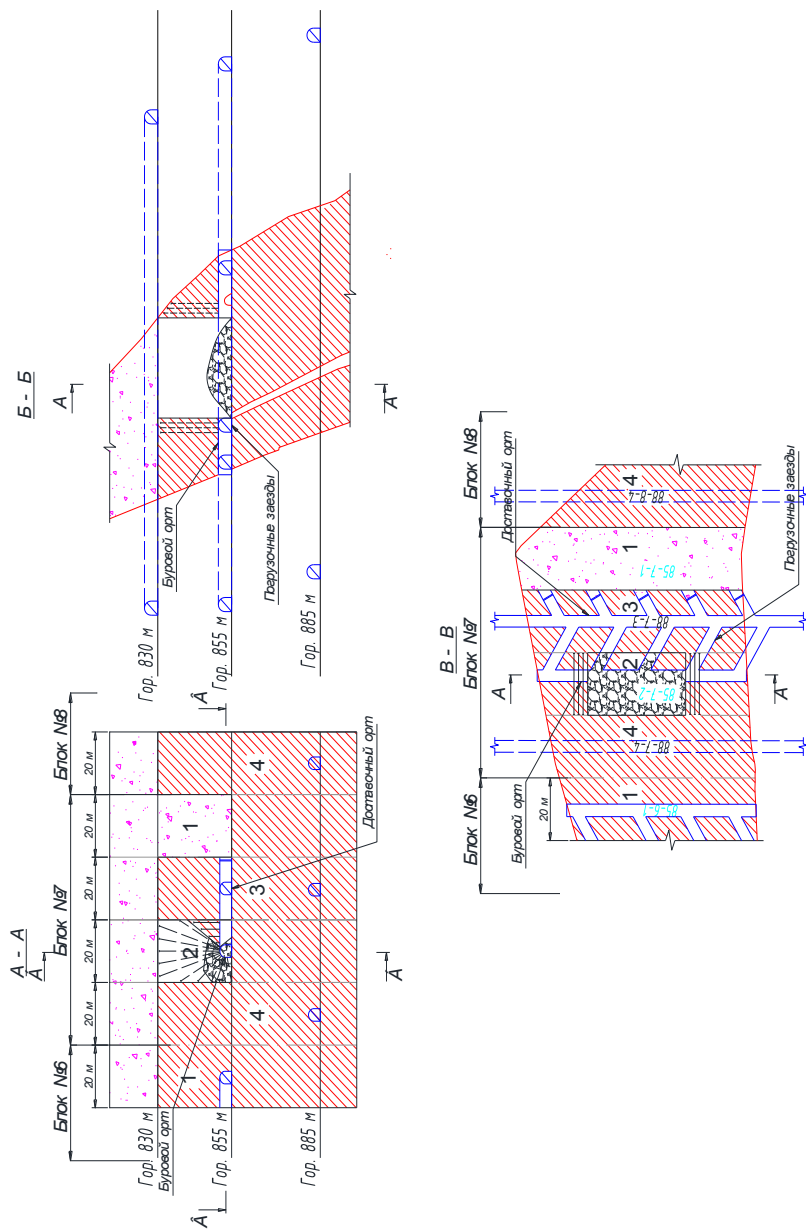


Рис. 3. Система разработки с камерной выемкой и закладкой при «шахматном» порядке отработки

Погашение выработанного пространства производится его полной закладкой. Применяются следующие виды закладки: твердеющая, гидравлическая и породная. Твердеющая разнопрочная закладка применяется для закладки нижней и средней частей камер. Разработаны схемы формирования закладочного массива при «шахматном» порядке отработки (рисунок 4).

Гидравлическая и породная закладка применяется при закладке верхней части камер. При «шахматном» порядке отработки камер недозаклады исключаются. Рассчитаны соотношения видов закладки по прочности и средний расход цемента (таблице 2).

Транспортирование закладочных смесей по трубам будет производиться в соответствии с освоенной на подземном руднике технологией и в соответствии с действующей на руднике технологической инструкцией.

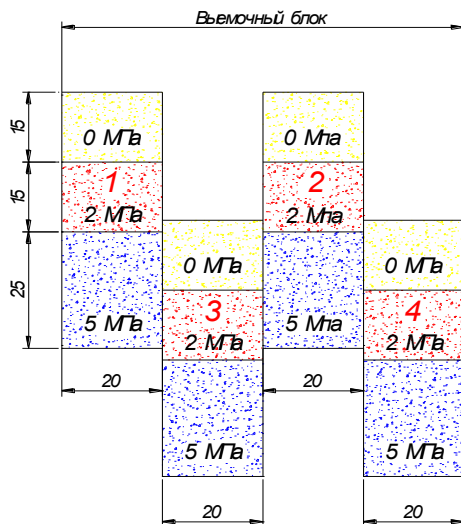


Рис. 4. Схема формирования закладочного массива в камерах.

Таблица 2.

Соотношение видов закладки по прочности и средний расход цемента.

Соотношение видов закладки по прочности	Прочность закладки, МПа			Средний расход цемента, кг/м <sup>3</sup>
	5	2	0	
	45%	27,5%	27,5%	34,4

Применение при отработке рудных месторождений на больших глубинах технологии камерной выемки с «шахматным» порядком отработки и закладкой выработанного пространства позволит: сохранить качество добываемых руд, планомерно управлять горным давлением и обеспечить безопасное ведение горных работ.

Если для условий отработки глубоких горизонтов Гайского месторождения решалась задача по уменьшению параметров системы разработки, то для условий отработки месторождения Айхал ставилась задача противоположного плана. С целью увеличения производительности рудника была разработана камерная система разработки с «шахматным» расположением ромбовидных камер и закладкой выработанного пространства [4], которая должна заменить систему разработки горизонтальных слоев с закладкой.

Используя «шахматный» порядок отработки для условий рудника «Айхал» основной задачей стало формирование камер ромбовидной формы. При этом высота наклонного обнажения рудного массива уже на данной стадии горных работ (до проверки расчетов на практике) может быть увеличена до 9 метров, а общая высота камер может быть увеличена до 18 м. Конструктивные параметры камеры предлагаемой формы представлены на рисунке 5.

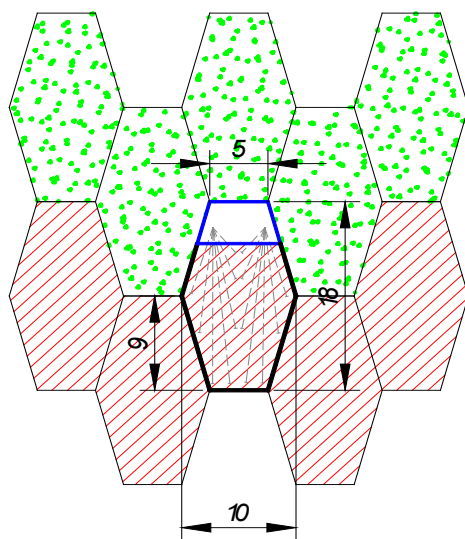


Рис. 5. Общая схема и параметры камерной системы разработки с расположением камер в шахматном порядке.

В верхней части камеры формируются крутонаклонные (под углом 75°) стенки, а так же горизонтальное обнажение закладочного массива с пролётом около 5 метров. Устойчивость этих обнажений закладочного массива в верхней части очистного пространства камеры не вызывает опасений, так как геометрические параметры камер, а так же взаимное расположение закладки в трёх вышележащих заложённых камерах, примыкающих к очистному пространству формируют замковую конструкцию, в которой практически исключаются сдвиговые и срезающие деформации. Закладочный массив в этих трёх камерах в целом может быть представлен как арочная конструкция, работающая на сжатие под воздействием веса вышерасположенного закладочного массива. По предварительным расчётам в данных условиях при прочности закладки не менее 3 МПа обеспечивается устойчивость закладочного массива и безопасность производства работ.

Разработанная конструкция системы разработки и схема отработки камерных запасов в «шахматном» порядке представлена на рисунке 6.

Сущность предлагаемого варианта камерной системы разработки заключается в следующем. Начальная стадия очистной выемки заключается в проходке отрезного восстающего и образовании отрезной щели в торце камеры. Отгрузка отбитой руды при оформлении отрезной щели производится из доставочного орта, пройденного по почве камеры.

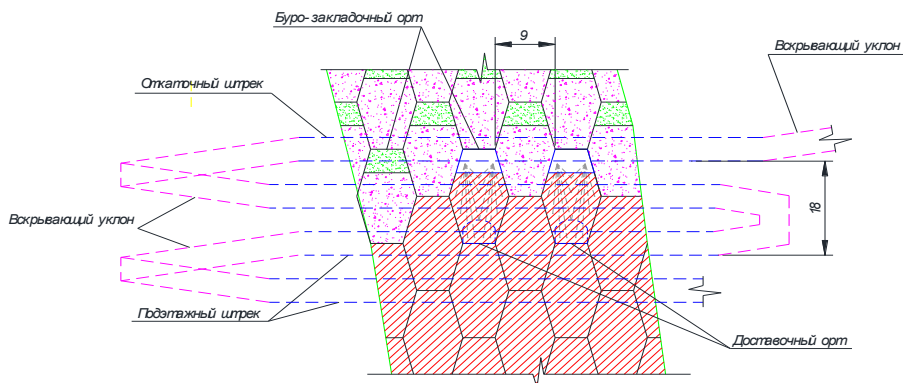


Рис. 6. Схема отработки камерных запасов в «шахматном» порядке и закладкой выработанного пространства.

Нормальная стадия очистной выемки камерных запасов заключается в послышной отбойке нисходящих вееров скважин, пробуренных из буро-закладочного орта сначала на пространство отрезной щели, а затем на выработанное пространство, образованное отбойкой вееров (рисунок 7)

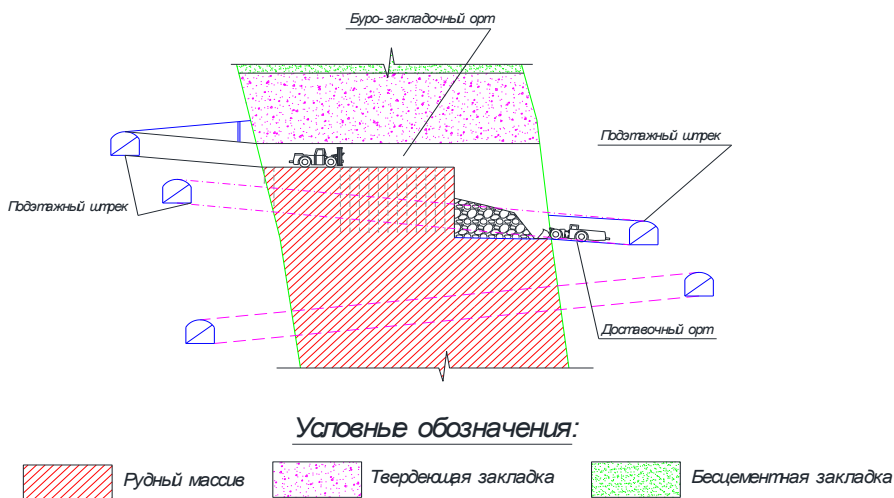


Рис. 7. Нормальная стадия очистной выемки камерных запасов

Отгрузка отбитой руды также производится из доставочно-го орта, пройденного по почве камеры. По окончании отбойки руды в камере осуществляется зачистка почвы камеры с помощью ПДМ, оборудованной системой дистанционного управления. Машина при зачистке движется непосредственно по почве камеры.

По окончании зачистки почвы камеры осуществляется строительство перемычек и производится закладка выработанного пространства камеры. Твердеющими смесями может заполняться только нижние 2/3 высоты камеры, верхняя треть камеры могут заполняться бесцементной или сухой закладкой.

Для перехода к шахматной выемке запасов ромбовидными камерами Юго-Западного рудного тела (ЮЗРТ), первоначально отрабатываются камеры переходной зоны. Стандартные камеры переходной зоны представляют собой нижнюю часть ромбовидной камеры и в общем виде могут быть представлены как перевернутая трапеция (рисунок. 8).

Параметры стандартных камер переходной зоны:

- длина – равна мощности рудного тела и в среднем составляет 40 метров;
- ширина по почве камеры – 5 метров;
- ширина по кровле камеры – 10 метров;
- высота – 10 метров.

Выемка запасов камер переходной зоны заключается в разбурировании запасов нисходящими скважинами, пробуренными из буровой выработки, расположенной непосредственно под закладочным массивом ранее отработанных слоевой системой разработки заходок. По почве камеры переходной зоны в её торце проходится доставочный заезд. Доставочный заезд проходится только до границы камеры. Отгрузка отбитой рудной массы осуществляется с выездом ПДМ, оборудованной системой дистанционного управления в выработанное пространство камеры.

Для снижения потерь и разубоживания руды, а также повышения устойчивости элементов системы разработки переходная зона на ЮЗРТ обрабатывается камерами двух типов.

Первый тип камер переходной зоны на ЮЗРТ – в общем виде представляет собой перевёрнутую трапецию с присоединённым к её верхнему основанию «рудным домиком». С учётом расположения рудных элементов днищ камер присоединение «рудных домиков» осуществляется со смещением к одному из флангов камеры. Разбурирование запасов камер первого типа в переходной зоне Северо-Восточного рудного тела (СВРТ) осуществляется нисходящими скважинами из буро-доставочного орта, проводимого по «рудному домику» (под закладочным массивом). Отгрузка отбитой руды осуществляется из торцового погрузочного заезда, проведённого на уровне почвы камеры. Движение ПДМ, оборудованной системой дистанционного управления осуществляется непосредственно из выработанного пространства камеры.

Второй тип камер переходной зоны на ЮЗРТ – представляет собой ромбовидную камеру с присоединённым сверху «рудным домиком». Разбурирование запасов камер второго типа в переходной зоне Северо-Восточного рудного тела осуществляется нисходящими скважинами из буро-доставочного орта, проводимого по «рудному домику», оставленному при выемке запасов вышерасположенных камер по проекту института «Якутнипроалмаз». Очистная выемка в данных камерах аналогична с отработкой ромбовидных камер, описанной ранее.

Разработанная технология камерной выемки с поэтажной отбойкой руды при «шахматном» порядке отработки и закладкой вы-

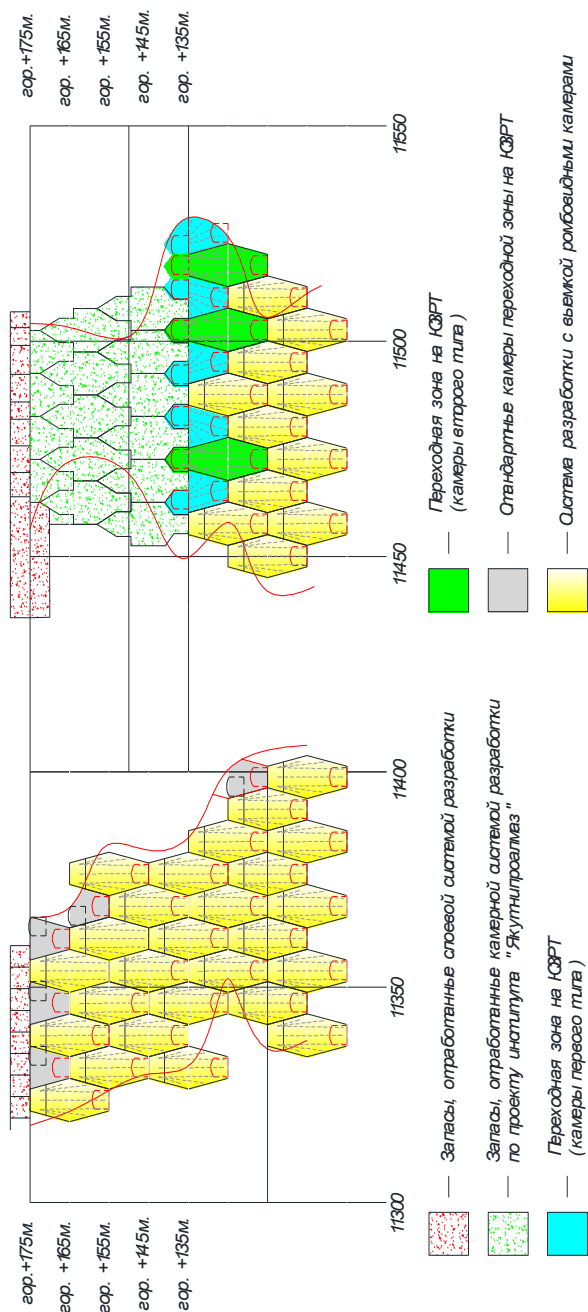


Рис. 8. Вертикальная проекция переходной зоны к «шахматному» порядку отработки Юго-Западного рудного тела.

---

рабочего пространства принята АК «АЛРОСА» к внедрению на руднике «Айхал» при обработке Юго-Западного и Северо-Восточного рудных тел. Начало опытно-промышленных испытаний намечено в отметках +130 м/+115 м Юго-Западного рудного тела.

### Литература

1. Горное производство цветной металлургии Урала / под ред. В. С. Хохрякова. – Екатеринбург, 2004. – 666 с.
2. Волков Ю. В. Системы разработки подземной геотехнологии медно-колчеданных месторождений Урала. Екатеринбург: УрО РАН, 2001. – 198 с.
3. Патент № 2475647. Способ разработки мощных крутопадающих рудных тел. Опубликовано 20.02.2013. Бюл. № 5.
4. Патент № 2515285. Способ разработки крутопадающих рудных тел с неустойчивыми рудами. Зарегистрирован в Госреестре изобретений РФ 14.03.2014. Опубликовано 10.05.2014. Бюл. № 13.

## МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОПТИМИЗАЦИИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С УЧЕТОМ ЛОГИСТИКИ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ ПОЛУЧЕНИЯ ЩЕБНЯ

**С. О. Версиллов<sup>1</sup>, А. М. Ефимов<sup>2</sup>, И. В. Вихренко<sup>2</sup>**

*(1 – ФГБОУ ВПО «ЮРГПУ» (НПИ), г. Новочеркасск;*

*2 – Северо-Кавказское Управление Ростехнадзора,  
г. Ростов-на-Дону)*

Эффективность буровзрывных работ на карьерах нерудных стройматериалов для дальнейшего производства щебня во многом определяет эффективность работы предприятия в целом (горного цеха, включающего в себя карьер и дробильно-сортировочный комплекс). Для нормальной работы любого карьера необходимо обеспечить, прежде всего, оптимальную степень дробления добываемого полезного ископаемого. Степень дробления обычно характеризуется такими показателями, как выход негабаритных кусков, их гранулометрический состав (%), выход некондиционной мелочи (%) и средний диаметр куска отбитой горной массы. Наиболее важным показателем степени дробления горной массы обычно считается выход негабаритной кусковой фракции, от чего зависит надежность работы и производительность погрузочно-транспортного оборудования, а также затраты на вторичное дробление или складирование негабаритов.

Для оптимизации степени дробления горной массы требуется применение системных критериев, учитывающих величину капиталовложений на всех стадиях горных работ, возможное изменение производственной мощности горного предприятия по добыче и переработке (производству щебня), возможное изменение качества добываемого полезного ископаемого (горной массы), а также полноты использования недр и добытого полезного ископаемого. Особенно важно учитывать эти факторы в условиях открытой разработки месторождений песчаников, известняков, доломитов и других нерудных строительных материалов, на которых в зависимости от степени дробления горной массы может сильно изменяться не только выход негабаритов и некондиционной мелочи после отбойки, но

и содержание различных фракций после стадий дробления и грохочения в процессе получения щебня, а значит, и производственная мощность карьера и всего горного предприятия в целом по качеству и объемам полезно используемых на последующих стадиях переработки продуктов. При этом не только может измениться величина удельных эксплуатационных затрат, но и цена конечной (товарной) продукции и рынки ее сбыта, а также эффективность использования капиталовложений, что весьма важно при дефиците инвестиций.

Таким образом, оценивая влияние параметров БВР на качество добываемого полезного ископаемого, необходимо принимать во внимание всю логистическую цепочку добычи и переработки вплоть до получения конечной продукции, которая находит рынки сбыта.

В качестве критерия оценки может быть принята сумма годовой прибыли за вычетом из этой суммы капитальных вложений на стадиях добычи и переработки (с учетом процентной ставки за кредит). Для базового и любого другого варианта степени дробления горной массы этот критерий будет иметь вид (руб):

а) для базового варианта

$$П_{\text{ргб}} = A_{\text{б}} (\text{ц}_{\text{дб}} - \text{с}_{\text{дб}}) - \sum_{i=1}^n K_{\text{б}i} (1 + E_k), \quad (1)$$

б) для нового варианта

$$П_{\text{ргб}} = A_{\text{б}} (\text{ц}_{\text{дб}} - \text{с}_{\text{дб}}) - \sum_{i=1}^n K_{\text{б}i} (1 + E_k), \quad (2)$$

где  $A_{\text{б}}$  и  $A$  – производственная мощность горного предприятия при базовом и новом вариантах по добыче горной массы, т/год;  $\text{ц}_{\text{дб}}$  и  $\text{ц}_{\text{д}}$  – извлекаемая ценность добываемого и перерабатываемого полезного ископаемого при базовом и новом вариантах, руб/т;  $\text{с}_{\text{дб}}$  и  $\text{с}_{\text{д}}$  – эксплуатационные затраты на добычу и переработку полезного ископаемого (известняка) при базовом и новом вариантах, руб/т;  $E_k$  – коэффициент банковской процентной ставки за кредит, доли ед.;  $K_{\text{б}i}$  и  $K_i$  – величина капитальных затрат при базовом и новом вариантах на  $i$ -й стадии добычи и переработки, руб;  $n$  – число стадий добычи и переработки.

Если при переходе на новый вариант степени дробления горной массы увеличивается полнота использования запасов, то удельные капиталовложения снижаются. Например, если по сравнению с базовым вариантом при новом варианте снизится выход некондиционной мелочи, то при этом уменьшатся не толь-

ко эксплуатационные затраты на отвалообразование отходов, но и капитальные затраты на вскрышные работы и строительство отвалов.

Удельное значение этого критерия имеет вид (руб/т):

а) при базовом варианте

$$\Pi_{pб} = (\Pi_{дб} - c_{дб}) - \sum_{i=1}^n K_{бi} (1 + E_k) / A_{б}, \quad (3)$$

б) при новом варианте

$$\Pi_p = \left[ A(\Pi_d - c_d) - \sum_{i=1}^n K_{it} (1 + E_k) \right] / A. \quad (4)$$

Если требуется сравнить варианты степени дробления горной массы за несколько лет, то в качестве критерия оценки их эффективности может быть принята сумма дисконтированной прибыли за какой-то расчетный период времени за вычетом разницы в капитальных затратах по формулам (руб):

а) при базовом варианте

$$\sum_{t=1}^{t_p} \Pi_{pбt} = \sum_{t=1}^{t_p} A_{бt} (\Pi_{дбt} - c_{дбt}) / (1 + E)^{t_p-1} - \sum_{t=1}^{t_p} \sum_{i=1}^n K_{бit} (1 + E), \quad (5)$$

б) при новом варианте

$$\sum_{t=1}^{t_p} \Pi_{prt} = \sum_{t=1}^{t_p} A_t (\Pi_{дt} - c_{дt}) / (1 + E)^{t_p-1} - \sum_{t=1}^{t_p} K_{it} (1 + E_k), \quad (6)$$

где  $t_p$  – расчетный срок сравнительной оценки, лет;  $E$  – коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.

Возможность увеличения или уменьшения производственной мощности горного предприятия при изменении параметров БВР (удельного расхода ВВ на отбойку) можно установить на основе определения времени производственного цикла добычи полезного ископаемого.

Если, например, при базовом варианте, при котором время бурения, зарядания и взрывания скважин при отбойке равно  $t_{бврб}$ , время экскавации и погрузки горной массы равно  $t_{эпб}$ , время взрывного дробления негабаритов равно  $t_{нер}$ , то время выполнения производственного цикла добычи будет равно  $T_{б} = t_{бврб} + t_{эпб} + t_{нерб}$ .

Допустим, что при новом варианте при некотором уменьшении удельного расхода ВВ на отбойку (и расхода бурения) затраты времени на буровзрывные работы в блоке будут равны (мес)

$$t_{\text{бвр}} = t_{\text{бур}} \cdot q_c / q_{\text{сб}} + t_{\text{вз}} \cdot q_v / q_{\text{вб}} + t'_{\text{эп}}, \quad (7)$$

где  $t_{\text{бур}}$  и  $t_{\text{вз}}$  – время выполнения буровых и взрывных работ в производственном цикле при базовом варианте, мес;  $t'_{\text{эп}}$  – время экскаваторно-погрузочных работ в блоке, мес;  $q_{\text{сб}}$  и  $q_{\text{вб}}$  – удельный расход скважин и ВВ на отбойку при базовом варианте, м/т; кг/т;  $q_c$  и  $q_v$  – удельный расход скважин и ВВ на отбойку при новом варианте, м/т, кг/т.

Допустим также, что при новом варианте несколько увеличивается выход негабаритов, но от взрывного вторичного дробления их отказались и применили механическое дробление негабаритов в процессе экскаваторно-погрузочных работ. Время экскаваторно-погрузочных работ при новом варианте может быть как меньше, так и больше, чем при базовом варианте и тогда его величина будет равна (мес)

$$t_{\text{эп}} = t_{\text{эпб}} \cdot q_{\text{эп}} / q_{\text{эпб}}, \quad (8)$$

где  $q_{\text{эпб}}$  и  $q_{\text{эп}}$  – удельный расход времени на экскаваторно-погрузочные работы при базовом и новом вариантах, сек/т.

Тогда общее время производственного цикла при новом варианте составит (мес)

$$T = t_{\text{бур}} q_c / q_{\text{сб}} + t_{\text{вз}} \cdot q_v / q_{\text{вб}} + t_{\text{эп}} \cdot q_{\text{эп}} / q_{\text{эпб}}. \quad (9)$$

В соответствии с изменением продолжительности производственного цикла производственная мощность карьера по добыче горной массы при новом варианте и той же производственной площади изменится согласно выражению (т/год)

$$A = A_0 \cdot T / T_0. \quad (10)$$

Таким образом, в зависимости от степени дробления горной массы при отбойке (удельного расхода бурения, ВВ и СВ) будут изменяться не только прямые эксплуатационные затраты, но и условно-постоянные. Так, если при базовом варианте себестоимость добычи и переработки равна сб, то при новом варианте, в котором обеспе-

чивается снижение прямых затрат на буровзрывные и погрузочно-доставочные работы, а также увеличение производственной мощности карьера по горной массе, себестоимость добычи и переработки сырья до конечной (товарной) продукции будет равна (руб/т)

$$c_d = (c_{дб} - \Delta c_d) \left[ 1 - \varphi \left( 1 - \frac{A_6}{A} \right) \right], \quad (11)$$

где  $\Delta c_d$  – снижение прямых удельных эксплуатационных затрат при новом варианте с уменьшенным удельным расходом бурения и ВВ (по сравнению с базовым), руб/т;  $\varphi$  – доля условно-постоянных затрат в себестоимости добычи и переработки сырья при базовом варианте технологии (параметров БВР и степени дробления горной массы). При этом в себестоимость добычи и переработки как при базовом, так и при любом другом вариантах должны включаться эксплуатационные затраты не только на бурение, взрывание, вторичное дробление, экскавацию и транспорт горной массы и ее первичную переработку, как это было принято раньше, но и затраты на все последующие стадии переработки, вплоть до получения конечной (товарной) продукции.

## ИСПОЛЬЗОВАНИЕ БЕСТРАНСПОРТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ СКЛАДИРОВАНИЯ ХВОСТОВ РРС В ВЫРАБОТАННОЕ ПРОСТРАНСТВО КАРЬЕРА МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ВОСТОК-2»

**И. В. Захаров, А. Г. Ворошилов, Ю. В. Терехина**  
(ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, [umbr@umbr.ru](mailto:umbr@umbr.ru))

*Месторождение вольфрамовых руд «Восток-2»* открыто в 1961 году. Разработка месторождения начата в 1969 г и осуществляется комбинированным способом. Запасы до горизонта +720 м отработаны карьером, с горизонта +720 м до +560 м – отработка ведется подземным способом.

По условиям разработки и рельефа местности карьер делился на две части, нагорную и глубинную. Вскрытие нагорной части карьера осуществлялось обособленными вскрывающими полутраншеями для заезда автотранспорта на каждый горизонт отдельно. Транспортные связи горизонтов карьера с отвалами, расположенными к северо-западу от карьера, в долине ручья Восток-2, предусматривались по траншеям, пройденным с северо-восточной стороны карьера на горизонтах: +840, +830, +810, +800 м. Глубинная часть была вскрыта комбинированным способом – внешней общей траншеей, в пределах отметок +780/+740 м и внутренним съездом до горизонта +720 м. В 1986 г при достижении предельных контуров горные работы на карьере прекратились, и предприятие приступило к доработке запасов подземным способом. За период эксплуатации карьера были образованы нагорные отвалы вскрывных пород № 1, 2, 2а, 3, 4, 5, 5а суммарным объемом ~ 6313,7 тыс. м<sup>3</sup>, в которых складировались, вскрывные породы, а также забалансовые руды с содержанием триоксида вольфрама не более 0,2% (рис. 1).

В настоящее время месторождение «Восток-2» дорабатывается подземным способом и остро стоит вопрос о восполнении сырьевой базы предприятия. Ближайшее, разведенное месторождение шеелитовых руды – «Скрытое» находится в 450 км от обогатительной фабрики, месторождение является крупным, но имеет низкое содержание WO<sub>3</sub> [1]. Поскольку в настоящее время появились технологии предварительного обогащения бедных руд путем

рентгенорадиометрической сепарации (PPC), позволяющей ранее необогатимые руды довести до качества промышленного сырья, предприятием рассматривается вопрос возможности разработки отвалов вскрышных пород [2]. Применение метода PPC позволит осуществить рециклинг горной массы, размещенной в отвалах № 3, 5, 5а, 2 имеющей минимальные содержания полезного компонента.

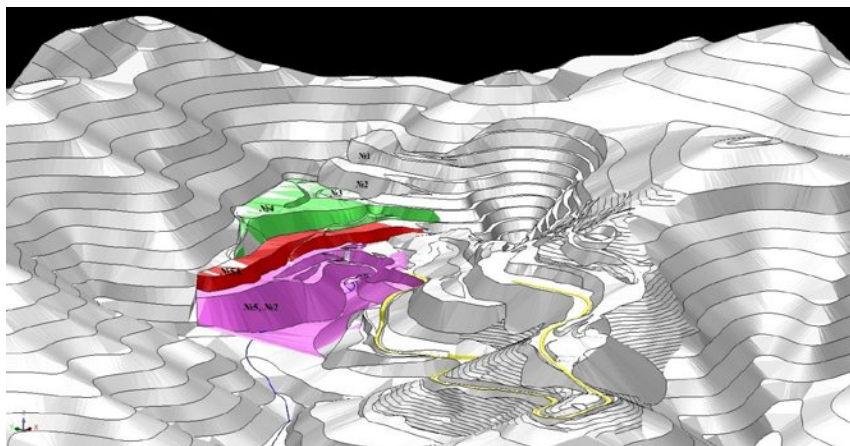


Рис. 1. Схема расположения отвалов вскрышных пород

Основными техническими решениями, предложенными ОАО «Уралмеханобр» в технико-экономических соображениях (ТЭС) для разработки отвалов вскрышных пород месторождения «Восток-2» [3] предусматривается:

- производительность комплекса по переработке отвалов вскрышных пород установить на уровне 400 тыс. т/год с увеличением до 1 000 тыс. т/год для компенсации падения мощности подземного рудника;

- разработку осуществлять пяти метровыми слоями, гидравлическим экскаватором с обратным черпанием вместимостью ковша 5,0 м<sup>3</sup> с транспортировкой горной массы шарнирно-сочлененными автосамосвалами грузоподъемностью 35 т. Вынутая горная масса будет транспортироваться на мобильный дробильно-сепарационный комплекс (ДСК), после переработки промышленный продукт будет перевезен на обогатительную фабрику Приморского ГОКа;

- хвосты сепарации укладывать во вновь создаваемые отвалы. Максимально возможный объем разместить в выработанном про-

странстве карьера, образованного при открытой разработке месторождения «Воток-2».

Годовой объем складирования при производительности перерабатывающего комплекса 400 тыс. т/год и 1 000 тыс. т/год составит – 133,0 тыс. м<sup>3</sup> и, 333,0 тыс. м<sup>3</sup> соответственно.

Основная задача при проектировании технологического комплекса заключалась в применении поточной схемы транспортировки хвостов от ДСК до чаши карьера и поиске способов укладки с учетом наличия зоны сдвижения от подземных горных работ (ПГР) действующего рудника, опоясывающей чашу карьера (рис. 2), нахождение людей и размещение техники в пределах которой – запрещено [4].

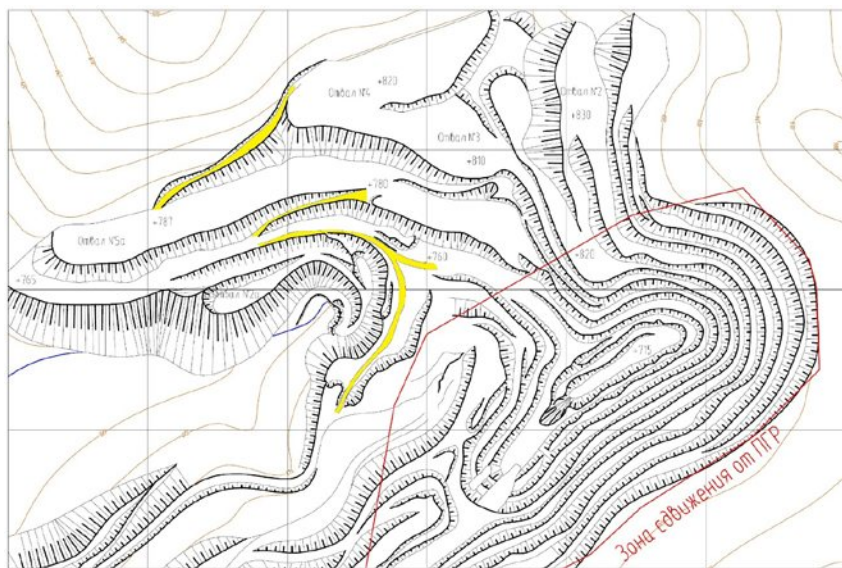


Рис. 2. План карьера с зоной сдвижения от подземных горных работ

Условия разработки отвалов вскрышных пород усложняются: наличием зоны сдвижения от ПГР в районе разработки, рисунок 2, крайне неоднородным содержанием полезных компонентов в горной массе, необходимость реконструкции, существующей системы съездов

Учитывая данные факторы, основными задачами работы являлись:

1. Определение очередности обработки отвалов, согласно предварительной и имеющейся геолого-маркшейдерской документации.

2. Выбор достаточной по размерам в плане площадки для размещения дробильно-сепарационного комплекса с учетом сложного рельефа и оптимальных значений длинны откатки автосамосвалами с различных участков.

3. Определение возможных мест складирования хвостов сепарации с необходимой вместимостью, за пределами зоны сдвижения.

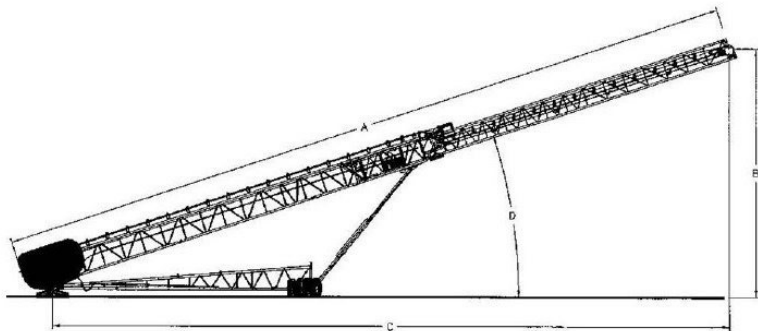
Наиболее привлекательным вариантом в этих условиях является вариант складирования хвостов сепарации непосредственно в чашу отработанного карьера. Несмотря на вышеперечисленные усложняющие факторы, преимущества данного варианта состоят в следующем:

- большой перепад отметок высот, позволяющий расположить значительный объем с одной точки отсыпки;
- уменьшение нагрузки на окружающую среду;
- отсутствие необходимости задействовать дополнительные площади и участки, частично воссоздать первозданный рельеф.

Сложный рельеф, а также наличие зоны сдвижения от ПГР, обуславливает применение поточного принципа транспортировки хвостов сепарации конвейерным транспортом.

Способом непрерывного складирования пород в составе конвейерного комплекса является применение отвалообразователя. Данные машины рассчитаны на высокую производительность так, например, ОШ 1600/110 способен перемещать породу на расстояние до 110 м с производительностью 1 600 м<sup>3</sup>/час. Отвалообразователи являются дорогим несерийным оборудованием с высокой ценой и значительным сроком изготовления. При требуемой производительности по складированию хвостов сепарации 35–100 м<sup>3</sup>/час, применение отвалообразователя является нецелесообразным.

Предпочтение при решении данной задачи было отдано применению мобильного телескопического радиального конвейера – стакера (рис. 3). В данном случае, исходя из производительности, необходимости отсыпки максимально возможного объема с одной точки стояния и условий приобретения, был выбран стакер с максимальными линейными параметрами THOR T-150. Производительность стакера составляет – 200 т/час. Для требуемой производительности по складированию достаточно одной единицы оборудования.



Модель	A	B	C	D
150X36	45700 мм	16500 мм	41300 мм	18°

Рис. 3 Схема с указанием габаритных размеров стакера THOR T-150

На первом этапе эксплуатации, при разработке отвала № 3, и частично 5а, дробильно-сепарационный комплекс (ДСК) и стакер размещают на площадке горизонта + 840 м откуда производится отсыпка нагорного отвала № 1 объемом – 450 тыс. м<sup>3</sup>, на втором этапе ДСК переносится на горизонт +805 м, а стакер устанавливается на горизонт +820 м откуда отсыпает отвал № 2 объемом 1 874 тыс. м<sup>3</sup> в чашу карьера (рис. 4,5).

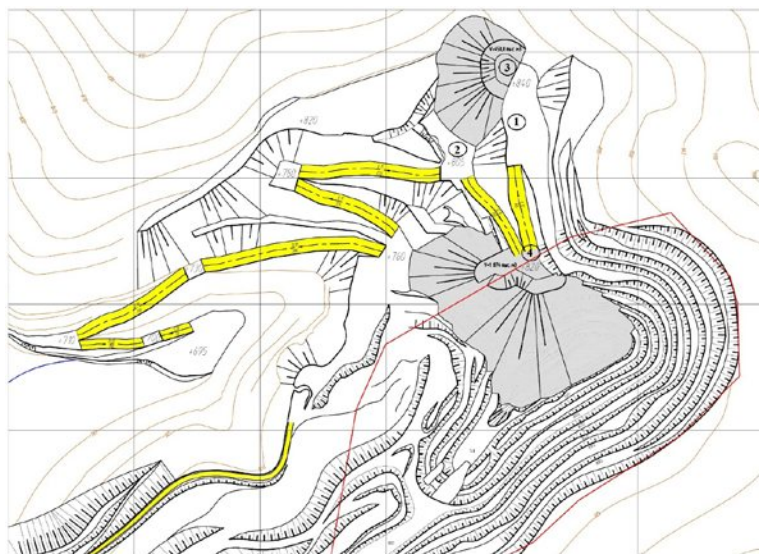


Рис. 4 План расположения проектируемых отвалов с очередностью установки ДСК – 1,2 и стакера 3,4.

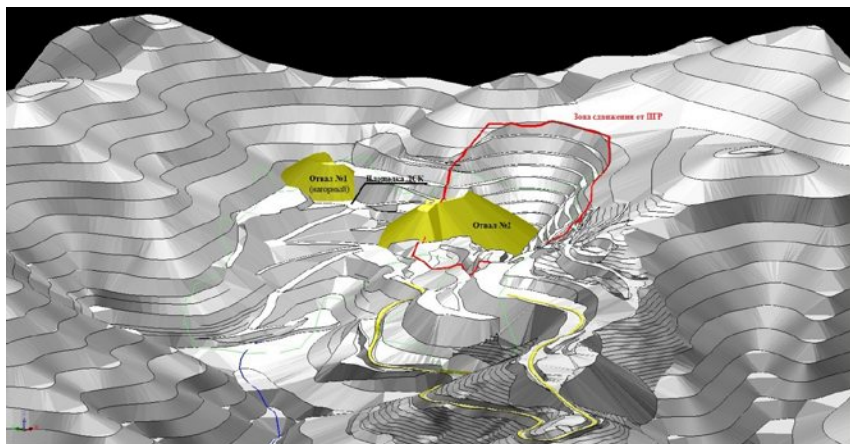


Рис. 5 Схема расположения ДСК – 2 и проектируемых отвалов пустых пород после РРС. Отвал № 1 – «Нагорный», № 2 – «Внутрикарьерный»

Как показали экономические расчеты, использование мобильного телескопического радиального конвейера – стакера по сравнению с транспортированием автосамосвалами снизило затраты на транспортирование пустой породы в выработанное пространство карьера на 50%.

В дальнейшем, при реализации данного проекта, представляется возможным вовлечение в отработку забалансовых запасов подземного рудника «Восток-2» с последующим складированием хвостов сепарации в чашу карьера по предложенной схеме с применением телескопического радиального стакера.

Предполагаемая бестранспортная технология складирования отходов производства и пустых пород вскрыши в выработанное пространство карьера с использованием мобильных телескопических радиальных конвейеров – стакеров может найти широкое применение как при разработке техногенных месторождений, так и при первичной разработке месторождений полезных ископаемых с внешним и внутренним отвалообразованием.

## Литература

1. Саматова Л. А., Гвоздева В. И., Киенко Л. А., Воронова О. В., Сорокина В. А. Минералого-технологические особенности руд шепелитового месторождения Скрытое и перспективы их обогащения // Тихоокеанская геология. 2011. Т. 30 № 6. С. 84–96.

---

2. Л. А. Саматова, Е. Д. Шепета Инновационная технология переработки забалансовых руд и горной массы карьерных отвалов // Горный журнал. 2013. № 10. С. 53–56.

3. ТЭС «Использование отвалов вскрышных пород от открытой разработки вольфрамового месторождения Восток-2» // ОАО «Уралмеханобр» 2013.

4. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом ПБ 03–553–03 (утв. Постановлением Госгортехнадзора РФ от 13.05.2003 г. № 30).

## МЕСТОРОЖДЕНИЕ ТЕБИНБУЛАК – ЖЕЛЕЗОРУДНАЯ КЛАДОВАЯ УЗБЕКИСТАНА

**Г.А. Ворошилов, С.В. Мусихин**

(ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, [umbr@umbr.ru](mailto:umbr@umbr.ru))

ОАО «Узметкомбинат» в настоящее время является единственным предприятием черной металлургии в Средней Азии, на долю которого приходится более 90% продукции черной металлургии в республике. Комбинат испытывает дефицит в железном ломе – единственном сырье для электропечей, из трех которых в работе постоянно находится лишь одна.

Правительством Республики было принято решение о создании собственной сырьевой базы, где предусматривает создание горно-обогачительного комплекса мощностью 22,1 млн.т. железной руды в год.

Месторождение Тебинбулак было открыто в 1937 году. В 1976–1982 и в 1991–1995 г.г. выполнены поисковые работы, основной объем горных и буровых работ приходился на Западную рудную зону. Запасы месторождения представлены в таблице 1.

*Таблица 1*

Запасы месторождения, млн.т

Наименование	Степень изученности			
	C2	P1	P2	Примечание
Запасы Западной рудной залежи до глубины 300 м Содержание Fe в%	452,3* 15,33			Приняты НТС ГПП «Ташкентгеология» Протокол № 15 от 17.12.1996 г.
Прогнозные ресурсы Западной рудной залежи на глубине 300–600 м		452,3		Общие ресурсы месторождения P1+P2 оцениваются в 3,5 млрд.т
Прогнозные ресурсы по остальным 36 рудным залежам до глубины 300 м		1519,6		
Прогнозные ресурсы по остальным 36 рудным залежам до глубины 300–600 м		1971,9	1519,6	
Итого	452,3* 15,33			

\*полностью включены в проектный контур карьера I очереди (на 27 лет эксплуатации)

Тебинбулакское месторождение титаномагнетитовых руд расположено в Караузакском районе Республики Каракалпакстан на правом берегу реки Амударьи в 12 км к северо-востоку от поселка Каратау, в 60 км к северо-западу от города Бируни и в 75 км к юго-востоку от города Нукус, с которым связано автострадой и железной дорогой (Нукус-Турткуль).

Геолого-промышленный тип руд – «Качканарский» (по аналогии с рудами того же состава известного на Урале месторождения).

Рельеф местности, инженерно-геологические, гидрогеологические условия месторождения, параметры залегания рудной зоны предопределили разработку западной части «Тебинбулакского» месторождения открытым способом.

По заданию ОАО «Узметкомбинат» институтом ОАО «Уралмеханобр» в 2012–2013 гг. были выполнены технологические регламенты на добычные работы, обогащение и металлургический передел руд месторождения, определены основные технико-экономические показатели по видам получения готовой продукции (концентрат, агломерат, окатыш, металлопрокат).

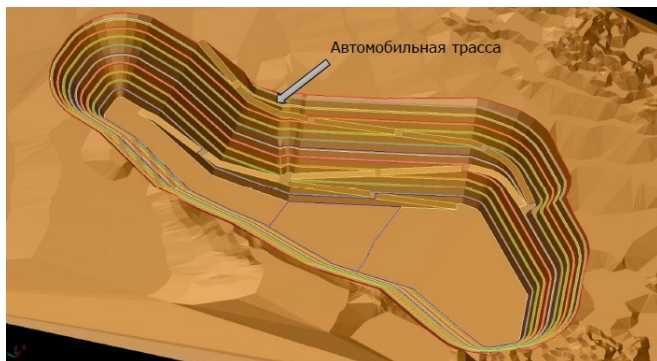
Глубина отработки определена исходя из сравнения экономически допустимого – граничного и контурного коэффициентов вскрыши.

В расчетах использовался линейный контурный коэффициент вскрыши, который определялся на поперечных сечениях в прирезках, при расширении карьера от центра к флангам месторождения. Полученные контуры карьера переносятся на план, а затем корректируются в соответствии с условиями проведения горных работ и схемой вскрытия месторождения.

Специалистами ОАО «Уралмеханобр» была отстроена трехмерная модель месторождения. С помощью полученной каркасной модели рудной залежи, отстроен карьер на экономически эффективную глубину, ограниченную горизонтом подсчета запасов по категории  $C_2$ . Принцип отстройки карьера заключался в построении схемы вскрытия карьера и транспортных берм с минимальным объемом необходимой к выемке горной массы, при соблюдении условия наиболее полной добычи полезного ископаемого с учетом экономически приемлемого граничного коэффициента вскрыши.

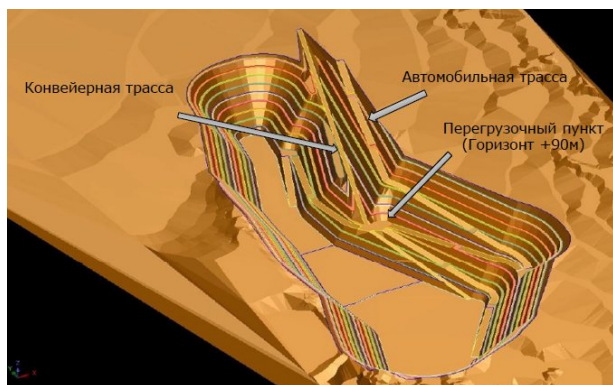
Выемочно-погрузочные работы планируется осуществить по транспортной системе разработки и цикличной технологии. Исходя из горнотехнических условий, принята углубочная, продольная двухбортная система разработки с внешним отвалообразованием. В регламенте были рассмотрены три варианта вскрытия месторождения.

**I вариант** – Автомобильным транспортом. Транспортировка руды и вскрыши – автомобильным транспортом, по системе автомобильных съездов. Транспортирование самосвалами на борт карьера, до стационарной дробильной установки, с последующей транспортировкой дробленой руды до обогатительной фабрики конвейерным транспортом (рисунок 1).



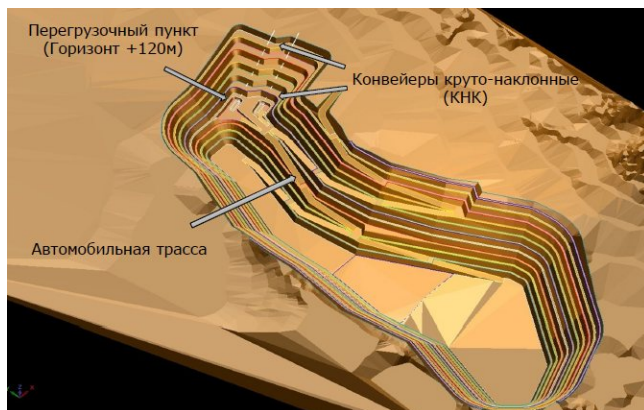
*Рис. 1.* I Вариант разработки месторождения, с транспортированием горной массы автомобильным транспортом.

**II вариант** – Автомобильным и конвейерным транспортом. Транспортировка руды с нижних горизонтов автомобильным транспортом, по системе автомобильных съездов, до перегрузочного пункта, с дальнейшей транспортировкой конвейером, с шириной ленты 2000 мм, по транспортным бермам с продольным уклоном 140‰. Транспортировка вскрыши – автомобильным транспортом (рисунок 2).



*Рис. 2.* II Вариант разработки месторождения, с транспортированием горной массы автомобильным и конвейерным транспортом.

**III вариант – Автомобильным и конвейерным (крутонаклонными) транспортом.** Транспортировка руды с нижних горизонтов автомобильным транспортом, по системе автомобильных съездов до перегрузочного пункта, на гор. +120, с дальнейшей транспортировкой крутонаклонными конвейерами (2 ед.) КНК. Угол наклона конвейера к горизонту составляет  $37^{\circ}$ , длина 285 м. Транспортировка вскрыши – автомобильным транспортом (рисунок 3).



*Рис. 3.* III Вариант разработки месторождения, с транспортированием горной массы автомобильным и крутонаклонным конвейерным транспортом.

В варианте II и III автомобильный транспорт осуществляет функции сборочного транспорта, доставляя руду из забоев нижних горизонтов до перегрузочных площадок. Отвалы вскрышных пород планируется разместить в непосредственной близости от карьера, поэтому во всех вариантах транспортировку вскрышных пород планируется осуществлять автомобильным транспортом. Крупненные схемы разработки месторождения представлены на рисунке 4.

Помимо представленных вариантов, был рассмотрен вариант транспортировки горной массы железнодорожным транспортом, который был исключен от дальнейшего рассмотрения по причине значительного увеличения объема извлекаемой вскрыши при вписывании железнодорожной схемы в непрямолинейные контуры проектируемого карьера.

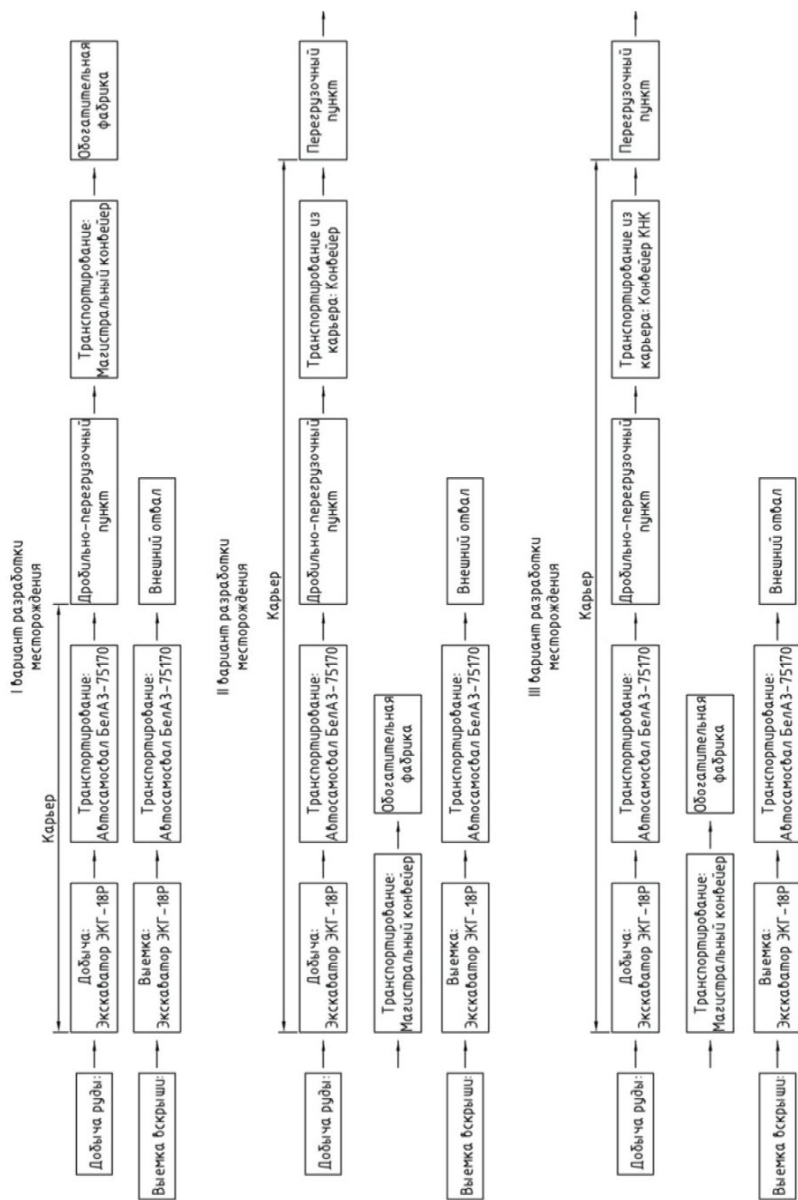


Рис. 4. Схемы разработки месторождения



Рис.4. Экскаватор ЭКГ-18Р

ства 1 500 тыс. т. чугуна в год, необходимо 22 121 300 т. руды.

Разработку месторождения предполагается осуществить двумя пусковыми комплексами:

I – пусковой комплекс – 6 740 тыс. т./год

II – пусковой комплекс – 15 381 тыс. т./год

Полная производительность по руде составит – 22 121,3 тыс. т./год

Для ведения добычных и вскрышных работ, предусматриваются экскаваторы типа ЭКГ-18Р (прямая лопата) с ковшем ёмкостью – 18,0 м<sup>3</sup> (рисунок 4).



Рис.4. Автосамосвал БелАЗ-75170

Технология ведения горных работ на карьере – цикличная. Подготовка крепких пород к экскавации буровзрывным способом. Транспортировка горной массы автомобильным транспортом.

Производительность карьера по руде была установлена исходя из необходимой годовой производительности металлургического завода по чугуну. Для производства 1 500 тыс. т. чугуна в год, необходимо 22 121 300 т. руды.

Транспортирование горной массы, планируется осуществлять, автосамосвалами типа БелАЗ-75170 грузоподъемностью 160 т. (рисунок 5) Для бурения взрывных скважин предусматриваются станки вращательного бурения шарошечными долотами типа СБШ-270А.

Выбор варианта вскрытия месторождения производился на основе удельных прямых эксплуатационных и капитальных затрат на 1 т годовой производственной мощности по добыче железной руды. Эксплуатационные затраты рассчитаны прямым способом: на основе расхода материалов для каждого вида оборудования, заработной платы основных производственных рабочих, единого социального платежа и учета амортизационных отчислений, согласно налоговому кодексу Республики Узбекистан. На основе укрупненной технико-экономической оценки сделан вывод, что к реализации возможен любой вариант, так как разница между вариантами составляет менее 10%, что считается в пределах точности расчетов. Окончательный

выбор необходимо будет сделать на стадии выполнения проектной документации. Полученные значения капитальных и эксплуатационных затрат представлены в таблицах 2 и 3 соответственно.

Таблица 2

Капитальные затраты на приобретение горнотранспортного оборудования

Оборудование	Варианты		
	1-й	2-й	3-й
Буровой станок СБШ-270А	828000	828000	828000
Экскаватор ЭКГ-18Р	2412000	2680000	2680000
Автосамосвалы БелАЗ-75170	2704000	2392000	2288000
Бульдозер Четра Т-25	28100	28100	28100
Конвейер ленточный и дробилки		92000	77000
<b>ВСЕГО, тыс. рублей</b>	5972100	6020100	5901100
<b>ВСЕГО, тыс. долларов США</b>	189590	191114	187337
Удельные капитальные затраты рублей 1 т руды	269,97	272,14	266,76
Удельные капитальные затраты долл. 1 т руды	8,57	8,64	8,47

Таблица 3

Эксплуатационные затраты на добычу руды

Показатели	Варианты		
	1-й	2-й	3-й
Годовой объем вскрыши, тыс.м <sup>3</sup>	17300,0	18650,0	18000,0
Годовой объем руды, тыс.т.	22121,0	22121,0	22121,0
Годовой объем г.м, тыс.м. <sup>3</sup>	23903,0	25253,0	24603,0
Материалы	1571411	1507521	1409571
Электроэнергия	55304,0	109442,4	122536,8
Заработная плата	48963,8	50131,2	48902,4
Единый социальный налог	12241,0	12532,8	12225,6
Амортизация	597210,0	602010,0	590110,0
<b>ВСЕГО, тыс. рублей</b>	2285130,1	2281637,7	2183345,7
<b>ВСЕГО, тыс. долларов США</b>	72543,8	72432,9	69312,6
ИТОГО рублей на 1 т руды	103,3	103,1	98,7
ИТОГО долларов США на 1 т руды	3,3	3,3	3,1
рублей 1 м <sup>3</sup> горной массы	95,6	90,4	88,7
долларов США 1 м <sup>3</sup> горной массы	3,0	2,9	2,8

Строительство горно-обогатительного комплекса по переработке железной руды месторождения на многие годы обеспечит сырьем металлургический комбинат, а также будет способствовать экономическому развитию региона, снижению безработицы, росту уровня жизни населения. На государственном уровне реализация проекта позволит укрепить национальную промышленную систему, сбалансировать структуру национальной экономики, усилить внутренний рынок, стимулировать внутренний платежеспособный спрос и увеличить ВВП.

### **Литература**

1. Технологический регламент по добыче титано-магнетитовых руд месторождения Тебинбулак. г. Екатеринбург ОАО Уралмеханобр – 1074.12.– ТР, 2013 г.
2. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом – ПБ 03–498–02

## ОБЕСПЕЧЕНИЕ УДАРОБЕЗОПАСНОСТИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

**А. А. Аксенов, И. А. Ожиганов**

*(Уральский филиал ОАО «ВНИМИ», в Екатеринбург,  
gurvnimi@yandex.ru)*

Проблема горных ударов при разработке месторождений не теряет своей актуальности, требует проведения исследований и совершенствования методов предотвращения динамических проявлений. Основой нормативной базы по решению вопросов удароопасности является «Инструкция... по горным ударам», 2000 года выпуска. С сентября 2014 года вместо нее действует «Положение...». Техническая сущность «Положения...» полностью повторяет содержание «Инструкции...».

Между тем с понижением горных работ усложняются условия разработки. За срок действия «Инструкции...» получены новые результаты исследований, на основе которых появились разработки методов прогноза и предотвращения горных ударов, усовершенствованные способы ударобезопасного ведения горных работ. Все эти разработки комплекса профилактики горных ударов, должны находить отражение в новых «Указаниях... по горным ударам» для каждого месторождения. То есть, повышается ответственность «Указаний...».

Каждый этап освоения месторождения, начиная с проектирования, должен учитывать требования этих нормативных документов. Уральский филиал ОАО «ВНИМИ» является основным разработчиком таких «Указаний...» для проектируемых и действующих горнорудных предприятий Урала. Для каждого месторождения в «Указаниях...» разрабатывается свой комплекс мер, который учитывает общий опыт исследований в удароопасных условиях.

Так, на стадии проходки вскрывающих выработок требуется разработать соответствующие методы по предотвращению горных ударов. Особенностью проходки вскрывающих выработок, например стволов, является то, что нельзя изменить их трассу при встрече с удароопасными участками. Недостаточность применения мер разгрузки на опасных участках ствола может в дальнейшем вызвать динамические разрушения крепи вышерасположенных участков

выработок. Это показал опыт проходки вентиляционного ствола шахты Ново-Кальинская, где стали происходить горные удары с разрушением бетонной крепи на отметке гор.– 960 м. Пришлось останавливать забой на отм.– 1050 м и производить разгрузку ствола сплошными щелями по образующей.

Подобный случай произошел в дальнейшем при проходке ствола «Черемуховская Глубокая». Опыт показал, что наиболее эффективным способом предотвращения горных ударов является создание защитной зоны в стенках и забое ствола путем разбуривания сплошных щелей. Щели бурятся в направлении перпендикулярном действию главных напряжений. Для обеспечений плавности деформаций на контуре ствола щель заполняется податливым материалом. Призабойное пространство временно крепится с помощью навесных тубингов, а далее после активного деформирования устанавливалась постоянная бетонная крепь с элементами податливости. Создание полной разгрузки в забое и стенках ствола, обеспечение податливости крепления позволяет избежать восстановления нагрузок при дальнейшей углубке ствола и последующей его эксплуатации.

С глубиной разработки возрастает напряженное состояние массива, увеличивается риск возникновения горных ударов при выемке полезных ископаемых. Необходимо совершенствовать требования к безопасности систем разработки, эффективности выемки рудных залежей. Для полого падающих рудных залежей, где применяется камерно-столбовая система разработки, проблемой является обеспечение устойчивости очистных выработок и междукамерных целиков. Использование на шахтах ОАО «СУБРа» камерно-столбовой системы разработки в условиях высокой напряженности и удароопасности требует либо увеличения размеров междукамерных целиков, либо уменьшение пролетов между барьерными целиками. При этом, если увеличивать размеры междукамерных целиков, то они переходят в удароопасное состояние. При коэффициенте формы целика  $2,5 \geq K_{\phi} \geq 1,2$  ( $K_{\phi}$  - отношение высоты целика к ширине), целик является удароопасным. Оставлять барьерные целики через каждые 40–60 м по падению залежи также нецелесообразно из-за значительных потерь руды в этих целиках.

Уральским филиалом «ВНИМИ» предложено вместо оставления барьерных целиков создавать слом основной кровли и прерывать формирование свода обрушения (рис. 1). Разрушение кровли достигается взрыванием скважин над последним рядом междукамерных целиков. Скважины бурятся через ленточный целик небольшой (по-

рядка 2 м) ширины. При взрывании скважин происходит плавное разрушение основной кровли. Образовавшаяся за ленточным целиком консоль, нагружаясь обрушенными породами, создает разгрузку массива впереди фронта работ. Оставляемый податливый ленточный целик и обрушенная кровля являются опорой для образования следующего свода обрушения по падению залежи.

Проведенные на СУБРе опытно-промышленные испытания предложенной разработки подтвердили её эффективность в наиболее удароопасных условиях. При этом существенно снижаются потери руды в барьерных целиках, обеспечивается управление геомеханическим состоянием массива.

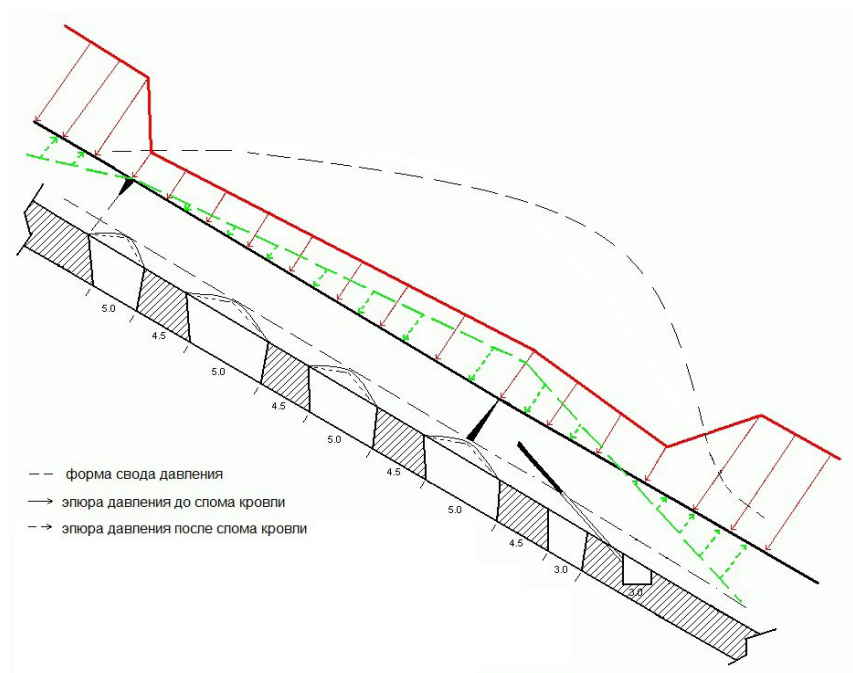


Рис. 1. Распределение нагрузок в кровле-балке над выработанным пространством до и после слома

Для крутопадающих мощных рудных тел, какими представлено, например, Гайское месторождение, зона опорного давления от выемки распространяется как по падению, так и по простиранию. Главное максимальное напряжение Гайского подземного рудника — действует в крест простирания залежи, в субгоризонтальной пло-

скости и в 2 раза превышает главное вертикальное напряжение  $\gamma_H$ . При выемке добычных камер, из-за высоких значений максимального напряжения происходит конвергенция висячего и лежачего бока. При этом краевая часть рудного массива, вблизи обрабатываемой камеры, как по падению, так и по простиранию значительно пригружается. Если применяется порядок отработки через камеру, с образованием камер – рудных целиков, то пригрузки по простиранию на такой целик возрастают существенно и превышают предел его прочности. Для исключения разрушений предлагается переходить на сплошной порядок отработки выемочных камер.

Из-за конвергенции висячего и лежачего бока при выемке камеры верхнего этажа верхняя часть камеры нижнего этажа становится нагруженной уже на стадии нарезных работ. Между тем, в «Инструкции...» предлагается «построение защитных зон мощного рудного тела подкровельного слоя». То есть, в верхнем подэтаже должна быть разгрузка и создаваться защитная зона для нарезных работ, а на практике возникает значительная пригрузка, которая во многих случаях приводит к удароопасным условиям и требует применения разгрузочных мер на стадии нарезных работ.

Ситуация усугубляется при опережающих выемочных работах в двух нижних подэтажах. При этом на верхнем подэтаже камеры формируется рудный целик. В выработках верхнего подэтажа возникает повышенная напряженность с динамическими проявлениями горного давления – стреляниями, разрушениями контура выработки. Появляется категория «опасно» по низкоэнергетическим динамическим проявлениям. Исследования показывают, что уровень повышенной удароопасности может держаться продолжительное время. По результатам исследований были установлены критерии по параметрам акустической эмиссии, при которых длительное время не происходит снижение удароопасности. В этом случае требуется применение мер.

Из разработанных мер для Гайского подземного рудника, которые нашли применение, можно выделить следующие:

- первоочередная отработка камер со стороны лежачего бока с созданием защитной зоны для дальнейшей отработки рудных тел залежи;
- создание на стадии нарезных работ вееров разгрузочных скважин в поперечном сечении камеры верхнего подэтажа для снятия напряжений;
- обеспечение устойчивости бортов камеры с помощью вееров экранирующих скважин, располагаемых по контуру камеры;

– при слабых, метаморфизованных породах висячего бока, залегающего под углом менее  $50^\circ$ , создание веера разгрузочных скважин параллельно контакту с висячим боком с сохранением устойчивой рудной корки;

– при варианте проходки в буровом подэтаже орт-заездов по границам камеры использование в качестве разгрузки незаряженных вертикальных скважин во взрывных веерах. Создается защита бортов камеры от взрывных воздействий.

Приведенные разработки мер предотвращения горных ударов прошли проверку эффективности в сложных условиях ведения горных работ и могут найти применение на других удароопасных рудниках.

Общей рекомендацией для Гайского подземного рудника является переход на сплошной порядок отработки камер в блоках с между блоковыми целиками. При этом, исходя из принятой схемы вскрытия с высотой этажа в 80 м, рекомендуется переходить на подэтажную подготовку с высотой камер 40 м.

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СВОЙСТВ ПРОДУКТОВ ПАСТОВОГО СГУЩЕНИЯ ПРИ ВЫБОРЕ ТЕХНОЛОГИЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ОТРАБОТАННЫХ КАРЬЕРОВ**

**В. А. Ангелов<sup>1</sup>, А.А Гоготин<sup>1</sup>, О.В. Зотеев<sup>2</sup>,  
Ар.А. Зубков<sup>1</sup>, В.Н. Калмыков<sup>1</sup>**

*(1 – Магнитогорский технический университет,  
2 – ЗАО «Проекты и Технологии – Уральский Регион»,  
г. Екатеринбург, zoteev.o@mail.ru)*

Истощение рудной базы России обуславливает необходимость вовлечения в добычу и переработку все более бедных руд, что, в свою очередь, приводит к увеличению темпов накопления отходов обогащения и росту проблем с их размещением: только на территории Уральского региона общая масса размещенных отходов добычи и переработки полезных ископаемых уже превысила  $16 \times 10^9$  т, в том числе около  $1,2 \times 10^9$  т отходов добычи и переработки медно-цинковых руд, которые занимают более 4600 га. Эти отходы, размещенные на земной поверхности, под воздействием атмосферных осадков подвергаются интенсивному выщелачиванию и являются мощными источниками пылеобразования. В результате многолетнего воздействия этих объектов на окружающую среду воды не только малых рек, но и рек, являющихся основными источниками хозяйственного водоснабжения региона, загрязнены тяжелыми металлами до среднегодового уровня, достигающего десятков ПДК.

Оптимальным решением этой проблемы является складирование отходов в отработанных карьерных выемках и воронках обрушений законсервированных шахт: складирование отходов ниже уровня грунтовых вод с последующим формированием противоинфильтрационного экрана поверх отходов практически полностью исключает возможность загрязнения окружающей среды. Одновременно с минимизацией экологических проблем селитебных территорий решаются проблемы рекультивации отработанных карьеров, которых только на территории Свердловской области более 200 штук, причем ввиду бесхозности эти выемки остались нерекультивированными.

На Урале в подавляющем количестве случаев верхняя часть медноколчеданных месторождений обрабатывалась открытым способом,

а доработка глубокозалегающей части запасов велась подземной геотехнологией. В этой ситуации, когда рядом с отработанной карьерной выемкой находится действующая обогатительная фабрика, рекультивация карьерной выемки текущими отходами становится не только экологически заманчивой, но и экономически привлекательной. Единственным сдерживающим фактором в решении этой проблемы является наличие многочисленных гидравлических каналов, соединяющих уже отработанный карьер и действующий подземный рудник.

В подобных ситуациях использование при рекультивации традиционной пульпы с низким содержанием твердого компонента является нереальным из-за резкого увеличения водопритоков в подземный рудник. Снизить нагрузку на водоотлив можно перейдя на складирование обезвоженных хвостов. Кроме снижения затрат на перекачку пульпы обезвоживание решает и проблему осветления воды, появившуюся в последние годы из-за повышения измельчения руды на обогатительных фабриках.

Однако при больших объемах производства и низкой ценности руды обезвоживание хвостов с помощью различных фильтров неэффективно с экономической точки зрения. Наиболее оптимальным является применение технологий пастового сгущения, приводящее к получению пульпы, аналогичной по своим физико-механическим свойствам водонасыщенным суглинкам. При всем разнообразии гранулометрического состава хвостов различных обогатительных фабрик (рис. 1) пульпа, получаемая с помощью сгустителей, обладает рядом общих свойств, определяемых, по-видимому, тем, что при образовании флоккул происходит захват молекул воды:

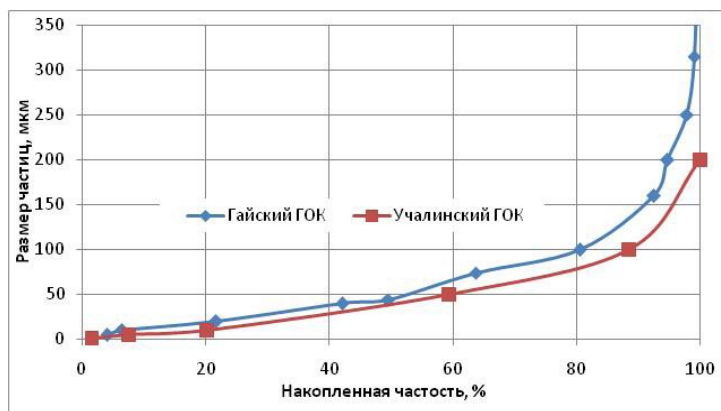


Рис. 1. Гранулометрический состав хвостов обогатительных фабрик ОАО «Гайский ГОК» и ОАО «Учалинский ГОК»

- это практически нефилтрующий и плохо размываемый материал;
- пульпа плохо отдает воду, свободная водоотдача составляет порядка 10–15% воды от своего объема (рис. 2, 3);
- угол растекания пульпы составляет 12–20° (рис. 4) в зависимости от плотности смеси (2,3–2,7 т/м<sup>3</sup>);
- пульпа обладает высокой подвижностью: при проведении опытов поддерживаемый постоянным вертикальный напор 20 см обеспечил распространение пульпы по горизонтальному ставу трубы на 210 см (на этом опыт был прекращен из-за ограниченной длины горизонтального става);
- большая, по сравнению с водой, кинематическая вязкость пульпы (900–4500 мм<sup>2</sup>/с против 15 мм<sup>2</sup>/с для воды) определяет низкую скорость распространения пульпы по выработкам (табл. 1).

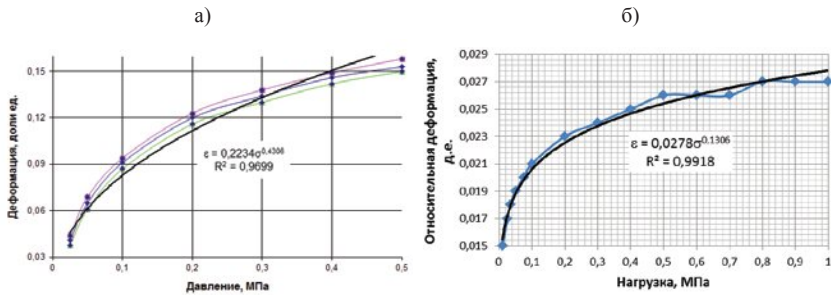


Рис. 2. Результаты компрессионных испытаний пульпы, изготовленной их хвостов Учалинского (а) и Гайского (б) ГОКов

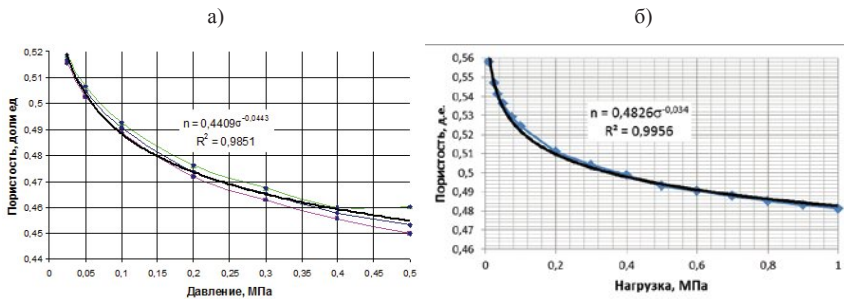


Рис. 3. Снижение пористости пастообразной пульпы, изготовленной их хвостов Учалинского (а) и Гайского (б) ГОКов, под давлением



Рис. 4. Конус пульпы, полученной из хвостов Учалинского ГОКа с применением флокулянта

Таблица 1

Результаты испытаний вязкости сгущенного продукта хвостов / Учалинской фабрики различной консистенции

№ п/п	Плотность исследуемой пробы, т/м <sup>3</sup>	Соотношение Т: Ж	Вязкость	
			Кинематическая, мм <sup>2</sup> /с	Динамическая, мПа с
1	2,0	68:32	891,5	1783
2	2,1	70:30	2809,5	5900
3	2,2	72:28	4498,2	9896

Кроме того, при лабораторных опытах было установлено, что пульпа обладает способностью к кольматации насыпного материала практически любой крупности (рассматривались фракции с крупность -40 , +30 мм и мельче), причем со снижением плотности пульпы и увеличением крупности насыпного материала ее проникающая способность растет. Именно высокие значения вязкости пульпы и начального градиента и определяют ее кольматирующую способность продукта пастового сгущения.

Серия лабораторных опытов с пульпой, изготовленных из хвостов обогатительной фабрики Учалинского ГОКа, позволяет утверждать, что величина начального градиента напора, т.е. градиента, при котором начинается (прекращается) фильтрация пульпы, зависит как от плотности пульпы, так и от среднего радиуса гидравлического канала обломочного грунта (рис. 5), который определяется его гранулометрическим составом [1, 2]:

$$r = \frac{2n}{S}, \quad (1)$$

где  $r$  – средний радиус канала в обломочном грунте,  $n$  – пористость грунта;  $S$  – удельная поверхность пор [2–4]:

$$S = \frac{6(1-n)}{d_3}, \quad (2)$$

$d_3$  – эффективный диаметр частиц грунта:

$$\frac{1}{d_3} = \sum \frac{\beta_i}{d_i}, \quad (3)$$

где  $\beta_i$  – удельное содержание  $i$ -той фракции;  $m$  – количество фракций;  $d_i$  – средний диаметр частиц  $i$ -той фракции.

Для оценки возможности поступления пастообразной пульпы через обрушения в зону ведения горных работ необходимо знать гранулометрический состав обрушенной горной массы, что, в свою очередь, даст возможность рассчитать радиус гидравлического канала. С этой целью представляется оптимальным воспользоваться результатами исследований, проведенных при изучении систем с самообрушением [3, 4]. Типичные кривые грансостава обрушенной массы приведены на рис. 6, 7.

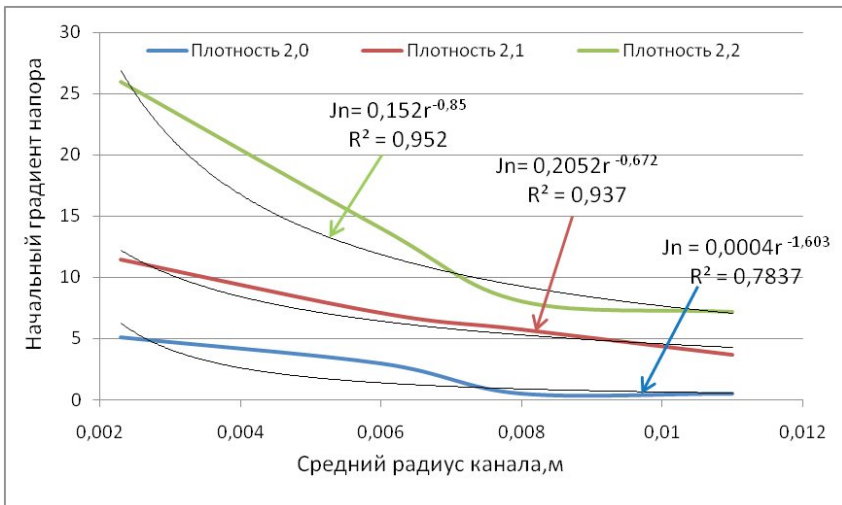


Рис. 5. Зависимость между средним радиусом гидравлического канала обломочного грунта плотностью пульпы и величиной начального градиента

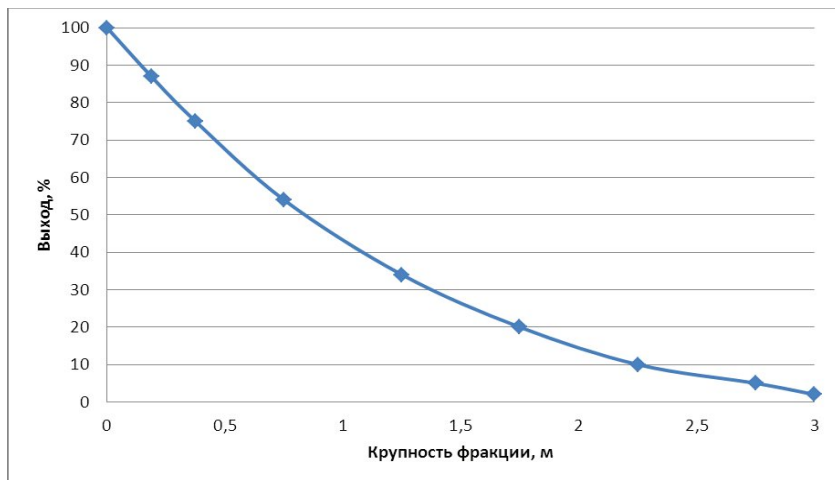


Рис. 6. График распределения фракций при самообрушении [3]

Подстановка в (3) результатов грансостава обломочной массы, представленной на рис. 6, позволяет оценить размер эффективного куска в зоне обрушений:

$$\frac{1}{d_s} = \frac{0,02}{3} + \frac{0,03}{2,75} + \frac{0,05}{2,25} + \frac{0,1}{1,75} + \frac{0,14}{1,25} + \frac{0,26}{0,75} + \frac{0,15}{0,375} + \frac{0,12}{0,1875} + \frac{0,13}{0,0625} =$$

$$= 3,68 = \frac{1}{0,27}$$

Отсюда эффективный диаметр обломков равен 0,27 м. Полученная оценка близка к результатам определения среднего размера структурного блока (15–40 см) для глубоких горизонтов Учалинского карьера.

Пористость обрушенной массы  $n$  можно оценить через коэффициент разрыхления  $K_p$ , который, судя по развитию обрушений на Уральских медноколчеданных месторождениях, лежит в интервале  $K_p=1,3-1,4$ :

$$n = K_p - 1 = 0,3 \div 0,4.$$

Соответственно величины удельной поверхности пор и средний радиус канала обрушенной массы примут значения  $S=15,5-13,25 \text{ м}^2/\text{м}$ ,  $r = 0,039-0,060 \text{ м}$ . Величина начального градиента напора для пастовой пульпы плотностью  $2,1 \text{ т}/\text{м}^3$  (а именно такую плотность приобретает после свободной водоотдачи исходная пульпа

па плотностью  $2,0 \text{ т/м}^3$ ) составит (рис. 5)  $J_n = 1,81 - 1,35$ . Наименьшие значения начального градиента относятся к случаю максимального разрыхления породы при самообрушении.

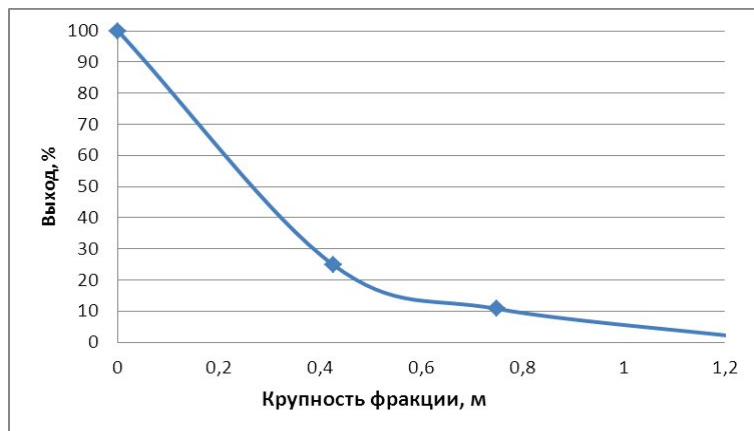


Рис. 7. График распределения фракций при самообрушении [4]

Таким образом, поступление пульпы через обрушение высотой 40 м возможно только после того, как высота столба заскладированных отходов достигнет 35–26 м, а поступление пульпы через обрушение высотой 100 м возможно только при высоте столба пульпы 86–64 м. С учетом того, что практически все карьеры УГМК, расположенные вблизи действующих обогатительных фабрик и предназначенные к рекультивации, имеют глубину более 300 м, поступление пульпы на поздних этапах рекультивации в действующие горные выработки неизбежно.

Оценить скорость распространения пульпы по выработкам можно из следующих соображений: скорость фильтрации пульпы через обрушения определится через действующий градиент напоров:

$$V = K_{\phi}(J - J_n), \quad (4)$$

где  $J$  и  $J_n$  – действующий и начальный градиенты напоров соответственно;  $K_{\phi}$  – коэффициент фильтрации обрушенной массы [1]:

$$K_{\phi} = \frac{g \chi^2 n^3}{2\nu S^2} \quad (5)$$

где  $g$  – ускорение свободного падения;  $n$  – пористость;  $\chi$  – коэффициент извилистости,  $\chi = 0,5 - 0,7$  [1];  $\nu$  – кинематическая вязкость

фильтрующей пульпы;  $S$  – удельная поверхность паровых каналов.

Оценим скорость поступления пульпы в горные выработки через обрушения высотой 40 и 100 м для случая максимального разрыхления ( $K_p=1,4$ ) при высоте столба пульпы 300 м. Величина давления пульпы в этом случае достигнет 6,3 МПа, а градиент давления достигнет  $J=15,75$  при высоте обрушения 40 м и  $J=6,3$  при высоте обрушения 100 м. Кинематическая вязкость составит  $\nu = 2809524 \text{ м}^2/\text{с}$ , а величина коэффициента фильтрации в соответствии с (5) достигнет  $K_f=3,12 \cdot 10^{-10} \text{ м/с}=2,69 \cdot 10^{-5} \text{ м/сут}$ .

В соответствии с (4) получаем скорость фильтрации через обрушение высотой 40 м  $V=3,9 \cdot 10^{-4} \text{ м/сут}$ , а при высоте обрушения 100 м –  $V=1,3 \cdot 10^{-4} \text{ м/сут}$

Предельные высота и длина камер на Учалинском руднике равны  $h=20$  и  $l=40$  м соответственно, пролет камеры –  $b=15$  м. Следовательно расход пульпы через камеру будет равен  $Q=V \cdot l \cdot b=0,234 \text{ м}^3/\text{сут}$  через обрушение высотой 40 м, а при высоте обрушения 100 м  $Q=0,078 \text{ м}^3/\text{сут}$ . Для оценки скорости распространения пульпы по выработкам предположим, что вся эта пульпа попадет в одну выработку с поперечным сечением  $S_{\text{выр}}=20 \text{ м}^2$ . Тогда после стабилизации внештатной ситуации скорость распространения пульпы  $V_1$  по выработке не сможет превысить скорости прохождения пульпой обрушения:

$$v_1 \leq \frac{Q}{S_{\text{выр}}} = 0,012-0,003 \text{ м/сут.} \quad (6)$$

Таким образом, опасность залпового прорыва сгущенного продукта через вновь сформировавшееся обрушение отсутствует: малая скорость распространения пульпы позволяет не только своевременно обнаружить аварийную ситуацию, но и построить на пути распространения пульпы перемычку для охраны действующих выработок.

Исходя из вышеизложенного можно сформулировать основные подходы к выбору технологии рекультивации сгущенными хвостами карьеров, связанных с действующими подземными выработками крупными гидравлическими каналами:

– поскольку глубина подработанных подземными работами карьеров достигает 250–350 м, что обуславливает большой напор (плотность пульпы как минимум в 2 раза выше плотности воды) и продолжительный период рекультивации карьера, поступление пульпы в выработки через зоны обрушений, незатампонированные

скважины и иные гидравлические каналы можно считать неизбежным;

– скорость поступления пульпы по этим каналам будет, как минимум, в 60–150 раз ниже, чем скорость поступления воды;

– обязательным мероприятием при рекультивации подработанных карьеров является откачка свободной воды, что исключает возможность гидродинамической аварии;

– защита действующих подземных выработок на длительный период (10–15 и более лет) от поступления пульпы возможна только за счет строительства глухих перемычек, рассчитанных на давление полного столба пульпы;

– защита выработок с помощью перемычек из скальной наброски может рассматриваться только как временная мера, поскольку даже при полной кольматации насыпной массы давление пульпы приведет к смещению насыпной перемычки с последующим ее частичным разрушением;

– разрушение перемычек или образование новых обрушений, соединяющих зону ведения горных работ и карьер, не приведет к немедленному затоплению рудника сгущенной пульпой из-за малой скорости ее проникновения через обрушенную массу.

– поскольку пульпа обладает низким коэффициентом фильтрации, складирование ее в карьеры, борта которых сложены породами с высокой проницаемостью, позволяет подавить потери воды, что актуально, например, в случае карьера № 2 ОАО «Гайский ГОК».

## Литература

1. Шестаков В. М. Гидрогеодинамика. – М.: МГУ, 1995. – 368 с.
2. Гавич И. К. Гидрогеодинамика. – М.: Недра, 1988. – 352 с.
3. Самообрушение руды при подземной добыче: Учебное пособие. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2006. – 283 с.
4. Черемушенцев И. А., Рыжова Л. В. Применение систем этажного обрушения на полиметаллических рудниках СССР. Свердловск 1958–160 с.

## **ОПТИМАЛЬНЫЕ ПАРАМЕТРЫ СИСТЕМЫ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ С ТОРЦОВЫМ ВЫПУСКОМ РУДЫ В УСЛОВИЯХ ШЕРЕГЕШСКОГО РУДНИКА**

**Ю. А. Дик<sup>1</sup>, А. В. Котенков<sup>1</sup>, В. П. Петров<sup>1</sup>,  
В. И. Башков<sup>2</sup>, С. В. Шишко<sup>2</sup>**  
(1 – ОАО «Уралмеханобр» г. Екатеринбург,  
2 – ОАО «ЕВРАЗРУДА», Новокузнецк)

В 2012 г техническое руководство ОАО «Евразруда» приняло решение разработать новый технический проект на отработку запасов Шерегешского месторождения на вскрытых +185м, +115м и на нижележащих горизонтах +10м и –85м, с выходом рудника на производительность 6 млн. т. руды в год. В новом проекте должна быть рассмотрена возможность внедрения современной технологии отработки и на действующих горизонтах.

Решено при реконструкции предусмотреть изменение систем разработки, схемы вскрытия и подготовки запасов на основных и подэтажных горизонтах, рассмотреть возможность замены применяемого переносного оборудования на высокопроизводительное самоходное.

ОАО «Уралмеханобр» в качестве основной системы разработки для выемки запасов руды на месторождении предложил систему разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды (рис. 1).

В целом технология отработки запасов системой подэтажного обрушения дает возможность перейти на сплошной порядок отработки запасов на участках месторождения, при этом повысив концентрацию и интенсивность отработки запасов. Кроме того, принятое конструктивное оформление системы разработки позволит повысить устойчивость заходки при очистной выемке с обрушением вмещающих пород.

Для проверки технологического решения в промышленных условиях, согласно пункта 9 «Единых правил безопасности...» [1], решено осуществить отработку опытного блока в этаже +115

м/+185 м. Отработку опытного блока решено осуществить на основе проекта «Опытно-промышленные испытания системы разработки с подэтажным обрушением и применением самоходной техники на Шерегешском руднике в этаже +115 м / +185 м».

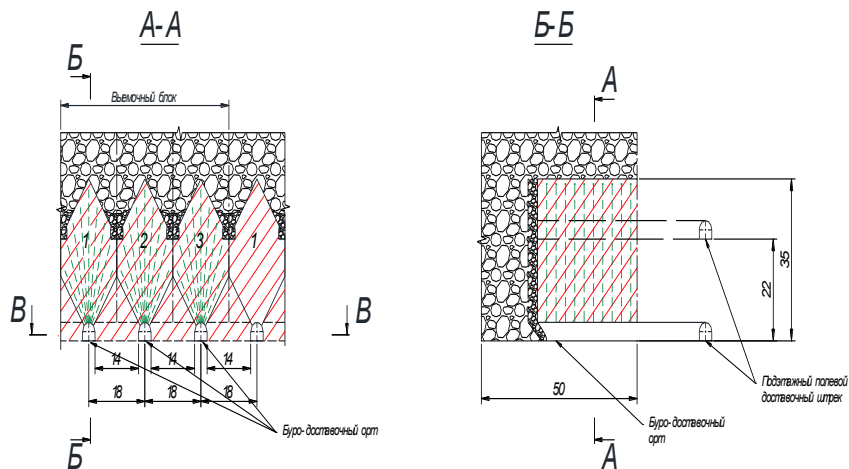


Рис. 1. Конструктивное оформление варианта системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском.

При обосновании параметров системы разработки был рассмотрен целый ряд типоразмеров выемочных единиц с учётом условий залегания рудных тел, взаимного расположения выемочных единиц, применяемого оборудования, а так же закономерностей формирования фигур выпуска отбитой руды при торцовом выпуске.

Основным элементом системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском является фигура выпуска, которая, как показали исследования, своей формой приближается к эллипсоиду [2].

Основными параметрами эллипсоида выпуска, от которых зависит вся конструкция системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском, являются его высота  $h_T$  и общая ширина  $W_T$ . Значение общей ширины эллипсоида выпуска  $W_T$  при заданной величине высоты  $h_T$  может быть приближенно рассчитано по эмпирической формуле:

$$W_T \approx W' + a - 1.8; \quad (1)$$

где:  $W'$  – теоретическая ширина эллипсоида выпуска;

$a$  – эффективная ширина выработки выпуска (буро-доставочного орта).

Теоретическую ширину эллипсоида выпуска  $W'$  можно определить по графику, представленному на рис. 2. На данном графике показана функция зависимости отношения высоты эллипсоида выпуска  $h_T$  от его ширины  $W'$  для руды с высокой плотностью, к которой относится и магнетитовая руда Шерегешевского месторождения.

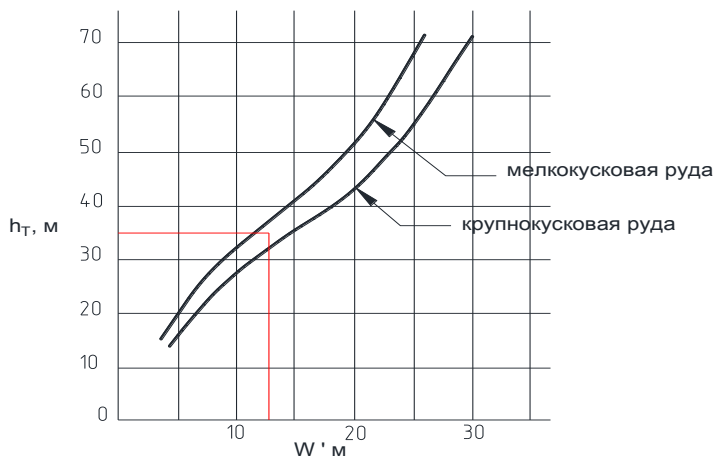


Рис. 2. Зависимость теоретической ширины эллипсоида выпуска  $W_T$  от его высоты  $h_T$

Задавшись высотой эллипсоида выпуска, равной 35 метров, по графику, показанному на рисунке 3, определяем значение теоретической ширины эллипсоида выпуска  $W'$ , которое составит 13 метров.

Тогда общая ширина эллипсоида выпуска  $W_T$  равна:

$$W_T \approx 13 + 3,2 - 1,8 = 14,4 \approx 14 \text{ м.}$$

При этом глубина эллипсоида выпуска  $d_T$  составит менее половины значения  $W_T$ ;  $d_T \leq 7 \text{ м}$ . Согласно классической схеме подэтажного обрушения с торцевым выпуском, выработки выпуска вышележащего подэтажа должны располагаться в зоне максимального значения ширины эллипсоидов выпуска заходок нижележащего подэтажа. Максимальное значение ширины эллипсоида выпуска  $W_T$  располагается на отметке в  $2/3$  его высоты  $h_T$ .

Таким образом, центры буро-доставочных ортов вышележащего подэтажа находятся по вертикали на расстоянии 23,3 метра от почвы нижележащего подэтажа.

Учитывая параметры выработок выпуска (их высоту и ширину), высота подэтажа  $h_s$  (расстояние между отметками почвы смежных подэтажей) составит 22 метра. В соответствии с общей теорией выпуска [3] при высоте подэтажа, превышающей 18 метров, горизонтальное расстояние между осями соседних выработок выпуска  $S_D$  составляет:

$$S_D < \frac{W_T}{0.65},$$

При этом должно выполняться условие:

$$S_D \leq h_s; \text{ тогда: } S_D < \frac{14}{0.65} = 21,5 \text{ м.}$$

С учетом заложения стенок траншеи выпуска в каждой заходке под углом  $55^\circ$ , оптимальное расстояние между центрами соседних буро-доставочных ортов принимается равным 18 метров.

Толщина отбиваемого слоя  $b$  должна быть не более половины от глубины эллипсоида выпуска  $d_T$  (рис.3):

$$b \leq \frac{d_T}{2}.$$

То есть толщина отбиваемого слоя  $b$  должна быть не более 3,5 метров.

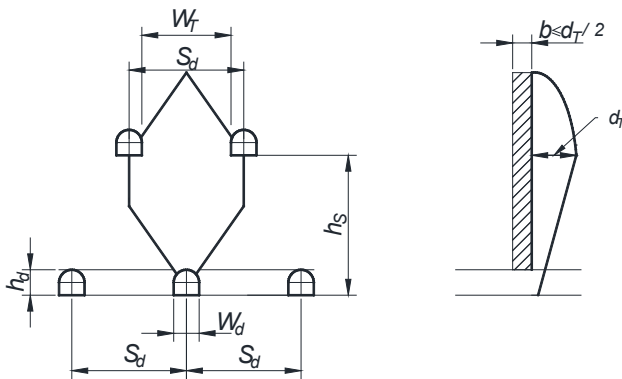


Рис. 3. Основные элементы системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском.

Таким образом, параметры выемочных заходок для опытного участка составят:

длина заходки – равна мощности рудного тела, но не более – 50 м; ширина – 18 м; высота – 35 м;

расстояние между смежными буро-доставочными ортами в заходках (по осям) – 18 м (рис. 4).

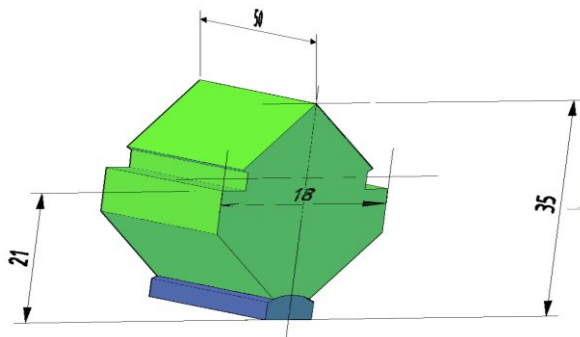


Рис. 4. Параметры выемочной заходки

Количество подэтажей в одновременной работе зависит от ориентации выемочных заходок относительно рудного тела: при расположении заходок вкрест простирания (рис.5) или по простиранию рудного тела соответственно (рис. 6) – и может составлять 1 или 2 подэтажа.

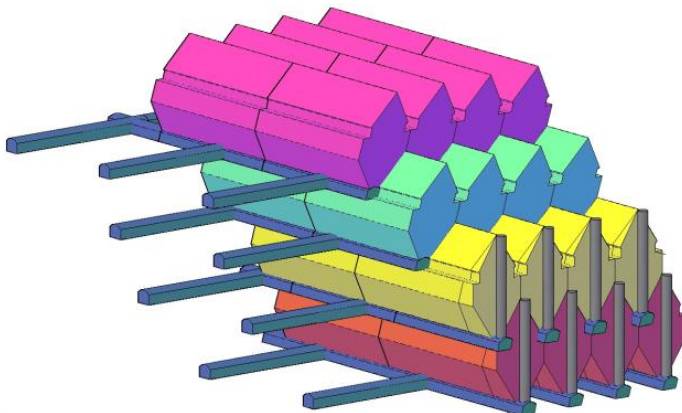
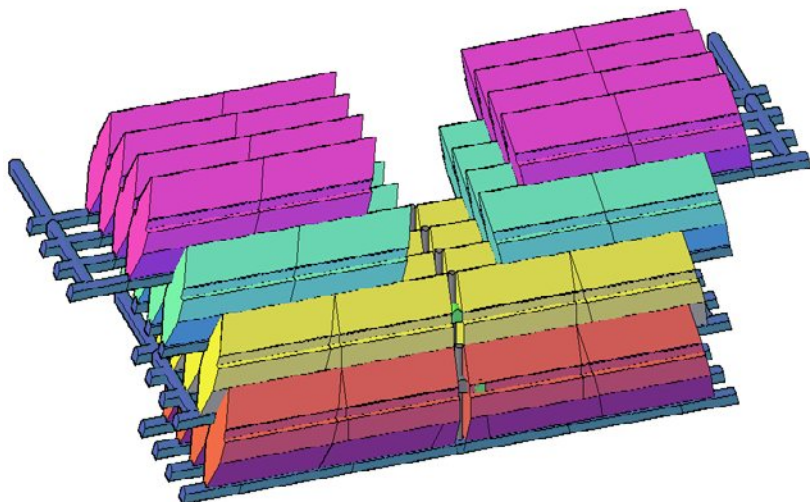


Рис. 5. Схема расположения заходок вкрест простирания рудного тела и очерёдность отработки запасов в подэтажах.



*Рис. 6.* Схема расположения заходов по простиранию рудного тела и очерёдность отработки запасов в подэтажах.

Технология очистной выемки в заходках опытного участка основана на буровзрывном способе отбойки руды вертикальными или наклонными веерами скважин, выпуске отбитой руды на почву буро-доставочного орта-заезда, отгрузке и транспортировке руды из заходов до рудоспуска погрузочно-доставочными машинами (ПДМ) типа TORO-1400, ST-14 (ST-1520), R-2900 G (рис.8).



*Рис. 8.* Погрузочно-доставочная машина (ПДМ)

Управление горным давлением на участке опытных работ производится путем обрушения налегающих пород, а также определенной последовательностью отработки запасов. При отработке запасов опытного участка принят сплошной порядок отработки запасов от всячего бока залежи на лежащий бок и с южного фланга участка «Подрусловый» на север до границы целика под реку «Большая речка».

Опытный участок по вертикали в пределах этажа +115 м/+185 м подэтажными горизонтами +164 м, +142 м и +120 м разбит на три подэтажа. Запасы каждого подэтажа разбиты на заходки, располагаемые вкрест простирания рудного тела. Заходки объединены в блоки. В каждом блоке находится по 3–4 заходки. На участках с достаточной горизонтальной мощностью (более 50–60 метров) залежь в пределах подэтажа вкрест простирания дополнительно разделяется на выемочные блоки.

Очистная выемка в заходках выемочного блока начинается после его полной подготовки, заключающейся в проходке из рудного (полевого) штрека буро-погрузочных ортов по центру каждой заходки блока, отрезного штрека, пройденного по руде вдоль всячего бока залежи, и отрезного восстающего, поднятого на высоту заходок. Буровые работы, связанные с разбуриванием вееров скважин в блоке, также должны быть полностью выполнены перед проведением очистных работ.

Очистная выемка начинается с образования отрезной щели на длину всего вынимаемого блока. Разбуривание отрезной щели производится параллельными рядами скважин, пробуренными из отрезного блокового штрека. Образование отрезной щели производится путем отбойки вертикальных рядов скважин на отрезной восстающий.

Очистная выемка системой разработки подэтажным обрушением заключается в отбойке вееров скважин сначала на отрезную щель, а затем на обрушенную породу кровли (отбойка на зажатую среду). Выпуск руды производится на почву буро-доставочного орта заходки под обрушенными породами. Бурение вееров скважин в заходке производится из буро-доставочного орта до начала очистных работ. Бурение скважин производится самоходными буровыми установками типа DL311–7, DL310, Simba M6, Solo 5, Stope Master (рис. 7), станками НКР-100МПА, БП-100, БП-85, СБУ-6.



Рис. 9. Самоходная буровая установка.

Верхняя часть заходок, расположенных в подэтаже +164 м/+185 м разбурируется из откаточных выработок горизонта +185 м. Разбуривание запасов с горизонта +185 м осуществляется станками НКР-100МПА, БП-100, БП-85, СБУ-6.

Существенное влияние на показатели извлечения оказывает степень дробления руды. Чем руда крупнее и масса отдельных кусков больше, тем развитие потока выпуска по ширине выпускного отверстия происходит быстрее. Вместе с тем, если порода будет мельче руды, то она может прорваться в подэтажные выработки (доставочные орты) раньше, чем будет выпущена руда отбитого слоя. Обычно лишь незначительная часть плохо раздробленной руды выпускается до перемешивания с обрушающейся породой.

При отработке наклонных залежей ограниченной мощности необходимое соотношение крупности руды и породы может быть достигнуто за счет соответствующего расположения скважин.

Основные физико-механические свойства пород и руд месторождения, использованные при определении параметров БВР, представляются геологической службой рудника. Удельный расход ВВ на отбойку определяли по формуле:

$$q = (0,8 - q_b) \cdot \frac{K_f \cdot K_\gamma \cdot K_c \cdot K_d}{e},$$

где  $q_b$  – минимальный удельный расход ВВ на вторичное дробление, кг/т, принимается в зависимости от диаметра скважин;

$e$  – коэффициент относительной работоспособности ВВ;

$K_f$  – коэффициент, зависящий от крепости руды ();

$K_\gamma$  – коэффициент, зависящий от плотности руды ( $\gamma$ , т/м<sup>3</sup>);  
 $K_c$  – коэффициент, зависящий от размера кондиционного куска ( $C$ , м);  
 $K_d$  – коэффициент, зависящий от диаметра скважин ( $d$ , м)  
 Для скважин диаметром 89 м:

$$q_{89} = 1,05, \text{ кг/м}^3.$$

Для скважин диаметром 105 м:

$$q_{105} = 1,14, \text{ кг/м}^3.$$

При образовании отрезной щели удельный расход увеличивается в 1,4 ÷ 1,5 раза:

– для скважин диаметром 89 мм:

$$q_{89(\text{щели})} = 1,6, \text{ кг/м}^3;$$

– для скважин диаметром 105 мм:

$$q_{105(\text{щели})} = 1,7, \text{ кг/м}^3.$$

Окончательно удельный расход ВВ также определяется графическим способом, согласно схемам расположения скважин в веере, в последующем уточняется по результатам опытных взрывов.

Проектный удельный расход Граммонита М21 (при механизированной зарядке) на скважинную отбойку для получения кондиционного куска 500мм при параллельном расположении скважин диаметром 89 и 105мм и взрывании на одну обнаженную поверхность приведен в таблице 1.

Таблица 1

Проектный удельный расход Граммонита М21 на скважинную отбойку для получения кондиционного куска 500мм при параллельном расположении скважин, взрывание на одну обнаженную поверхность, механизированная зарядка.

$L_{mp}$ , м	Проектный удельный расход ВВ при коэффициенте крепости по шкале Протодяконова, кг/м <sup>3</sup>										
	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Диаметр скважин 89 мм											
0,1	0,35	0,37	0,39	0,41	0,43	0,45	0,47	0,49	0,51	0,53	0,55
0,2	0,50	0,52	0,55	0,58	0,60	0,63	0,66	0,69	0,72	0,75	0,77
0,3	0,60	0,64	0,68	0,71	0,74	0,78	0,81	0,85	0,88	0,91	0,95
0,4	0,70	0,74	0,78	0,82	0,86	0,90	0,94	0,98	1,02	1,05	1,09
0,5	0,79	0,83	0,87	0,92	0,96	1,00	1,05	1,09	1,14	1,18	1,22

Диаметр скважин 105 мм											
0,1	0,38	0,40	0,42	0,45	0,47	0,49	0,51	0,53	0,55	0,57	0,59
0,2	0,54	0,57	0,60	0,63	0,66	0,69	0,72	0,75	0,78	0,81	0,84
0,3	0,66	0,70	0,74	0,77	0,81	0,85	0,88	0,92	0,96	0,99	1,03
0,4	0,76	0,81	0,85	0,89	0,93	0,98	1,02	1,06	1,10	1,15	1,19
0,5	0,86	0,90	0,95	0,99	1,05	1,09	1,14	1,19	1,24	1,28	1,33

Схема разбуривания восходящего веера на всю высоту заходки представлена на рис. 10.

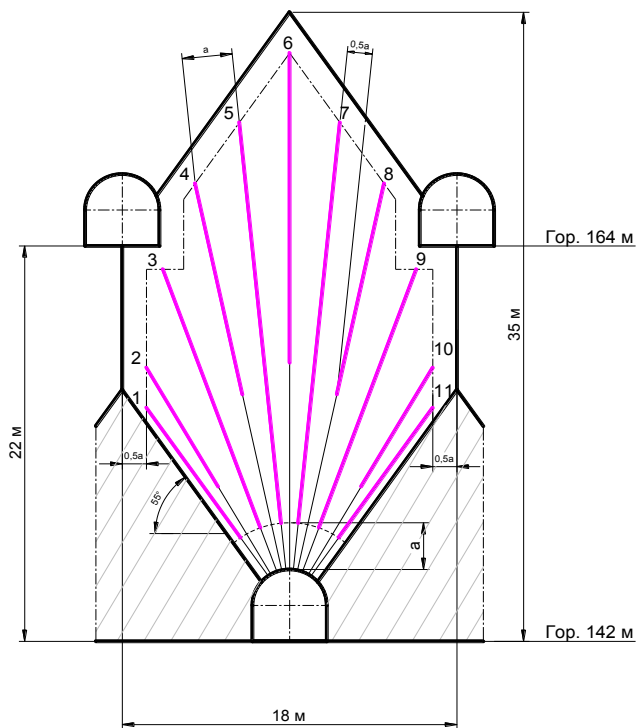


Рис. 10. Схема разбуривания запасов на всю высоту заходки в подэтажах +142 м/164 м и +120 м/+142 м при диаметре скважин  $\varnothing$  105 мм.

Производительность участка «Новый Шерегеш» на начальном этапе ведения горных работ составляет:

– 4,0 млн. тонн в год – на этапе концентрации горных работ в залежи при отработке запасов в этаже +10 – +115 метров). Количество заходок в одновременной работе на данном этапе – 12 единиц;

– 3,5 млн. тонн при сокращении рудных площадей в этаже +10 ÷ +115 метров. Количество заходок в одновременной работе на данном этапе – 11 единиц;

– 3,0 млн. тонн в год при опускании горных работ в этаж –85 ÷ +10 метров. Количество заходок в одновременной работе на данном этапе – 7 единиц.

Производительность участка «Подрусловый» на начальном этапе ведения горных работ составляет:

– 2,0 млн. тонн в год – на этапе концентрации горных работ в залежи

«Новый Шерегеш». Количество заходок в одновременной работе на данном этапе – 6 единиц;

– 2,5 млн. тонн на стадии наращивания объёмов добычи для компенсации выбывающих площадей залежи «Новый Шерегеш». Количество заходок в одновременной работе на данном этапе – 8 единиц;

– 3,0 млн. тонн в год на этапе максимального развития горных работ в залежи «Подрусловая». Количество заходок в одновременной работе на данном этапе – 9 единиц.

## Литература

1. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ 03–553–03).– Москва, НПО ОБТ, 2003.

2. Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды и применением самоходных машин.– «Горный журнал», 1974, № 4.

3. UNDERGROUND MINING METHODS.– 2001, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.

---

## СЕКЦИЯ 2. АКТУАЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ МОДЕРНИЗАЦИИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

---

---

УДК 669.33

### ИСТОРИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО НАПРАВЛЕНИЯ В ПРОЕКТНОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ИНСТИТУТА «УРАЛМЕХАНОБР»

**А.Д. Осипов, Т.А. Бажева**

(ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, [umbr@umbr.ru](mailto:umbr@umbr.ru))

Уральский научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых ОАО «Уралмеханобр» на протяжении 85 лет является одним из ведущих отраслевых институтов Уральского региона. Институт ведет комплексное проектирование и сопровождение промышленных объектов от разработки технологии до выхода на проектные показатели.

Коллектив института насчитывает около 450 человек и представляет собой уникальное объединение ученых и проектировщиков, осуществляющих деятельность в области горного производства, обогащения, окускования руд и материалов, металлургии, изучения физико-химических свойств сырья и его вещественного состава. Средний возраст сотрудников – 42 года. В институте работает 33 кандидата наук и аспиранта, 1 доктор технических наук.

Проектная деятельность института «Уралмеханобр» началась с 1933 года с выполнения работ по проектированию обогатительных фабрик железорудной промышленности. Полнокровная проектная часть (комплексный проектный отдел в количестве 92 человек) появилась в августе 1941 года после эвакуации в Свердловск 200 уче-

ных и проектировщиков ленинградского института «Механобр», которые в конце 1945 года вернулись в свой родной Ленинград.

Деятельность проектной части института в 1950–1970 годах характеризуется расширением специализации и успешным выполнением проектных работ для предприятий черной и цветной металлургии, производства строительных материалов и других отраслей промышленности, имевших важное народнохозяйственное значение.

Как и для большинства научно-исследовательских и проектных организаций, период с конца 1980-х и по начало 2000-х годов для института был наиболее тяжелым и сложным, что связано с распадом СССР, ухудшением экономического состояния отечественной промышленности. Следствием стало динамичное сокращение опытного кадрового состава специалистов, уменьшение объема проектных и исследовательских работ.

С вхождением института «Уралмеханобр» в 2000-м году в состав холдинга «Уральская горно-металлургическая компания» началось формирование новых направлений проектной деятельности: горного, металлургического и химико-технологического, что обусловлено необходимостью комплексного решения задач проектирования для вертикально-интегрированного производственного комплекса УГМК.

2008-й и 2009-й годы стали знаковыми для проектной части института: выросли конкурентные преимущества работ, выполняемых собственными силами без привлечения субподрядных организаций, осуществлен выход института на новые рынки проектных услуг для предприятий как внутри России, так и в зарубежных странах.

В декабре 2009 года ОАО «Уралмеханобр» принят в члены Некоммерческого Партнерства «Проектировщики Свердловской области», что обеспечило допуск проектной части института к двенадцати видам работ, которые оказывают влияние на безопасность объектов капитального строительства.

Металлургическое направление проектной части создано в январе 2005 года после прихода в институт опытных специалистов-проектантов из отраслевого института цветной металлургии «Унипро-медь». В 2007 году в составе металлургического направления создан химико-технологический отдел, в составе которого в 2009 году организован сектор водоочистных комплексов.

В настоящее время металлургическое направление представлено отделом металлургии, химико-технологическим отделом, отделом теплоэнергетики и газоснабжения, ремонтно-механическим отде-

лом, в которых работает 45 проектировщиков и конструкторов. Квалификация и профессиональный опыт специалистов металлургического направления позволяет выполнять проектно-изыскательские работы на предпроектных и проектных стадиях, документацию для строительства, реконструкции и технического перевооружения промышленных предприятий.

Основными объектами проектирования в деятельности металлургического направления проектной части являются: производства по подготовке сырья к плавке (производство окатышей, агломерата); заводы и отдельные производства цветной и черной металлургии; заводы по горячему цинкованию металлоконструкций; заводы по обработке цветных металлов; установки кучного выщелачивания; теплоэнергетические комплексы по использованию вторичных энергоресурсов; объекты газификации промышленных предприятий; комплексы промышленной теплоэнергетики предприятий; объекты и сооружения по пылегазоочистке технологических газов металлургических комплексов; комплексы по производству серной кислоты из отходящих газов металлургических предприятий; комплексы по очистке сточных вод; обслуживающие цехи, ремонтные и складские хозяйства промышленных предприятий.

Институт «Уралмеханобр» входит в состав научно-технического комплекса «Уральской горно-металлургической компании» и основную часть объема проектной документации выполняет для предприятий холдинга. Принимаемые в проектной документации основные технические решения и их внедрение на промышленных предприятиях соответствуют основным стратегическим направлениям производственной деятельности УГМК.

За период с 2005 по 2013 год специалистами металлургического направления разработана проектная и рабочая документация, выполнены технико-экономические обоснования для более чем двадцати промышленных объектов цветной, черной металлургии и химического производства.

**Цех горячего цинкования** металлоконструкций мощностью 25 тыс. т. в год для ОАО «Уралэлектромедь» (Верхняя Пышма, Свердловская область) был одним из первых объектов, спроектированных молодым коллективом отдела металлургии. Технология горячего цинкования принята на основе технологического регламента, разработанного ОАО «Уралэлектромедь», и технической документации зарубежных фирм Soprin, Kosmer, Westech, Ковинтрейд.

Цех введен в эксплуатацию в конце 2005 года и оснащен уникальным оборудованием, которое позволяет проводить цинкование

металлоконструкций различных размеров, в том числе массой до 3 тонн и длиной до 12,5 метров, с получением цинкового покрытия толщиной от 40 до 200 микрон. Освоенная производственная мощность цеха по объему выпускаемых оцинкованных металлоизделий составляет 30 тыс. т. в год.

Потребителями продукции цеха горячего цинкования являются предприятия энергетики, связи, дорожного, промышленного и гражданского строительства, расположенные на пространстве от Урала до Дальнего Востока. За активное продвижение услуг по горячему цинкованию металлоконструкций в восточносибирском регионе ОАО «Уралэлектромедь» было удостоено серебряной медали выставки «Транспорт и дороги Сибири», проходившей в Иркутске в мае 2012 г.

**Крупнейшая обжиговая машина** Обоснование инвестиций по строительству комплекса обжиговой машины № 3 фабрики окатышей Михайловского ГОКа (холдинг «Металлоинвест») производительностью 5 млн. тонн в год железорудных окатышей выполнено ОАО «Уралмеханобр» еще в 1999 году. В 2010 году институт «Уралмеханобр» приступил к разработке рабочей документации на базе проекта, выполненного ЗАО «Механобр-Инжиниринг» (Санкт-Петербург). Изготовителем и поставщиком обжиговой машины и иного оборудования для производственного комплекса является Уральский завод тяжелого машиностроения («УЗТМ», Екатеринбург).

Для современной промышленности данный проект является уникальным сразу по нескольким параметрам: применение современного оборудования большой единичной мощности и технологий, обладающих высокой степенью надежности; минимизация воздействия на окружающую среду (снижение выброса загрязняющих веществ на 20–30%); соответствие технологических показателей новой обжиговой машины уровню лучших мировых аналогов.

При реализации проекта будет создана крупнейшая в России фабрика окомкования производительностью 5 млн. тонн в год высококачественных железорудных окатышей для доменного производства, что обеспечит увеличение мощности Михайловского ГОКа по производству окатышей в полтора раза. Проект рассчитан на удовлетворение растущего спроса в высококачественном железорудном сырье ведущих металлургических предприятий России, стран СНГ, Европы и Китая.

**Опыт проектирования для зарубежных стран** получен институтом «Уралмеханобр» в ходе реализации инвестиционных проек-

тов для зарубежных предприятий, в том числе опыт работы в стандартах Европейского союза и США.

В 2012 году выполнено технико-экономическое обоснование фабрики железорудных окатышей для металлизации в рамках строительства нового завода по производству горячебрикетированного железа на АО «Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение» (Казахстан). Одновременно с этим разработана концепция развития и модернизации действующего производства окатышей.

В 2013 году выполнены технико-экономические расчеты строительства ГОКа и металлургического комбината на месторождении титаномагнетитов «Тебинбулак» (Узбекистан).

В настоящее время выполняется базовый и детальный инжиниринг фабрики окомкования «Санган» производительностью 5 млн. тонн в год обожженных окатышей для Исламской Республики Иран.

**Принципиально новая система охлаждения электролита** построена на ОАО «Электроцинк» (предприятии металлургического комплекса УГМК) по проекту, разработанному отделом металлургии ОАО «Уралмеханобр». ОАО «Электроцинк» является первым предприятием в России, где внедрена градирия охлаждения отработанных электролитов и нейтральных растворов, сконструированная фирмой «Outotec» по последним мировым технологиям. Этой же компанией выполнен базовый инжиниринг, осуществлялось изготовление и поставка оборудования.

Использование принципа прямого воздушного охлаждения позволяет отказаться от потребления свежей технической воды из системы оборотного водоснабжения для охлаждения электролита. В результате, ожидается снижение потребления свежей воды из реки Терек в 3,6 раза и минимизация сброса отработанных вод в водный бассейн республики Северная Осетия.

**Модернизация металлургических мощностей ОАО «Святогор»** (предприятие металлургического комплекса УГМК) осуществляется предприятием с 2013 года в рамках выполнения программы по реконструкции металлургического производства с внедрением передовой технологии автогенной плавки «Ausmelt» (Ausmelt TSL Furnace, Финляндия).

Институт «Уралмеханобр» выступает генеральным проектировщиком данного инвестиционного проекта. Учитывая необходимость комплексного решения технологических вопросов и проблем атмосферных выбросов, в работе задействованы специалисты-проектировщики металлургического и химико-технологического направлений.

Базовый инжиниринг выполнен финской компанией «Outotec» (правопреемником и основным владельцем технологии «Ausmelt»). Технологический регламент разработан специалистами отдела металлургии на основе исходных материалов «Outotec».

«Ausmelt» относят к разряду «зеленых» медеплавильных технологий. Ее отличительной особенностью является использование в качестве плавильного агрегата высокопроизводительной печи с погружной фурмой, позволяющей производить отходящие газы с высоким содержанием диоксида серы, которые, в свою очередь, будут полностью перерабатываться на серную кислоту. Внедряемый автогенный процесс отличается высокими технико-экономическими показателями производства медного штейна.

Проект реконструкции включает в себя: строительство металлургического комплекса (печь Ausmelt с электропечью-отстойником и котел-утилизатор), реконструкцию конвертерного отделения металлургического цеха с техническим перевооружением системы очистки конвертерных газов, а также строительство новых производственных объектов (отделения подготовки шихты и др.). Реконструкцию металлургического комплекса ОАО «Святогор» на основе технологии «Ausmelt» предполагается осуществлять без остановки действующего производства.

Реализация проекта позволит предприятию без ущерба для окружающей среды увеличить выпуск черновой меди на 20%.

***Современный цех электролиза меди*** Проектные работы по строительству нового цеха электролиза меди на промплощадке ОАО «Уралэлектромедь» начаты в 2006 году. Базовый проект выполнен компанией «Outotec» (Финляндия), проектная и рабочая документация – специалистами отдела металлургии ОАО «Уралмеханобр».

Проектом предусмотрено проведение реконструкции действующего цеха электролиза меди тремя очередями по 150 тыс. тонн каждая, с достижением мощности по катодной меди до 450 тыс. тонн в год. Основные условия проведения реконструкции – без остановок действующего производства и без снижения объемов выпуска катодной меди. С пуском последней, третьей очереди, новый цех электролиза меди полностью заменит существующий цех, введенный в эксплуатацию еще в 1934 году.

Первая очередь цеха пущена в эксплуатацию 29 февраля 2012 года.

В новом цехе электролиза меди внедрена бесосновная технология производства медных катодов, использованы полимербетонные электролизные ванны с увеличенными габаритными размерами,

применена современная система мониторинга напряжения на ваннах. Современные технологические машины (сдирки катодного осадка, подготовки анодов, промывки анодных остатков), работающие в комплексе с технологическими кранами, обеспечивают полную автоматизацию технологического цикла загрузки, выгрузки и обработки электродов, высокую производительность и качество катодной меди.

По оснащенности оборудованием, уровню автоматизации, экологической безопасности, условиям труда персонала новый цех электролиза соответствует самым современным мировым стандартам. Аналогов подобного производства в России на сегодня не существует.

*Дальнейшее развитие металлургического направления* основано на багаже знаний, умений и навыков, получаемых специалистами при разработке проектной и рабочей документации по каждому новому объекту. Так, накопленный опыт проектирования зарубежных предприятий послужил толчком для ускорения работ по внедрению новой технологии проектирования – оптимизация разработки проектной документации в среде TDMS.

Внедрение в 2010 году системы менеджмента качества в соответствии с требованиями ИСО 9001:2008 и ее сертификация в TUF NORD оказали положительное влияние на процесс проектирования производственных объектов.

В 2014 году металлургическое и химико-технологическое направления проектной части института приступили к реализации новых крупных проектов, преимущественно для Уральской горно-металлургической компании, что является отражением динамики развития предприятий холдинга. Не останутся без внимания и заявки на выполнение проектных работ, поступающие от других предприятий России, стран СНГ, других зарубежных партнеров.

Сегодня металлургическое направление ОАО «Уралмеханобр» является ведущим разработчиком проектной и рабочей документации для цветной металлургии России, участвует в реализации крупных инвестиционных проектов в Российской Федерации и за рубежом, гарантируя реализацию передовых и высокоэффективных технологий.

## РЕКОНСТРУКЦИЯ ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА ОАО «СВЯТОГОР»

**Д. Л. Тропников, И. В. Бражников, А. А. Метелёв,  
Е. В. Прокудина, М. Н. Морозов**  
(ОАО «Святогор», г. Красноуральск,  
*svyatogor@svg.ru, mmn@svg.ru*)

Химико-металлургическое производство ОАО «Святогор» представлено металлургическим и серноокислотным цехами.

Первым генеральным проектировщиком завода было Бюро Уиллера – США. Металлургический цех пущен в эксплуатацию в 1931 году с отражательной плавкой в качестве головного плавильного процесса. Проектная мощность цеха – 20000 тонн в год черновой меди. Фактически достигнутая – 93 870 тонн, это количество меди было выпущено в 1974 году.

Серноокислотный цех утилизирует серосодержащие отходящие газы металлургического производства с получением серной кислоты. Технологический процесс разработан институтом НИУИФ, проект выполнен ГИПРОХИМом. Цех с проектной производительностью 100 000 тонн серной кислоты в год введен в эксплуатацию в 1941 году.

В 1970 году было построено и введено в эксплуатацию второе отделение производства серной кислоты мощностью 120 000 т/год на отходящих конвертерных газах металлургического производства. Генеральный проектировщик – «Унипромедь».

Фактически достигнутая мощность цеха за 2009 год – 320 000 тонн серной кислоты.

**С ноября 1999 года** «Святогор» работает в составе Уральской горно-металлургической компании. Предприятие имеет полный металлургический цикл: рудодобывающее, обогатительное, металлургическое, химическое производство. В состав предприятия входят: горный цех, северный медно-цинковый рудник, обогатительная фабрика, металлургический цех, серноокислотный цех, вспомогательные цехи и подразделения. Численность работников ОАО «Святогор» свыше 3800 человек.

Основные виды продукции: черновая медь, цинк в цинковом концентрате, железный концентрат, кислота серная, олеум, сульфит

и бисульфит натрия технический (водный раствор), шлаки гранулированные отражательной плавки, абразивный порошок.

Технология производства черновой меди включает: обжиг медьсодержащих концентратов в восьми многоподовых печах, плавку огарка в двух отражательных печах с получением бедного по содержанию меди (до 30%) штейна и отвального шлака, подвергаемого водной грануляции. Штейн конвертируется в четырех 40-тонных конвертерах с получением черновой меди и конвертерных шлаков, которые после специального охлаждения, направляются на флотационное обезмеживание.

Химико-металлургическое производство на ОАО «Святогор» представлено обжиговым, плавильным, конвертерным и двумя серноокислотными отделениями. Отходящие газы обжиговых печей направляются на утилизацию в первое отделение серноокислотного цеха. Слабо-концентрированные газы отражательных печей, после инерционного осаждения пыли в котле-утилизаторе, через санитарную трубу сбрасываются в атмосферу. Технологические газы после конвертеров транспортируются по схеме конвертер – напыльник – пылеосадительная камера – групповой циклон – эксгаустер и далее в серноокислотное производство (рис. 1).

## Недостатки

К недостаткам существующей схемы (набора оборудования) следует отнести несбалансированность мощности металлургического и серноокислотного производств, результатом чего является выброс в атмосферу части газов конвертеров и отражательной печи без пылеочистки и утилизации серы; *значительный износ основного и вспомогательного технологического оборудования. Технологическое оборудование не соответствует мировому уровню, морально устарело.*

В сложившейся ситуации необходимым условием работы предприятия является утилизация всех металлургических газов в полном объеме, в том числе весьма проблематичная утилизация газов отражательной печи.

Из недостатков существующей системы эвакуации и очистки конвертерных газов можно выделить следующее. Конструктивные особенности пылевых камер не обеспечивают требуемой герметичности, что приводит к неконтролируемым подсосам воздуха, только в пылевой камере, до 50% от общего объема газов. Также следует отметить, что существующая конструкция пылевой камеры служит

причиной резкого изменения траектории движения газов. Это дополнительно влечёт за собой интенсивное налипание пыли и возгонов на относительно холодные поверхности стен и бункеров, приводит к сужению проходных сечений, потере эффективности осаждения пыли и образованию плотных настывлей, удаление которых связано со значительными трудозатратами. После пылевой камеры технологические газы поступают в групповой циклон из 4-х циклонов. Температура газов на входе в циклон составляет 650 °С, из-за воздействия высоких температур циклоны подвергаются тепловой деформации и имеют непродолжительный ресурс работы.

Следующий недостаток – применяемая «мокрая» схема очистки газов обжиговых печей и конвертеров от пыли имеет низкую эффективность и характеризуется большими потерями металлов с промывными водами. Потери меди в год составляют более 200 тонн, цинка 1,4 тыс. тонн, свинца 1,8 тыс. тонн. Кроме того, сами промывные воды являются источником загрязнения и требуют нейтрализации и осветления; их сброс в Сорьинское хвостохранилище ухудшает качество оборотной воды, что ведет к снижению показателей обогащения руд. Расходы на нейтрализацию составляют 14,6 млн. руб. в год. На выполнение работ по очистке от гипсовых отложений и замене труб водооборотного цикла затрачивается около 11 млн. руб. Недостатком «мокрой» схемы очистки газов также является затратность извлечения уловленной пыли и растворенной меди. Возврат в производство металлургических кеков обходится в сумму 16 млн.руб. в год, а расходы на содержание участка цементации составляют более 40 млн. руб.

Проработки вариантов реконструкции химико-металлургического производства показали, что экономически обоснованного пути решения экологических проблем при сохранении существующего набора металлургического оборудования не существует.

### **Задачи и ожидаемые результаты реконструкции**

В результате проработки многочисленных вариантов замены существующей технологической схемы был сделан выбор в пользу строительства комплекса на основе печи с вертикальной погружной фурмой Аусмелт.

Работа плавильного комплекса будет осуществляться на богатую массу с содержанием меди не менее 50% и последующим разделением и обеднением шлака до 1,5% в электропечи-отстойнике. Вывоз горячего шлака будет организован шлаковозами на специальную

площадку для комбинированного воздушно-водяного охлаждения в чашах и дальнейшей его переработки на обогатительной фабрике. Прямое получение богатого, стабильного по составу штейна снижает нагрузку на конвертерный передел, позволяет постоянно иметь под дутьём не более 2-х конвертеров (плюс один в накоплении), стабилизировать объём и качество конвертерного газа, и, следовательно, – работу серноокислотного цеха.

Это позволяет сохранить существующий конвертерный передел, проведя минимально необходимую его реконструкцию:

- реконструировать пылевые камеры конвертеров для ликвидации неорганизованных подсосов;
- организовать двухступенчатое охлаждение газов – в пылевой камере до 550 °С и далее в башне охлаждения до 400 °С;
- заменить существующие циклоны с увеличением их производительности;
- установить электрофильтры, взамен газопромывателей, для улавливания и реализации свинцово–цинковых возгонов;
- заменить дутьевые машины на более мощные.

Возможность максимально полного окисления сульфидных и углеродсодержащих материалов в объёме печи и невысокие тепловые потери (~ 5%) печи Аусмелт позволяют работать при относительно небольшом обогащении дутья кислородом (на уровне 40%) в сравнении с рядом других автогенных процессов (ПВ, КФП, взвешенная плавка – 80–90%). В этой связи представляется эффективным увеличение переработки клинкера, содержащего 15–20% свободного углерода, до 45 тыс. тонн в год.

При вводе в эксплуатацию и выходе на установленные режимы нового химико-металлургического комплекса будут остановлены и ликвидированы существующие обжиговый и плавильный переделы (многоподовые и отражательные печи, громоздкие системы их газоочистки и аспирации).

Замена морально и физически устаревшего оборудования плавильного отделения позволит резко снизить экологическую нагрузку на окружающую среду при одновременном увеличении выпуска черновой меди до 103 тыс. т/год, серной кислоты до 540 тыс. т/год, получать товарные свинцово-цинковые возгоны.

### **Основные задачи реконструкции серноокислотного цеха**

Разомкнутая схема промывки отходящих газов металлургического производства обуславливает большой объем кислых сточных

вод, сбрасываемых в хвостохранилище. Для снижения объема кислых стоков из промывного отделения будет организована замкнутая схема циркуляции промывной кислоты и кислой воды, предназначенных для промывки газов металлургического производства. В этой связи для охлаждения промывных кислот устанавливаются пластинчатые теплообменники.

В сушильно-абсорбционное отделение на смену кожухотрубным и оросительным холодильникам (выработавшим свой ресурс) будут установлены компактные более эффективные пластинчатые теплообменные аппараты т.к. теплообменники разного типа имеют разные коэффициенты теплопередачи и разное гидравлическое сопротивление, что отрицательно сказывается на ведении технологического процесса. Обновится и парк насосного оборудования, который будет состоять из насосов одного типа и производительности.

Для увеличения объемов утилизации отходящих газов металлургического производства в компрессорном отделении будут установлены более мощные современные нагнетатели с производительностью до 125 000 м<sup>3</sup>/час, а также реконструирована система газодных трактов контактного отделения на большие диаметры.

Эвакуация газов плавильной печи Аусмелт будет осуществляться через котёл-утилизатор и электрофильтр, далее передаваться на башню смешения в объёме 70 000 нм<sup>3</sup>/ч и на СКЦ. Газы электроотстойника и аспирационные газы плавильного комплекса будут обеспыливаться в рукавных фильтрах. Отходящие газы конвертеров в объёме 120000 нм<sup>3</sup>/ч будут передаваться на башню смешения, где будут смешиваться с газами печи Аусмелт перед подачей на СКЦ.

**Реализация проекта реконструкции химико-металлургического производства позволит:**

1. Значительно снизить выбросы в окружающую среду.
2. Увеличить объем производства черновой меди.
3. Увеличить извлечение меди, золота и серебра в черновую медь за счет снижения потерь меди с отходами.
4. Увеличить извлечение серы из сырья в товарную продукцию.
5. Снизить себестоимость производства черновой меди.

Строительство металлургического комплекса на базе печи Ausmelt выведет предприятие ОАО «Святогор» в один ряд с современными предприятиями, применяющими автогенные процессы.





## К ВОПРОСУ ДОРАБОТКИ ШЛАКОВ ПЕЧЕЙ С ПОГРУЖНОЙ ФУРМОЙ

**Г. П. Харитиди, А. Д. Осипов, Е. Б. Корюкин,  
Е. А. Позднякова, О. Н. Шихова,  
Я. В. Куликова, И. С. Дерябина**  
(ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, [umbr@umbr.ru](mailto:umbr@umbr.ru))

Плавка сульфидного сырья в печах с верхней погружной фурмой на сегодняшний день – один из наиболее конкурентоспособных процессов, которому отдаётся предпочтение при строительстве новых и реконструкции существующих производств в цветной металлургии. Высокая и регулируемая в достаточно широких пределах производительность, относительно небольшая потребность в технологическом кислороде, простота обслуживания, высокая степень автоматизации, отсутствие жёстких требований к химическому и гранулометрическому составу шихтовых материалов – далеко не полный перечень преимуществ процесса. К недостаткам процесса, в частности при плавке медного сырья, следует отнести необходимость в агрегате для расслаивания расплавленных масс, причём предпочтение, как правило, отдаётся надёжному, но энергоёмкому электропечному агрегату. Значительно дешевле по капитальным затратам и эксплуатации газоотоплавляемый отстойник, однако с ним связаны определённые технологические недостатки и риски. В качестве недостатков отмечаются: повышенное остаточное содержание меди в шлаках (в сравнении с электроотстойником), необходимость периодического удаления магнетитовых настывлей, невозможность переработки конвертерного шлака, необходимость периодического шпурового выпуска богатой массы. Кроме того, для стабилизации работы плавильного комплекса рекомендуется установка двух газоотоплавляемых отстойников (один резервный), что затрудняет компоновку оборудования.

Отстойник выполняет лишь функции расслаивания шлака и богатой массы. При этом содержание меди в шлаке при одной и той же площади ванны и мощности печи находится в прямой зависимости от обогащённости контактирующего с ним штейна. Так, при содержании меди в штейне 50–55%, может быть получен шлак с содержанием меди на уровне 0,65%. При плавке же на более богатую массу (65–70%) содержание меди в шлаке превышает 2%.

Наиболее распространённый способ доработки шлаков – флотация, как правило, с предварительным медленным охлаждением в ковшах ёмкостью 11 м<sup>3</sup> в специальном режиме. Такая доработка шлака позволяет получить отвальные хвосты 0,3–0,35% по меди с выводом в оборот богатого концентрата (30–35%). Эффективность флотационной доработки повышается, если непосредственно на промплощадке есть свободные обогатительные мощности. В противном случае экономической альтернативой строительству и эксплуатации новой обогатительной фабрики может быть электротермическое обезмеживание шлака с использованием восстановительно-сульфидирующих реагентов. Обязательным условием при этом должно быть предварительное отделение шлака от богатой массы (отстаивание).

Флотационная доработка направлена на извлечение из шлака преимущественно меди и соминерализованных с ней драгметаллов. Основная доля шлакового цинка находится в окисленных формах и при флотации остаётся в отвальных хвостах (в шлак переходит до 90% цинка, поступившего с сырьём в металлургический передел).

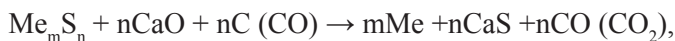
Ежегодные потери цинка с отвальными шлаками и хвостами их обогащения, в частности на медеплавильных предприятиях Уральской горно-металлургической компании, составляют более 48 тыс. тонн в год. Около 80% цинка в медеплавильное производство вносится с медными концентратами, причём большая часть его поступает с концентратами обогащения медно-цинковых (МЦР) и полиметаллических руд. Несмотря на существенные достижения в селекции меди и цинка за последние десятилетия, ряд медных концентратов обогащения МЦР содержит от 4,5 до 8% цинка. Как правило, это цинк в форме вкрапленного в медные минералы сфалерита, и доизвлечение его связано с необходимостью энергоёмкого тонкого и сверхтонкого измельчения. Альтернативой может быть вывод медно-цинкового промпродукта (МЦПП) с преимущественным концентрированием в нём цинка на одной из стадий обогащения МЦР, например, перечисткой цинковистого медного концентрата (возможны другие варианты схемы). Проблема селекции меди и цинка при обогащении труднообогатимых медно-цинковых руд (так называемая медно-цинковая проблема Урала) была обозначена ещё в 30-х годах прошлого столетия, а в 1970–80-х годах практически все институты, курируемые Минцветметом СССР, активно занимались выводом и переработкой МЦПП. Было установлено, что методом обесцинкования медных концентратов, содержащих 4–5%

цинка, можно выделить МЦПП состава: 15–25% цинка, 5–8% меди, 26–28% железа, 36–40% серы [1].

Экономическая целесообразность переработки такого промпродукта зависит от того, насколько его технология адаптирована к существующему или реконструируемому основному производству и повышается, если технология параллельно решает несколько проблем.

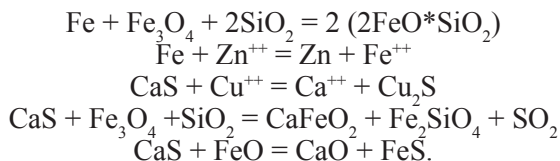
В апреле-мае 1981 года по заданию Минцветмета СССР институтом «Унипромедь» на электропечи мощностью 1200 КВА Опытного завода Вницветмета были проведены испытания электротермической доработки шлака автогенной плавки восстановительно-сульфидирующей смесью (ВСС) [2]. В качестве восстановительно-сульфидирующего реагента использовали окатанную смесь медно-цинкового промпродукта Гайского ГОКа, известнякового просева и коксовой мелочи. Испытания проводили с целью определения показателей обезмеживания шлака автогенного процесса, отгонки цинка из промпродукта на шлаковой ванне и оценки качества цинковых возгонов для определения схемы дальнейшей переработки в цинковом производстве.

Технология основана на прямом восстановлении металлов из сульфидов в присутствии оксидных соединений кальция (известь, известняк, доломит) [3, 4]:



где Me – Fe, Cu, Zn и др.

Восстановление интенсивно протекает в процессе прогревания шихты на поверхности шлакового расплава, при этом более 90% цинка промпродукта непосредственно из твёрдой смеси переходит в возгоны, а железо и частично медь металлизуются. 80–85% серы связывается в сульфид кальция, образуя вместе с восстановленными металлами активный по отношению к шлаку восстановительно-сульфидирующий комплекс (ВСК). Металлическое железо и сульфид кальция в контакте со шлаковой ванной активно восстанавливают и сульфидируют оксиды шлака, образуя извлекающую фазу – металлизированный штейн:



В процессе испытаний [2] обезмеживали шлак кислородно-факельной плавки Алмалыкского ГМК. Состав шлака: 1,46% меди; 2,70% цинка; 0,34% свинца; 38,40% железа; 31,70% SiO<sub>2</sub>; 2,49% CaO. Состав промпродукта: 6,29% меди; 20,82% цинка; 3,70% свинца; 26,75% железа; 39,40% серы. Известняк и коксик измельчали в молотковой дробилке, фракцию минус 0,5 мм смешивали с промпродуктом и окатывали на тарельчатом грануляторе. Сухие окатыши загружали на расплавленный шлак таким образом, чтобы на поверхности ванны постоянно сохранялся и постепенно усваивался ванный слой шихты. Это способствовало более полному обесцинкованию промпродукта в твёрдом виде до усвоения ВСС шлаком.

Результаты испытаний, по данным [2]:

- расход сульфидизатора (МЦПП) от массы шлака, % 9,9;
- соотношение МЦПП: известняк: коксик 1: 0,9: 0,2;
- выход штейна от массы МЦПП, % 143
- содержание меди в штейне, % 13,0
- содержание меди в отвальном шлаке, % 0,19;
- выход возгонов от массы МЦПП, % 31;
- содержание цинка в возгонах, % 51,6;
- содержание свинца в возгонах, % 12,2;
- извлечение цинка из сульфидизатора в возгоны, % 90,2.

В ряде режимов извлечение цинка превышало 100%, что свидетельствовало о частичном переходе шлакового цинка в возгоны при условно полном извлечении его из сульфидизатора.

Как отмечено выше, при проектировании реконструкции медеплавильного производства с переводом на автогенный процесс плавки в отсутствие на промплощадке свободных обогатительных мощностей целесообразно рассмотреть альтернативные варианты доработки шлака: флотационный и электротермический.

Технико-экономическое сравнение вариантов проводили в сопоставимых условиях по объёму перерабатываемого сырья: 100 тыс. тонн меди в год в медном концентрате (включая промпродукт) и 50 тыс. тонн клинкера цинкового завода (табл. 1).

В варианте с электропечным обеднением, вместо электроотстойника, приняли установку значительно более дешёвого газового отстойника, поскольку наличие последующей электропечной доработки шлака минимизирует присущие газовому отстойнику технологические недостатки. Практика ОАО «Карабашмедь» показывает, что при умеренном содержании меди в штейне (50–55%) расслаивание шлака и штейна в одном газоотпливаемом отстойнике не вызывает проблем в работе плавильного комплекса. Тех-

нологические схемы вариантов представлены на рис. 1 (с обогатительной фабрикой) и 2 (с электротермической обработкой шлака восстановительно-сульфидирующей смесью на основе МЦПП).

Сравниваемые объекты капитального строительства: в 1-м варианте – электроотстойник с рабочей мощностью 5,0 МВт (трансформатор 10,0 МВА), участок охлаждения шлака, обогатительная фабрика на 450 тыс. тонн шлака в год; во втором варианте – газоотопливаемый отстойник, электропечь обеднения мощностью 7,6 МВт, (трансформатор 15,2 МВА), участки грануляции отвального шлака и подготовки сульфидизатора. Размеры капиталовложений оценивали в соответствии с Методикой определения стоимости строительной продукции МДС 81.35–2004.

При оценке товарной продукции учитывали доизвлечение меди и драгметаллов в черновую медь (содержание меди в отвальных хвостах обогащения шлаков Аусмелт 0,3%, хвостах конвертерного шлака 0,45%, в отвальном шлаке электротермии 0,25%), а также доизвлечение свинца и цинка в товарные возгоны во втором варианте. Медь золото и серебро доводили до рафинированных металлов, учитывая затраты на рафинирование (аффинаж). Медь реализовали по цене LME \$7000, цинк и свинец в возгонах – по 20% от цен LME, золото и серебро – по соответствующим ценам Центробанка РФ. Техничко-экономические показатели обеих схем (таблица 1) определяли на основе расчёта материальных и тепловых балансов с учётом данных испытаний [2].

Таблица 1

Изменяющиеся технико-экономические показатели по вариантам

Наименование	Ед. изм.	Вариант с флотацией	Вариант с электротермией	Отклонение
1	2	3	4	(4–3)
<b>1 Объемы производства</b>				
1.1 Медь рафинированная	т	99 339	99 686	347
1.2 Золото аффинированное	кг	2 560	2 689	129
1.3 Серебро аффинированное	кг	46 052	46 246	194
1.4 Цинк в возгонах	т	3 749	11 001	7 252
1.5 Свинец в возгонах	т	3 947	4 536	589
1.6 Серная кислота	т	551 092	552 882	1 790
<b>2 Выручка от реализации</b>	<b>млн. руб.</b>	<b>27 363</b>	<b>27 695</b>	<b>332</b>

<b>3 Капитальные вложения</b>	<b>млн. руб.</b>	<b>3 823</b>	<b>2 837</b>	<b>-986</b>
<b>4 Эксплуатационные затраты (по изменяющимся статьям)</b>	<b>млн. руб.</b>			<b>-542</b>
4.1 Материалы и топливно-энергетические ресурсы	млн. руб.			132
4.2 Эксплуатация участка охлаждения шлака и обогатительной фабрики	млн. руб.			-634
4.3 Амортизация основных средств	млн. руб.			-40
4.4 Общепроизводственные и управленческие. затраты	млн. руб.			-1
4.5 Рафинирование и аффинаж				1
<b>5 Отклонение по валовой прибыли</b>	<b>млн. руб.</b>			<b>874</b>
<b>6 Отклонение по налогу на прибыль</b>	<b>млн. руб.</b>			<b>175</b>
<b>7 Отклонение по чистой прибыли</b>	<b>млн. руб.</b>			<b>699</b>

В отсутствие свободных мощностей обогатительной фабрики существенные преимущества имеет вариант с электротермией шлака: экономия капиталовложений около 1 млрд. рублей, выручка от реализации продукции выше на 330 млн. руб. за счёт доизвлечения всех целевых металлов, эксплуатационные затраты ниже на 540 млн. руб.

В настоящей работе не учтены экономические показатели вывода промпродукта на ГОКах и их влияние на суммарную экономику обогатительно-металлургического комплекса. Этот фактор весьма зависим от свойств обогащаемой медно-цинковой руды и принятой технологии её обогащения. Вывод промпродукта путём обесцинкования готового медного концентрата связан с дополнительными капиталовложениями и эксплуатационными затратами. Возможно, более рациональным представляется замыкание или сокращение циркуляционных нагрузок на стадии перечистки цинкового концентрата (в цикле т. н. медно-пиритной флотации) или иных местах схемы с выводом промпродукта на прямую переработку. В любом случае, к оценке переработки шлаков автогенных процессов следует подходить, учитывая экономику всего комплекса обогатительно-металлургического производства.

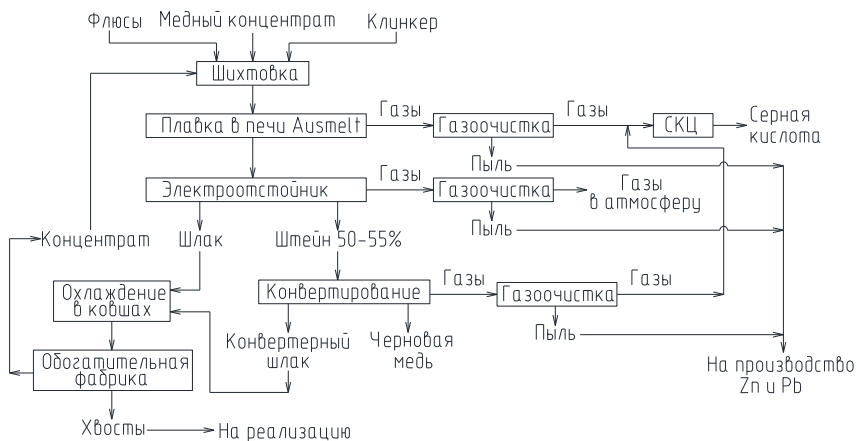


Рис. 1. Технологическая схема с электроотстойником и флотацией шлака

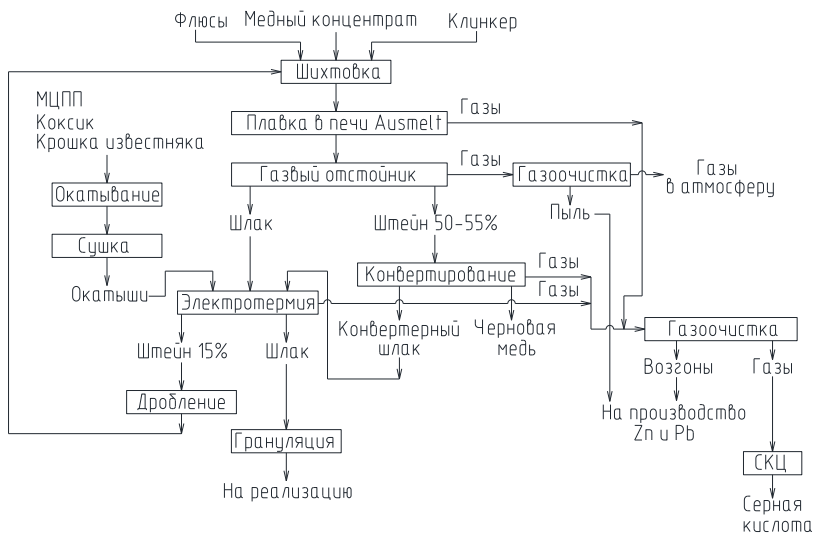


Рис.2. Технологическая схема с газовым отстойником и электротермией шлака

### Литература

- 1.Елисеев И.С., Бабаджан А. А., Лебедь Б. В. и др. – Цветные металлы, 1974, № 3, с.3–8.
- 2.Харитиди Г.П., Скопов Г.В., Растяпин В.В., Лисина Н.Н. Технология переработки комплексного цинксодержащего сырья. // Цветные металлы, 1982,№ 12, с.77–80.
- 3.Скопов Г.В., Харитиди Г.П., Векслер С.Ф. и др. // Изв. ВУЗов, Цветная металлургия, 1977, № 9, с. 69–73.
- 4.Скопов Г.В., Харитиди Г.П., Тихонов А.И. // Изв. ВУЗов, Цветная металлургия, 1976, № 4, с. 20–25.

## **ТЕХНИЧЕСКОЕ ПЕРЕВООРУЖЕНИЕ И ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ РАБОТЫ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА НА ОАО «СРЕДНЕУРАЛЬСКИЙ МЕДЕПЛАВИЛЬНЫЙ ЗАВОД»**

**Б. В. Абдулазизов, М. М. Сладков, С. Н. Готенко,  
А. Л. Борисов, А. В. Ладейщиков**  
(ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод»,  
г. Ревда, Свердловской обл., [sumz@sumz.umn.ru](mailto:sumz@sumz.umn.ru))

В результате законченной в 2009 году реконструкции металлургического комплекса на ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод» достигнуто увеличение выпуска черновой меди со 100 до 150 тыс. тонн в год [1]. Введение в эксплуатацию печи Ванюкова № 2 и нового цеха серной кислоты позволило увеличить выпуск черновой меди в 1,5 раза. Усилия коллектива в период с 2010 по 2013 годы были сосредоточены на следующих основных направлениях технического перевооружения:

- обеспечение ритмичной выгрузки сырья под увеличенные объемы переработки;
- повышение качества приготовления шихты;
- стабилизация режимов процесса плавки Ванюкова;
- повышение надежности работы узлов плавильных печей, увеличение межремонтного периода их работы;
- совершенствование процесса конвертирования на богатых штейнах.

### **Обеспечение ритмичной выгрузки сырья**

При увеличении объемов переработки сырья в зимнее время возникло накопление на площадке груженого подвижного состава в связи с ограниченной производительностью существующего гаража размораживания вагонов. В него входит всего 30 вагонов, в работе находится 2 камеры по 15 вагонов в каждой. Для решения этой задачи было принято решение о строительстве дополнительного гаража производительностью 2500 тонн концентрата в сутки.

При рассмотрении известных технологий по разогреву вагонов предпочтение было отдано применению полнообъемного конвективного метода разогрева с применением воздухонагревателей рециркуляционных газов типа АГОС, использующих теплоту сгорания природного газа. Данный способ отличается простотой аппаратного оформления и имеет наибольшую удельную производительность. В 2013 году объект был построен и введен в эксплуатацию. Таким образом, увеличение мощности оборудования по размораживанию возросло на объем в 24 вагона, было введено в работу 2 камеры по 12 вагонов в каждой.

### **Повышение качества приготовления шихты**

До настоящего времени приготовление шихты на заводе сочетает приемы бункерной и грейферной загрузки. Медьсодержащее и золотосодержащее сырье загружаются в расходные бункеры при определенном соотношении грейферов, что вносит субъективный фактор в качество приготовления шихты. Из бункеров материалы с применением ленточных или пластинчатых питателей подаются на сборный транспортер. Перемешивание и усреднение состава шихты достигается в процессе сушки в барабанных печах. Для повышения качества приготовления шихты в 2011 году установлено 4 новых ленточных питателя фирмы «Schenk», Германия. Это обеспечило возможность дозирования медьсодержащего сырья в шихту с относительной погрешностью при взвешивании не более 0,5%. Положительный опыт эксплуатации обусловил установку в 2013 году ещё 6 пластинчатых весовых дозаторов для подачи 4 типов кварца и 2 типов кальцийсодержащих флюсов.

Дополнительно к указанному комплексу мероприятий был разработан алгоритм последовательного запуска и останова дозаторов, обеспечивающий одновременную доставку всех составляющих шихты на сборный транспортер, а также было внедрено автоматическое выдерживание заданного соотношения подачи компонентов по каждому дозатору.

Перед подачей на плавку приготовленная шихта подвергается сушке в барабанных печах до остаточной влажности от 5,5 до 6,0%. На данном участке с 2011 по 2014 год выполняются мероприятия по техническому перевооружению: проводится замена устаревших полых скрубберов «мокрой» очистки газов на скрубберы Вентури специальной конструкции, а также установка фильтр-прессов взамен вакуумных дисковых фильтров. Кроме того, применены новые

полимерные материалы для изготовления газоходов, трубопроводов и санитарной трубы. Внедрение новой технологии очистки газов позволит существенно снизить потери ценных металлов, а также трудоемкость обслуживания оборудования. Расход воды на очистку газов также снизится, и экономия составит порядка 103 тыс. м<sup>3</sup> воды в год. Кроме того, для данного участка выполнен проект модернизации системы газоснабжения сушильных печей и нового АСУТП, внедрение которого планируется на 2015–2016 годы.

Для контроля химического состава и остаточной влажности шихты в 2012–2013 годах спроектирован и установлен автоматизированный пробоотборный комплекс, осуществляющий представительный отбор шихты пересечением потока, дробление, усреднение и сокращение пробы для анализа.

### **Стабилизация режимов плавки**

Попутно повышению качества приготовления шихты особое внимание на заводе уделяется стабилизации режимов плавки. В первую очередь решается задача по обеспечению равномерной и контролируемой загрузки шихты в печи. Для этой цели в 2011 году на участке загрузочных бункеров были установлены 11 новых ленточных питателей фирмы «Schenk», а позднее разработан и внедрен алгоритм автоматического регулирования заданного расхода и выдерживания заданного соотношения подачи в печь шихты, концентрата и кварцевой руды. Данные мероприятия позволили стабилизировать режимы дутья для поддержания оптимального теплового баланса работы печей, что позволило исключить резкие колебания состава штейна и шлака. Стабилизация состава шихты и режимов плавки привела к снижению потерь меди со шлаками печей Ванюкова на 7÷9 отн.% (с 0,97 до 0,91%). Постоянство режимов плавки достигается при обеспечении ритмичной обработки медных штейнов в конвертерном отделении. В противном случае, происходит заполнение расплавом промежуточной печи-миксера штейна [2], вынужденно ограничивается загрузка шихты и повышается уровень штейновой ванны в печи. Указанные мероприятия крайне негативно сказываются на качестве шлаков и приводят к увеличению потерь меди [3]. Для минимизации вынужденных ограничений нагрузок на печи ПВ № 1 была разработана новая конструкция печи-миксера, позволяющая увеличить ее рабочий объем в 1,5 раза. При этом установка миксера запроектирована на существующие фундаменты, что в значительной мере упростит его монтаж. Аналогичное техническое

решение увеличения вместимости по расплаву применено и для миксера шлака. В этом случае будут достигаться условия по отстаиванию механически унесенного штейна в донную часть миксера для последующего возврата в плавильную печь. Модернизация миксеров печи ПВ № 1 предусмотрена в рамках плановой их замены. Миксеры изготовлены в 2013 году. Установка миксера штейна произведена в 2014 году, а миксера шлака запланирована в следующий капремонт печи ПВ № 1.

Следующей составляющей повышения стабильности работы печей является поддержание в них устойчивого разрежения, необходимого для эвакуации технологических газов. В настоящее время эвакуация газов от двух печей производится через общий сборный газоход двумя группами дымососов. Газовый тракт характеризуется большой протяженностью и разветвленностью, что обуславливает сложность в регулировании и обеспечении требуемого разрежения. Недостаточность разрежения и скоростного режима движения газов приводит к осаждению пыли на участках газоходов, что требует внесения корректировки в режимы плавки и выполнения трудоемких операций по чистке газоходов в периоды остановов.

Во избежание этого в 2012 году были заменены отсечные клапаны существующих дымососов в системе транспортировки газов, что позволило минимизировать пропуски газа, а также улучшить характеристики работы дымососов и манометрического режима в целом. Основным же мероприятием является замена существующих дымососов 0,4 кВ на новые 6 кВ с требуемыми объемными и напорными характеристиками и с учетом необходимого резервирования. Это позволит осуществить раздельную эвакуацию газов от каждой плавильной печи своей группой дымососов и значительно упростить регулирование разрежения в плавильных печах. Реализация мероприятий запланирована на 2014–2015 годы.

## **Повышение надежности работы печей ПВ**

Оптимизация режимов подготовки и плавки шихты не представляется целесообразной без доработки конструкции плавильной печи в части повышения надежности её эксплуатации при выдерживании более «горячего» хода плавки и увеличения доли кальцийсодержащих флюсов для обеспечения обеднения шлаков за счет снижения их вязкости и повышения жидкотекучести [4]. Поставленная задача не может быть решена без подбора и использования устойчивых к тепловым и коррозионным нагрузкам огнеупоров, без обеспече-

ния образования в печи устойчивого гарнисажа для защиты водоохлаждаемых медных кессонов – увеличения срока их службы, а также без повышения герметичности ванны печи. В противном случае возможны утечки расплава, сбой в соблюдении режимов плавки.

Шахта печи представляет собой кессонированный пояс. На первом этапе, с целью исключения утечек расплава, в 2011 году проведена модернизация кессонов – выполнено дополнительное фрезерование торцов кессонов, позволяющее вести их монтаж перекрытием «в четверть». Попутно выполнена дополнительная насечка на кессоны со стороны расплава, позволяющая механически удерживать шлаковый гарнисаж.

С торцевых сторон шахта печи ограничена штейновой и шлаковой перегородками, выполненными из балочных кессонов – медных глассажных труб. При модернизации данных перегородок предпочтение было отдано навеске на них огнеупорного кирпича, через крепления специальной конструкции. Для исключения образования зазоров между торцевыми перегородками и шахтой печи были разработаны узлы их крепления к рамам прикладных кессонов.

Срок службы огнеупорной кладки также определяет межремонтный период эксплуатации печи. Основное размывание кладки происходит в зоне штейнового расплава, также размываются арка шлакового перетока и стенки сифона шлака. Для данных зон печи, испытывающих максимальные тепловые, коррозионные и механические нагрузки, проведен поиск огнеупоров с особыми свойствами. В результате изучения предложений огнеупорных материалов на рынке, а также их опытной апробации в цикле конвертирования, предпочтение отдано применению периклазо-хромитовых изделий с определенным допустимым содержанием компонентов (в т. ч. не менее 60% MgO и 20%  $Cr_2O_3$  и не более 1,5%  $SiO_2$ ). Данные огнеупоры были применены при капитальном ремонте печи ПВ № 2 в 2013 году. Дополнительно к этому были разработаны закладные медные пластины (мостики холода) в кладку арки шлакового перетока и стенки сифона шлака для улучшенного съема тепла кессонами торцевой перегородки. Данные мероприятия также реализованы при ремонте печи ПВ № 2. Применение более стойких огнеупоров и дополнительных охлаждаемых элементов позволило увеличить стойкость кирпича.

### **Совершенствование процесса конвертирования**

Для конвертирования штейна на ОАО «СУМЗ» применяются 4 горизонтальных конвертера (тип «Пирс-Смитта») вместимостью

по 80 тонн каждый. Увеличение объемов переработки медных сульфидных концентратов без изменения парка конвертеров стало возможным при повышении содержания меди в штейнах до 52–56%. Это обусловило корректировку режимов конвертирования с целью получения шлаков с минимальными потерями меди, с учетом максимального сохранения положительного теплового баланса и сокращения непроизводительных простоев оборудования [5].

Для штейна данного состава была определена новая схема конвертирования. Зарядка конвертера производится на 4–5 ковшах штейна, загружается кварц и ведется продувка расплава с получением белого матта и конвертерного шлака (первый период конвертирования). После слива шлака в конвертер добавляют белый матт с другого конвертера, полученный путем продувки 2-х ковшей штейна, после этого конвертер ставится на варку черновой меди. Операция перелива белого матта позволяет подготовить конвертер к новой плавке, т.к. обеспечивает предварительный его разогрев, расплавление остатков оборотных материалов и вторичного цветного лома с предыдущей плавки, а также растворение избытка кварца, загруженного на доварку черновой меди. Данный алгоритм конвертирования обеспечивает ритмичную обработку штейна за счет выдерживания необходимого теплового режима работы конвертеров. Состав получаемого конвертерного шлака, %: 4,5–6,5 Cu, 19–24 SiO<sub>2</sub>, 12–19 Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>.

Для сокращения простоев конвертеров было принято решение о применении гидромолота для очистки горловин конвертеров. При рассмотрении различных вариантов выбор сделан в пользу применения специализированного навесного оборудования фирмы «Atlas Сорсо» устанавливаемого на базе экскаватора ЭК-14 на колесном ходу. С 2011 года данное оборудование находится в постоянной эксплуатации и позволило сократить время чистки горловины конвертера до 10–15 минут при существенном повышении качества чистки.

Еще одним мероприятием по улучшению теплового режима работы конвертеров является применение мелкой фракции кварца – не более 10 мм. Однако в настоящее время применяется кварцевая руда крупностью от 20 до 40 мм, что вызвано меньшей величиной её влажности и меньшей смерзаемостью в загрузочных бункерах в межсезонные периоды и в зимнее время. Применение кварца меньшей крупности представляется возможным в случае его предварительной сушки. Для этого в 2012–2013 годах построен участок сушки кварца, обеспечивающий подготовку кварца также и для дошихтовки в плавильные печи. Сушка производится в барабанной печи, обогреваемой газовой горелкой.

## Итоги

За период с окончания реконструкции металлургического комплекса в ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод» и по настоящее время ведется большая работа по оптимизации технологических режимов, техническому вооружению вспомогательных участков и устройств и повышению надежности и стабильности производственных процессов. Результатом работы является обеспечение ритмичной переработки исходного сырья за счет выявления и рационального использования имеющихся резервов и преимуществ процесса Ванюкова (плавка в жидкой ванне).

После проведенных технических мероприятий и модернизации производства в медеплавильном цехе основными показателями, характеризующим положительный эффект внедрения, явились:

– увеличение объема выпуска черновой меди со 100 до 150 тыс. тонн в год;

– увеличение технологического извлечения меди из сырья в готовую продукцию. В период с 2011 года по 2014 год данный показатель увеличился с 95 до 96%.

Эти достижения, в первую очередь, позволяют нашему предприятию иметь высокую конкурентоспособность на рынке, как переработчику медесодержащего сырья.

## Литература

1. Абдулазизов Б. В., Краюхин С. А., Рудой А. Г., Дедунов В. Г. Эра чистого производства // ТехНадзор. 2012. № 7. С. 20–22
2. Халемский А. М., Тарасов А. В., Казанцев А. Н., Кинев В. Д. Плавка в печи Ванюкова медно-цинкового сульфидного сырья. – Екатеринбург, Издательство «Кедр», 1993 г. – 80 с.
3. Ванюков А. В., Быстров В. П., Васкевич А. Д. и др./ под ред. А. В. Ванюкова Плавка в жидкой ванне. – М.: Металлургия, 1988. 208 с.
4. Бобров В. М., Ситько Е. А. Флюсы медеплавильного производства // Цветные металлы. 2010. № 4. С. 51–54
5. Абдеев М. А. Полиметаллические штейны и их конвертирование. Типография Издательства АН КазССР. Алма-Ата. 1962. 228с.

## НОВЫЕ ПРОЦЕССЫ В ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЦИНКОВЫХ КЕКОВ

**Л. Ю. Удоева, С. Н. Тюшняков, А. В. Баталов,  
Чумарев В. М., Е. Н. Селиванов**  
(ФГБУН Институт металлургии УрО РАН,  
г. Екатеринбург, [rcmlab@mail.ru](mailto:rcmlab@mail.ru))

Накопленные к настоящему времени объемы отходов добычи и переработки руд цветных и редких металлов не без основания позволяют рассматривать их как «техногенные месторождения». Экономическую целесообразность переработки отходов цинкового производства, в частности кеков сернокислотного выщелачивания, повышают значительные содержания благородных металлов. Несмотря на то, что существует немало разработанных и реализованных на производстве способов извлечения цинка и попутных металлов из кеков, в мировой практике около 20% цинковых кеков направляется во временные отвалы в ожидании более эффективных технологий [1].

Известные способы переработки цинковых кеков предусматривают пирометаллургическое восстановление цинка и его отгонку либо гидromеталлургическое разложение основного компонента кека – феррита цинка – и извлечение цинка в раствор. Выбор способа, как правило, определяют состав сырья и специфика работы предприятия.

В лаборатории пирометаллургии цветных металлов ИМЕТ УрО РАН ведутся исследования по обоим направлениям переработки цинковых отходов:

– электроплавка цинковых кеков с извлечением цинка в возгоны, а меди и драгоценных металлов – в сплав на основе железа или штейн;

– разложение цинковых кеков соляной кислотой с последующим извлечением цинка в виде оксида или концентрата на его основе путем пиролиза хлоридных растворов с регенерацией кислоты.

Для электропечной переработки цинковых кеков с извлечением цинка в возгоны, а меди и драгоценных металлов – в сплав на осно-

ве железа, в лабораторных условиях опробованы три варианта [2]. Это карботермическое и карбо-алюмотермическое восстановление кека с переводом цинка в возгоны, меди и драгоценных металлов в сплав на основе железа и, наконец, плавка кека на цинковый возгон, штейн и шлак с использованием в качестве сульфидизатора цинкового концентрата (табл. 1). Плавки проводили на трехфазной электропечи мощностью 100 кВ·А, продолжительность 1.5–2.5 часа, температура расплава в печи 1350–1400 °С. Исходные материалы: сухой цинковый кек ОАО «Электроцинк», обожженный известняк, металлургический кокс и алюминиевая стружка (металлоотходы).

Известно [3], что высокое извлечение цинка с минимумом энергетических затрат возможно при восстановлении и отгонке преимущественной части металла в период нагрева и плавления шихты. Такие условия обеспечивает плавка кека без флюса или с низким содержанием в шихте известняка. Недостатком такого варианта является высокое остаточное содержание меди в шлаках из-за повышенной растворимости в нем сульфида меди. Это характерно для шлаков с низким отношением  $Fe_2O_3/FeO$  при дефиците кремнезема и избытке оксида кальция. Необходимость восстановления железа требует дополнительных затрат электроэнергии для обеспечения жидкотекучести высокожелезистого сплава.

В комбинированном процессе плавки эти недостатки были исключены введением стадии обработки расплава металлотермической частью шихты (табл. 1). При плавлении алюмотермической шихты и возгонке цинка температура расплава повышается на 100–150 °С, что позволяет прекратить электропитание печи на этот период, и тем самым снизить затраты электроэнергии. В сравнении с карботермическим вариантом плавки суммарная степень перевода железа из кека в сплав остается на уровне 60% при сокращении продолжительности процесса в 1,5 раза и соответствующем снижении расхода электроэнергии. Положительным фактором явилось уменьшение концентрации железа в сплаве до 79% за счет повышения извлечения в него меди и особенно серы. Важно отметить, что металлотермия не оказала влияния на распределение благородных металлов. Так, содержание золота в шлаке не превысило 1г/т, а серебра – 8 г/т. Средняя проба цинковых возгонов содержала (масс.%) 62.1 Zn, 3.1 Pb, 0.9 Cd, 0.3 Cu, 1.8 S, 1.1 Fe, 0.5 Al, 0.4 Si, 0.2 Ca, 0.5 Sb.

Таблица 1

Составы шихт для плавки цинкового кека (в масс.%)

Шихта	Кек	Кокс	СаО	Al стружка	Цинковый концентрат	Кварц
1	82.5	8.2	9.3	-	-	-
2	83.3	10.0	6.7	-	-	-
3	78.0	15.8	6.2	-	-	-
4	КТЧ	85.7	7.6	6.7	-	-
	МТЧ	41.7	8.3	25.0	25.0	-
5	КТЧ	85.0	7.5	7.5	-	-
	МТЧ	32.3	6.5	29.0	32.2	-
6	73.5	8.8	5.9	-	5.9	5.9

КТЧ – карботермическая часть шихты; МТЧ – металлотермическая часть шихты

При плавке цинкового кека на цинковый возгон, штейн и шлак проверена возможность замены сульфидизатора – пирита цинковым концентратом. Оптимальный расход концентрата составил 7% от массы кека. Результат плавки на штейн подтвердил принципиальную возможность получения при применении цинкового концентрата легкоплавкого штейна, содержащего 6.6% Cu, 0.1% Zn, 20.9% S, и шлака с 0.28% Cu, 0.14% Zn и 2.1% S. Однако обогащение шихты цинком потребовало увеличения расхода электроэнергии и продолжительности плавки, при этом оптимальные условия плавки так и не были достигнуты (табл. 2).

Таблица 2

Распределение элементов по продуктам плавки цинкового кека

Продукт	Извлечение, %			
	Медь	Цинк	Железо	Сера
Карботермическая плавка				
Металл	77.9	-	66.9	2.5
Шлак	22.1	2.2	33.1	38.6
Возгоны+газ	-	96.0	-	58.9
Карбоалюмотермическая плавка				
Металл	92.9	0.5	62.3	26.2
Шлак	7.1	1.2	37.7	25.8
Возгоны+газ	-	98.7	-	48.0
Плавка на штейн				
Металл	63.6	3.2	24.8	25.5
Шлак	36.3	11.5	75.2	26.1
Возгоны+газ	-	85.3	-	49.4

Таким образом, показатели электрометаллургической переработки цинковых кеков с извлечением цинка в возгоны могут быть улучшены применением комбинированного карбо-алюмотермического восстановления. Процесс переработки кеков может быть осуществлен в электропечах постоянного тока, обладающих технологическими возможностями извлечения меди и благородных металлов в штейн или сплав на основе железа.

Гидрометаллургическая переработка цинковых кеков в сравнении с пирометаллургическими способами требует меньших энергозатрат и эксплуатационных расходов. Однако наиболее эффективные технологии предполагают использование дорогостоящего оборудования, поскольку связаны с автоклавными процессами. Основным растворителем цинксодержащих материалов при выщелачивании являются сернокислые растворы, поскольку существующие способы переработки кека преимущественно ориентированы на действующее производство, являясь естественным продолжением классической схемы переработки цинкового огарка [4].

Рассмотрена возможность извлечения Zn из кеков сернокислотного разложения огарка путем выщелачивания соляной кислотой при атмосферном давлении с последующей регенерацией растворов методом пирогидролитического разложения. Основу схемы (рис. 1) представляет последовательность следующих операций:

- выщелачивание кека соляной кислотой с переводом в раствор цинка, железа и ряда сопутствующих элементов;
- очистка раствора выщелачивания от железа гидролитическим осаждением;
- доочистка хлоридного раствора от железа с помощью нитрилтриметиленфосфоновой кислоты (НТФ);
- пирогидролитическое разложение хлоридного раствора с выделением порошка оксида цинка и регенерацией соляной кислоты.

В результате термодинамического моделирования процесса выщелачивания цинкового кека ОАО «Электроцинк» и экспериментальной проверки прогнозных показателей установлено, что извлечение в раствор цинка возрастает с увеличением температуры и концентрации соляной кислоты. Для предельного разложения цинксодержащих компонентов кека (феррита и сульфида цинка) 20%-ным раствором HCl при отношении Ж: Т равном 5 процесс выщелачивания следует вести при температуре 80–90 °С [5].

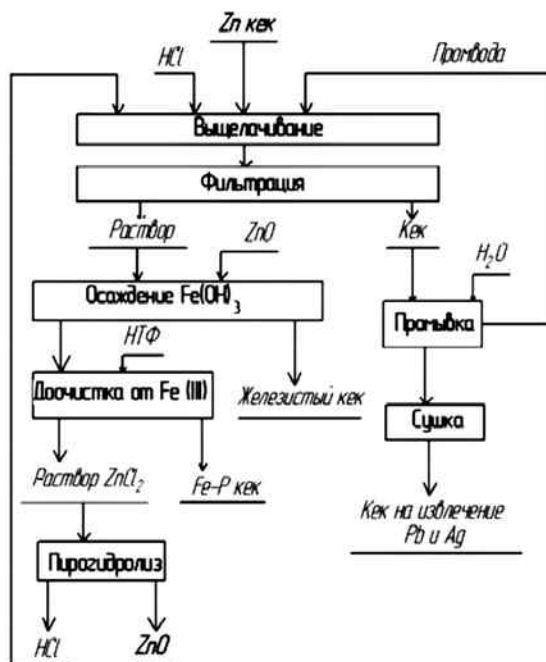


Рис.1. Технологическая схема переработки цинковых кеков с применением соляной кислоты

Расчет кинетических параметров процесса показал, что извлечение в раствор цинка и железа лимитируется скоростью химического акта, а сопутствующих компонентов – меди и марганца – диффузии. Согласно кинетическому анализу, для предельного разложения цинкового кека 20% р-ром HCl при 90 °C потребуется не менее 1.5 часов [6]. В указанных условиях выщелачивания в раствор переходит 93% цинка, железа – около 90%. В твердом остатке содержится до 6.5% Zn, 12.0 Fe, 17.5 Pb. Цинк находится в виде феррита  $ZnFe_2O_4$ , свинец – сульфата  $PbSO_4$ , железо – основного сульфата  $Fe(OH)SO_4 \cdot H_2O$ . Концентрация цинка в растворе в среднем находится на уровне 50–55 г/дм<sup>3</sup>, железо – 60–65 г/дм<sup>3</sup>.

На стадии гидролитической очистки раствора от железа для регулирования кислотности раствора использован оксид цинка – предполагаемый продукт переработки цинкового кека по предлагаемой схеме (рис.1). После нейтрализации раствора до pH 1,5–2,5

и осаждении железа при перемешивании в течение 1.0 часа при 60 °С остаточная концентрация железа в растворе была менее 1.0 г/дм<sup>3</sup>. Для тонкой очистки опробован селективный реагент – нитрилтриметиленфосфоновая кислота (НТФ). Известно, что Fe (+3) в кислых средах образует нерастворимое комплексное соединение состава Fe<sub>3</sub>(НТФ)<sub>2</sub> [7], что позволяет количественно и селективно осаждавать его при низких концентрациях в присутствии ряда сопутствующих металлов, в частности, цинка. Формирование осадка происходит довольно быстро, но для полноты осаждения необходимо интенсивное перемешивание в течение получаса при комнатной температуре. В результате тонкой очистки при pH 2.8 остаточная концентрация железа в растворе снизилась до 0,03 г/дм<sup>3</sup>. Примерный расход реагента НТФ – 2 г на 1 г железа, что соответствует массовому отношению компонентов в составе образующегося комплекса.

Процесс переработки полученных растворов путем пирогидроллиза осуществляется распылением при температуре 700–750 °С с образованием и последующим взаимодействием хлористого цинка и водяного пара по реакции  $ZnCl_2 + H_2O_{\text{газ}} = ZnO_{\text{тв}} + 2HCl_{\text{газ}}$ . Качество образующегося оксида цинка зависит от степени очистки продуктивного раствора, в первую очередь от Fe (+3), контакт с которым в условиях пирогидроллиза возвращает цинк в исходную форму – феррит цинка [8]. Действительно, полученный на лабораторной установке пирогидроллиза твердый продукт разложения раствора выщелачивания Zn-кека, неочищенного от железа, состоял из феррита цинка и оксида Fe (+3). Разложение раствора после тонкой очистки от Fe (+3) позволило получить порошок ZnO с примесью FeO (рис.2).

Таким образом, использование для переработки цинковых кеков солянокислого выщелачивания и разложения хлоридных растворов пирогидроллизом открывает возможность извлекать цинк в виде оксида или богатого концентрата на его основе.

*Работа выполнена при поддержке УрО РАН по программе ОХМ (проект № 12-Т-3-1023) и Инновационному проекту молодых ученых (№ 14-3-ИП-55).*

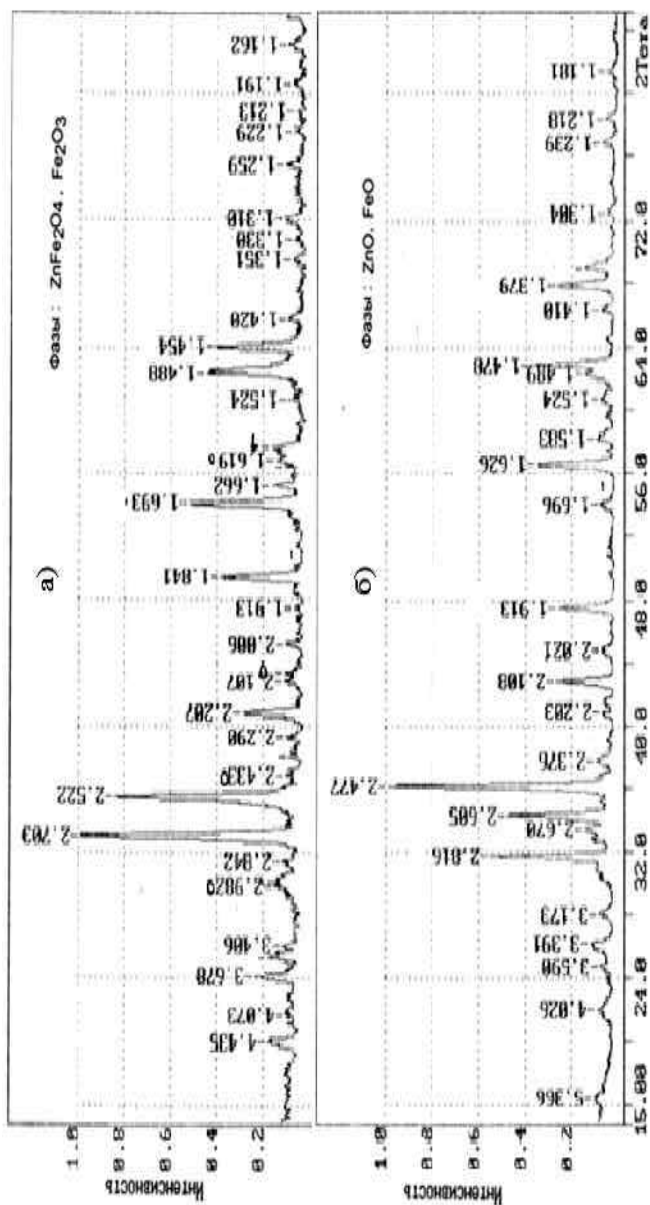


Рис. 2. Дифрактограммы продуктов пиролизного раствора выщелачивания цинкового кека:  
*а* – до очистки от Fe (+3); *б* – после очистки от Fe (+3)

## Литература

1. Зубков А., Воробьев А. Е., Шуленина З. М. Концепция решения минерально-сырьевых проблем охраны окружающей среды. // Маркшейдерия и недроприродопользование, № 4, 2009. – С.23–24
2. Чумарев В. М., Селиванов Е. Н., Харитиди Г. Н., Скопов Г. В., Кузнецов П. А. Испытание электропечной переработки цинковых кеков // Цветные металлы. 2010. № 7. – С. 25–28.
3. Лакерник М. М. Электротермия в металлургии меди, свинца, цинка – М.: Металлургия, 1981. – 384с.
4. Садыков С. Б. Автоклавная переработка низкосортных цинковых концентратов. – Екатеринбург: УрО РАН, 2006 г. – 581с.
5. Удоева Л. Ю., Чумарев В. М., Уполовникова А. Г. Исследование процесса гидрохимической переработки цинковых кеков // Приволжский научн. вестник, № 6 (22), 2013. – С.42–46
6. Баталов А. В., Уполовникова А. Г. Кинетическое исследование солянокислого выщелачивания цинковых кеков. // Ключ. вопросы в соврем. науке, т. 32, 2014. – С.54–57.
7. Н. М. Дятлова, В. Я. Темкина, К. И. Попов. Комплексоны и комплексонаты металлов. М., Химия, 1988. – 543 с.
8. Krishnamurthy K. R., Gopalakrishnan J., Aravamudan G., Sastry M. V.S. Studies on the formation of zinc ferrite // J.inorg.nucl. Chem., vol.36, 1974. – P.569–573.

## ПРАКТИКА ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ КОНЦЕНТРАТОВ В ООО «ММСК»

**К. В. Булатов<sup>1</sup>, Г. В. Скопов<sup>2</sup>, Г. П. Харитиди<sup>3</sup>,  
Д. Ю. Скопин<sup>1</sup>, С. А. Якорнов<sup>2</sup>**

*(1 – ООО «Медногорский медно-серный комбинат», г. Медногорск,  
Оренбургская область, [mtsk@bk.ru](mailto:mtsk@bk.ru); 2 – ООО «УГМК-Холдинг»,  
г. Верхняя Пышма, Свердловская область, [s.yakovnov@ugmk.com](mailto:s.yakovnov@ugmk.com),  
[skopov@ugmk.com](mailto:skopov@ugmk.com); 3 – ОАО «Уралмеханобр»,  
г. Екатеринбург, Россия, [haritidi@umbr.ru](mailto:haritidi@umbr.ru))*

В связи с истощением запасов уральских медных и медно-цинковых руд актуальным становится вопрос вовлечения в переработку еще более труднообогатимых полиметаллических руд алтайских месторождений.

Известно, что переработка этих руд с получением селективных концентратов сопряжена с низким качеством получаемых продуктов и потерями металлов с отвальными хвостами вследствие тонкого взаимного прораствания минералов меди, цинка и свинца [1].

В частности, эффективность обогащения руд Рубцовского месторождения ОАО «Сибирь-Полиметаллы» по селективной схеме остаётся низкой даже при относительно высоком содержании металлов в руде. При этом велики их потери с разноименными концентратами и хвостами. Приемлемого качества получался только цинковый концентрат, а медный и, особенно, свинцовый концентраты фактически представляют собой полиметаллические промпродукты.

Аналогичные показатели обогащения имеют и планируемые к разработке руды Степного, Таловского и Корбалихинского месторождений.

Поскольку рудные запасы перечисленных месторождений довольно значительны, необходимость создания эффективной металлургической технологии для переработки медно-свинцово-цинковых концентратов и промпродуктов очевидна.

Применение гидрометаллургических технологий определяется минералогическим составом концентратов, что, при его изменении, является их основным недостатком.

Известны пирометаллургические способы переработки коллективных (медно-свинцовых, медно-цинковых, свинцово-цинковых,

свинцово-медно-цинковых) концентратов с использованием автогенных процессов. Некоторые из них реализованы в промышленных масштабах [2]. В основе этих технологий лежит двухстадийный процесс с окислительной плавкой концентрата на первой стадии и восстановительной обработкой шлака на второй. При окислительной плавке основное количество свинца переводится в газовую фазу, медь – в штейн, а цинк и часть свинца – в шлак. После слива штейна, на второй стадии шлак подвергают фьюмингованию с извлечением в возгоны цинка и остатков свинца. Цинк из свинцово-цинковых возгонов выщелачивают в цинковом производстве, образующийся свинцовый кек после предварительной карбонизации плавят на черновой свинец в коротко-барабанных или электропечах.

Одним из путей решения данной проблемы, не требующим значительных капитальных вложений для организации нового производства, является переработка коллективных концентратов на существующих плавильных мощностях [3]. При этом основной задачей переработки коллективных концентратов таким методом являлся максимальный перевод меди и драгметаллов в богатую массу, свинца в возгоны, цинка в шлак и частично в возгоны. Поэтому была предложена переработка коллективных концентратов производства ОАО «Сибирь-Полиметаллы» в плавильном агрегате «Победа» (ПАП) ООО «ММСК».

Проведенные тестовые испытания плавки медно-свинцово-цинкового промпродукта в ПАП показали приемлемость технологии переработки полиметаллического сырья. Полученный возгон свинца возможно было перерабатывать на предприятиях по производству цинка вследствие относительно низкого содержания сурьмы и мышьяка.

На основании технических результатов и экономической оценки эффективности переработки полиметаллических концентратов в ПАП было проведено масштабное техническое перевооружение медеплавильного цеха (МПЦ) ООО «ММСК». В ходе него были реконструированы старые и построен ряд новых объектов:

- охладитель газов плавильного агрегата;
- газоходная система от плавильного агрегата и конвертеров № № 2 и 3 с установкой дымососов;
- газоочистка конвертерного отделения с установкой охладителей газов, газоимпульсной очистки поверхностей охлаждения и системы испарительного охлаждения;
- увеличение мощности химводоподготовки МПЦ;
- рукавный фильтр для очистки газов ПАП;
- строительство отделения затаривания возгонов;
- установка резервных компрессоров;

– монтаж дополнительных кабельных линий.

Дополнительно было проведено техническое перевооружение системы аспирации медеплавильного цеха с установкой рукавных фильтров. В качестве генерального подрядчика выступило ОАО «Уралмеханобр».

После комплексного опробования оборудования в 2011 году проводили переработку медно-свинцово-цинкового концентрата (рис. 1) в агрегате совмещенной плавки-конвертирования, представляющем собой 140-тонный горизонтальный конвертер диаметром 3,95 м и длиной 16,6 м со смещенной к торцу горловиной (2×3 м) для отвода газов, оборудованный системой подачи шихты на поверхность расплава через специальное загрузочное отверстие, диаметром 400 мм. Химический состав исходных материалов представлен в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав исходных материалов

Материал	Содержание, %							
	Cu	Pb	Zn	Fe	S	SiO <sub>2</sub>	CaO	C
Сu-Pb-Zn концентрат	9,1–13,1	18,9–24,4	10,9–21,4	5,5–19,5	19,0–30,7	1,5–10,1	0,5–2,0	-
Штейн исходный	26,0–30,0	1,1–3,0	2,5–3,5	36,0–40,0	23,5–25,0	-	-	-
Кварцит	-	-	-	4,0–5,7	1,0–1,5	68,0–71,0	2,7–3,3	-
Доменный шлак	-	-	-	0,2–0,3	-	36,5–38,1	45,0–46,6	-
Известь	-	-	-	0,1–0,3	-	0,5–0,9	68,0–72,0	-
Коксовая мелочь	-	-	-	11,1–14,8	3,9–4,4	10,4–10,9	3,6–5,5	38,8–45,6
Уголь	-	-	-	0,5–0,8	0,2	0,6–1,5	0,3–0,4	91–92

Дутье, в том числе обогащенное, необходимое для ведения процесса плавки в количестве 27–32 тыс. нм<sup>3</sup>/час, подавали через фурменный пояс (24 фурмы с условным диаметром 47 мм). Концентрат и флюсы подавали из расходных бункеров в ПАП через загрузочное отверстие, углеродсодержащий материал вдували через фурмы пневмокамерным насосом.

Богатый штейн и шлак сливали через горловину в ковши и направляли на дальнейшую переработку: штейн – на конвертирование

до черновой меди, а шлак – на обезмеживание в горны шахтных печей, другую часть после охлаждения перерабатывали в составе шихты на шахтных печах.

Отходящие из горловины газы ПАП через напыльник с парои-спарительным охлаждением и пылевую камеру поступали в термосифонный охладитель и, далее, на тонкую очистку в рукавный фильтр. После очистки газы направляли в серноокислотный цех.

В результате были получены оптимальные технологические режимы: в ПАП заливали 30 т штейна и продували расплав углевоздушной смесью состава 0,3–0,7 кг/м<sup>3</sup> с расходом угля 500 кг/т (коксовой мелочи 1,1 т/т) штейна. В процессе продувки расплава воздухом, обогащенным кислородом до 21–27% объемн., загружали 60–100 т концентрата, а после его расплавления 10–16 т кварца и 3–4 т извести (4,7–6,2 т доменного шлака). Продувку вели до получения шлака и богатого штейна. После слива шлака и штейна в ПАП оставляли 30–35 т расплава и весь цикл, начиная с подачи углевоздушной смеси, повторяли снова.

Среднее содержание диоксида серы в отходящих газах составляло 7–9% объемн. В процессе переработки не наблюдалось гетерогенизации расплава, после слива расплавов в агрегате не отмечено накопления тугоплавких непроплавленных остатков. Составы продуктов переработки представлены в табл. 2.

Таблица 2

Химический состав штейна и шлака, масс.%

Материал	Содержание, %						
	Cu	Pb	Zn	Fe	S	SiO <sub>2</sub>	CaO
Штейн богатый	50,0– 77,8	1,3– 10,6	0,5–1,5	0,9–9,3	17,1– 23,0	0,11– 2,8	0,01– 0,5
Шлак	1,15– 4,00	2,1–3,5	5,6– 12,7	34,3– 44,9	1,3–4,0	18,6– 22,1	2,3–6,0

Учитывая снижение качества черновой меди при переработке полиметаллических концентратов получали белый матт с содержанием меди до 78%, что позволяло значительно снижать в нем содержание свинца. Также проводили ее рафинирование путем подачи кварцита фракции 20–40 мм на поверхность расплава за 30 минут до готовности черновой меди в количестве 10% от ее массы. Среднее содержание в ней свинца в период переработки полиметаллических концентратов составило 0,208%. До переработки среднее содержание свинца составило 0,026%.

Запыленность газов после рукавного фильтра составляла 10–20 мг/м<sup>3</sup> (после замены фильтрующего материала на PTFE) при исходной запыленности до 23 г/м<sup>3</sup>.

Извлечение Cu в богатый штейн составляло 86–88%. Извлечение Pb в промпродукт свинца составило 73–80%, извлечение цинка – 28–31%.

Химический состав промпродукта свинца представлен в табл. 3. Превышение содержания серы, мышьяка, сурьмы, цинка и снижение содержания свинца связано с расшихтовкой возгона свинца пылями установки испарительного охлаждения ПАП. Без нее возгоны удовлетворяли требованиям ТУ 1725–008–41848759–2010.

Таблица 3

Химический состав промпродукта свинца

Наименование	Содержание, %						
	Pb	Zn	Cu	S	As	Sb	H <sub>2</sub> O
промпродукт свинца по ТУ 1725–008–41848759–2010	не менее 33	не более 18	не более 2	не более 9	не более 0,4	не более 0,06	не более 3,0
промпродукт свинца	43–53	10–18	0,3–1,0	8–10	до 1,8	до 0,08	0,5

Температура отходящих газов ПАП под напыльником и на входе в установку испарительного охлаждения была выше, чем при испытаниях до технического перевооружения, что вызвано догоранием сульфидов свинца и цинка, а также инъекцией в расплав углеродсодержащих материалов.

Результаты, полученные при совместной переработке полиметаллических и медных концентратов на ПАП, показали эффективность переработки полиметаллического сырья с использованием пироселекции на оборудовании после его модернизации. Установки испарительного охлаждения позволяют охлаждать газы до температур, обеспечивающих их очистку в рукавном фильтре. Получаемые возгоны свинца по составу и свойствам пригодны для дальнейшей переработки на предприятиях цинковой отрасли.

В рамках технического перевооружения медеплавильного цеха проводились работы по автоматизации технологического процесса переработки полиметаллических концентратов. В результате была создана система автоматического управления и мониторинга технологического процесса переработки полиметаллических концентратов. Система позволяет осуществлять автоматическое регулирование работы тягодутьевого оборудования, системы очистки установок испарительного охлаждения, поддержания рабочей температуры на рукавном фильтре.

В ноябре 2013 года с целью увеличения компании фурменного пояса на ПАП была установлена запатентованная система водяного охлаждения фурменного пояса под разрежением (ВОПР), которая является взрывобезопасной. Внедрение системы позволило увеличить срок службы фурменного пояса ПАП, практически, до семи месяцев, что позволит за год исключить два ремонта фурменного пояса и повысить производительность агрегата.

Система ВОПР работает в автономном режиме и является саморегулируемой. Она включает в себя питающую емкость, систему коллекторов, подающих и отводящих линий, герметичную емкость (вакуумный шкаф), насосную установку. В системе ВОПР постоянно контролируются расход и давление нагнетания насоса, температуры входа и выхода теплоносителя в охлаждаемых элементах, воды и газовой фазы в вакуумном шкафу, разрежение в вакуумном шкафу, коллекторах и охлаждаемых элементах.

Для увеличения кампании бронеплит горловины ПАП планируется провести испытания с установкой водоохлаждаемых бронеплит, подключенных к существующей системе ВОПР ПАП.

### **Выводы:**

1. Проведенные испытания и последующая практика работы показали достаточно высокую технологическую эффективность переработки медно-свинцово-цинкового концентрата способом совмещенной плавки-конвертирования в плавильном агрегате Медногорского медно-серного комбината.

2. Путем одностадийной плавки удалось разделить медь, цинк и свинец с переводом меди и драгметаллов в богатый штейн, свинца и, частично, цинка – в возгоны и основной части цинка – в шлак, пригодный для дальнейшего извлечения цинка известными способами.

3. Полученные свинцово-цинковые возгоны по составу и свойствам пригодны для дальнейшей переработки на предприятиях цинковой отрасли.

4. Внедрение системы ВОПР позволило более чем в два раза увеличить срок службы огнеупорного кирпича фурменного пояса ПАП.

### **Литература**

1. Шумская Е. Н., Соловьева Л. М., Турсунова Н. Б. и др. Технология обогащения медно-свинцово-цинковых руд Рубцовско-

го месторождения // Горный журнал. Специальный выпуск. 2008. С. 40–45.

2. Swain G.P., Monsey E.N. Ausmelt Technology Versatility: The design and operation of the Ausmelt lead smelter and the subsequent development of the unit to successfully produce copper matte at Tsumeb Smelter, Namibia//GDMB Conference 58th Meeting of The Copper Committee, Alpbach, AUSTRIA, September 24–25, 1998.

3. Скопов Г.В. Промышленное освоение агрегата совмещенной плавки-конвертирования на ООО «Медногорский медно-серный комбинат» // Цветная металлургия, 2007. № 12. С. 9–15.

4. Способ охлаждения узлов металлургических печей и устройство для его осуществления: пат. 2487947 Рос. Федерация: МПК С 21 В 7/10.

### Приложение

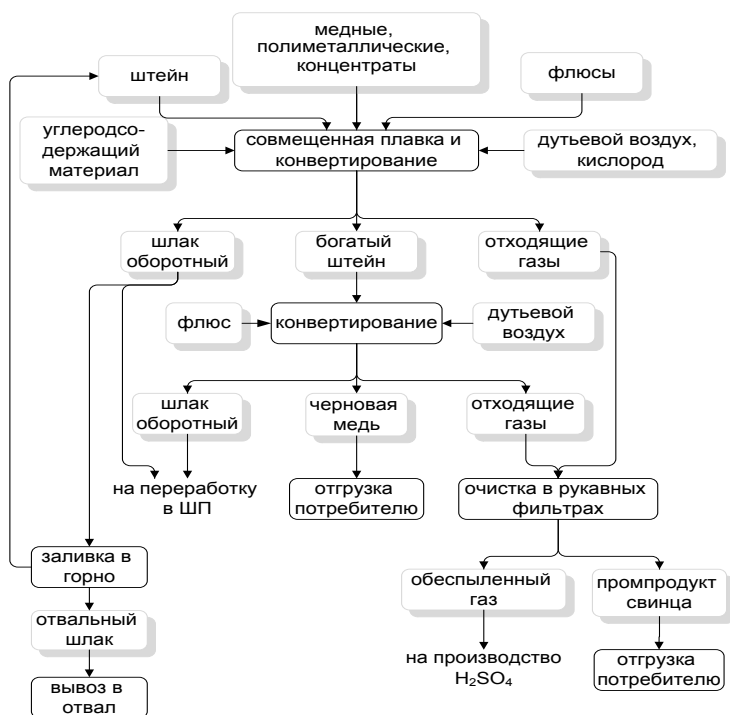


Рис. 1. Принципиальная технологическая схема совмещенной переработки медных и полиметаллических концентратов

## ВЛИЯНИЕ СВОЙСТВ ШЛАКА НА ПОТЕРИ МЕДИ ПРИ АВТОГЕННОЙ ПЛАВКЕ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

**Е. Н. Селиванов<sup>1</sup>, Р. И. Гуляева<sup>1</sup>, С. А. Истомина<sup>1</sup>,  
В. В. Беляев<sup>2</sup>, С. Н. Тюшняков<sup>1</sup>**

*(1 – Институт металлургии Уральского отделения РАН,  
Екатеринбург, Россия, rcm1ab@mail.ru; 2 – ООО «УГМК-Холдинг»,  
Верхняя Пышма, Россия, v.belyaev@ugmk.com)*

Сведения о физико-химических свойствах шлаков автогенной плавки медно-цинковых концентратов, отличающихся повышенным содержанием оксида железа (III) и цинка, ограничены. Задачей настоящего исследования является определение вязкости и термических свойств шлаков, характерных для ОАО «СУМЗ», и обоснование их составов, обеспечивающих минимизацию потерь меди.

Измерение вязкости шлаков проведены с использованием электровибрационного вискозиметра, работающего в режиме резонансных колебаний, позволяющего измерять вязкость расплавов в пределах 0.1–10 Па·с. Термический анализ образцов шлаков текущего производства выполнен с использованием термоанализатора Netzsch STA 449C Jupiter, предназначенного для совмещенной термогравиметрии и дифференциально-термического анализа при непрерывном нагреве до 1200°C и охлаждении до 850°C со скоростью 20°C/мин в потоке (30 мл/мин) аргона. Микроструктура кристаллизованных шлаков оценена с использованием растрового электронного микроскопа JSM-59000LV.

Объектами исследований взяты шлаки, образующиеся при окислительной плавке сульфидных медно-цинковых концентратов в печи Ванюкова медеплавильного производства ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод», отобранные из миксеров. Составы шлаков по данным химического анализа приведены в таблице 1. Кроме приведенных соединений образцы шлаков содержали 0.21–0.27% Pb, 0.10–0.10% As и 0.06–0.09% Sb. Наряду с промышленными (1–8) образцами оценены свойства шлаков, полученных путем переплава образца 8 с добавками оксида кальция до его содержаний 8.2 (образец 9), 9.9 (образец 10) и 13.1% (образец 11).

Основными фазами шлака автогенной плавки являются (рис. 1) силикаты железа, магнетит, мелкие сульфидные включения и частицы штейна (размер 100–300 мкм). Силикаты представлены крупными кристаллами фаялита ( $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ ), между которыми находится пироксен ( $(\text{Ca}, \text{Fe}) \text{SiO}_3$ ) и оливин-пироксеновая эвтектика. По фазовому составу и структуре они близки к типичным шлакам, полученным при автогенной плавке медно-цинковых концентратов [1, 2].

Таблица 1

Составы шлаков автогенной плавки

№ образца	Содержание, мас.%								
	Fe	$\text{Fe}_3\text{O}_4$	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	CaO	Cu	Zn	S	MgO
1	38.0	7.7	33.2	3.7	3.2	0.80	4.55	1.0	1.0
2	35.5	3.3	33.5	4.2	3.1	0.70	4.92	1.0	1.1
3	34.9	4.4	33.8	4.0	3.1	0.62	5.05	0.8	1.2
4	36.8	3.9	33.0	4.3	3.2	0.71	3.64	0.9	1.4
5	37.9	9.1	30.3	3.6	2.8	0.97	3.74	1.1	1.1
6	36.2	6.2	31.9	3.9	2.4	0.71	3.82	0.9	1.1
7	36.5	6.6	31.5	3.9	2.5	0.77	3.89	0.9	1.1
8	36.7	3.5	31.3	4.0	2.6	0.76	3.47	1.0	1.1
9*	31.9	3.7	27.2	3.5	8.0	-	-	1.0	1.0
10*	31.8	3.1	27.1	3.5	9.9	-	-	0.9	0.9
11*	30.8	2.4	26.3	3.3	13.1	-	-	0.9	0.9

\* – получены переплавом образца 8 с оксидом кальция в атмосфере аргона

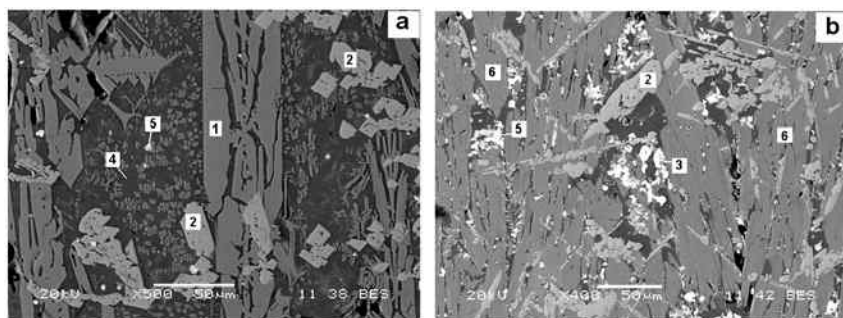


Рис. 1. Микроструктура шлака 8 до (а) и после (б) переплава с CaO: 1 – фаялит, 2 – магнетит, 3 – частицы штейна, 4 – пироксен, 5 – сульфиды, 6 – железо-кальциевый оливин

Повышение содержания СаО в шлаке до 10.3% ведет к изменению его структуры, которая становится дисперсной, исчезает силикатная эвтектика, а магнетит кристаллизуется в виде включений неправильной и удлиненной формы [3]. Вместо фаялита образуется железо-кальциевый  $\text{Fe}_{1.5}\text{Ca}_{0.3}\text{Zn}_{0.1}\text{Mg}_{0.1}\text{Si}_{1.1}\text{O}_4$  оливин. Штейновые включения в образце с повышенным содержанием оксида кальция имеют неправильную форму (размер 100–150 мкм), по краям оксидных фаз выявлены мелкие сульфидные включения.

Результаты термического анализа шлака 1 показали (рис. 2), что масса образца остается постоянной при нагреве до 900°C. Дальнейший нагрев до 1200°C приводит к незначительному понижению (на 1.8%) массы образца, что обусловлено взаимодействием сульфидных и оксидных составляющих шлаков. На кривой теплового потока ДСК обнаружен эндотермический совмещенный эффект с началом при 991°C и максимумом при 999°C, связанный с плавлением сульфидов. Эффекты, вызванные плавлением оксидных составляющих шлака, имеют место при 1038 и 1119°C (ликвидус). При охлаждении образца выявлены эффекты с началом при 1071°C и перекрывающимися пиками при 1038, 953 и 919°C, обусловленными кристаллизацией жидких фаз.

Результаты термических измерений шлаков 1–8 показали (табл. 2), что температуры плавления штейновой составляющей находятся в пределах 915–991°C, а ликвидуса для оксидных фаз – 1103–1119°C. Температура плавления оксидной эвтектики близка к 1040°C. Область кристаллизации при охлаждении расплавленных шлаков определена в пределах 1017–1071°C. Шлаки склонны к переохлаждению (в среднем на 70°C). Температуры фазовых переходов зависят, в основном, от состава шлаков и форм нахождения железа. Увеличение отношения  $\text{Fe}/\text{SiO}_2$  в шлаках приводит к повышению температуры ликвидуса. Подобная тенденция наблюдается и при росте отношения  $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$  в шлаках.

Для образца 9, содержащего 8.2% СаО, на кривой теплового потока ДТА (рис. 2) наблюдали эндотермический эффект плавления с началом при 955°C и максимумом при 1013°C. Эффект кристаллизации расплава при охлаждении выявлен при 956°C. Эффекта, связанного с плавлением сульфидных фаз, в образцах с повышенным содержанием СаО не выявлено. Это связано с тем, что при переплавке исходного шлака были отделены крупные включения, а доля мелких сульфидных фаз уменьшилась за счет повышения растворимости сульфидов в оксидных расплавах с повышенной основностью. Введение оксида кальция в шлаки печей ПВ до содержаний

10% понижает температуру плавления образцов (табл. 2), а выше 10% – приводит к повышению значений температуры ликвидуса.

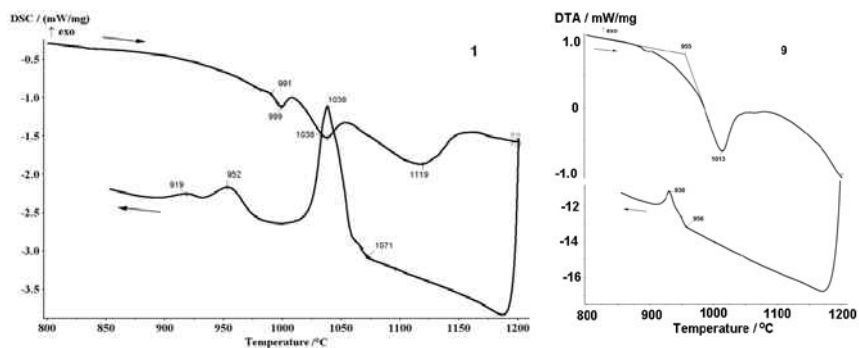


Рис. 2. Кривые теплового потока шлаков 1 и 9 при нагреве и охлаждении

Таблица 2

Температуры плавления и кристаллизации шлаков  
по данным термического анализа

№ образца	Температуры / °С			
	$T_{\text{сульф.}}$	$T_{\text{сол.}}$	$T_{\text{ликв.}}$	$T_{\text{кр.}}$
1	991	1038	1119	1071
2	987	1044	1105	1034
3	938	1040	1103	1041
4	932	1047	1114	1043
5	956	1038	1118	1060
6	924	1045	1111	1009
7	933	1045	1115	1017
8	915	1044	1114	1054
9	-	954	1013	948
10	-	969	1007	970
11	-	950	1029	966

Результаты измерения вязкости расплавленных образцов шлаков показали, что её величины находятся в пределах 0.23–0.48 Па·с при 1300°С, а при 1245°С – 0.26–0.58 Па·с (рис. 3). Исключением

являются значения вязкости шлака 5, достигающие 1.30 Па·с при 1245°C, что можно пояснить повышенным содержанием в нем магнетита (9.1%). Анализ результатов измерений показал, что увеличение содержания магнетита в шлаках приводит к повышению вязкости. Расчетные значения энергий активации вязкого течения и температур начала кристаллизации расплавленных шлаков находятся в пределах 21.8–81.8 кДж/моль и 1047–1235°C, соответственно (табл. 3). Характеристики вязкости исследуемых образцов близки к шлакам Балхашского медеплавильного завода, полученным при плавке в печи Ванюкова [4].

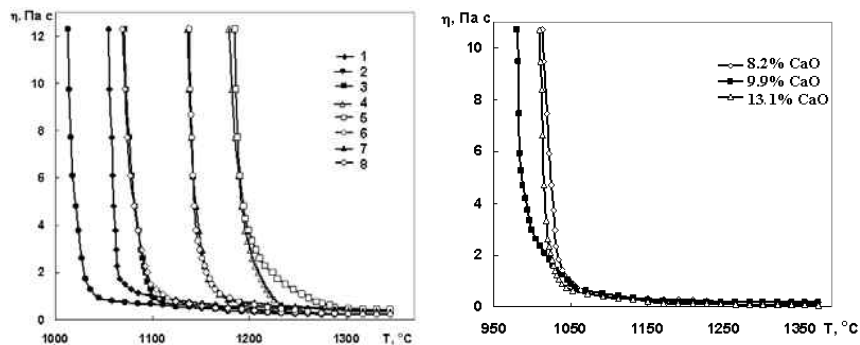


Рис. 3. Температурные зависимости вязкости шлаков №1 – 8 и шлака №8 с добавками CaO

Таблица 3

Значения коэффициентов А, В, энергии активации, интервалов гомогенности и температур кристаллизации шлаков (ткр.) по результатам измерений их вязкости

№ образца	$\ln \eta = A + B (E_{\eta}/RT)$		$E_{\eta} / \text{kJ/mol}$	$t_{\text{кр.}} / ^\circ\text{C}$	Температурный интервал / °C
	-A	$B E_{\eta} / R \cdot 10^{-4}$			
1	4.5797	0.5905	49.1	1067	1350–1192
2	3.2829	0.2897	25.8	1047	1350–1247
3	3.2616	0.3110	25.8	1104	1350–1274
4	4.1889	0.5363	44.6	1235	1350–1244
5	6.3198	0.8840	73.5	1206	1350–1288
6	3.0268	0.2626	21.8	1122	1350–1274
7	6.7196	0.9149	76.0	1167	1350–1274
8	7.5998	0.9849	81.8	1157	1350–1274

9	2.6602	0.1593	13.2	1023	1375–1246
10	3.4674	0.2772	23.0	1010	1375–1171
11	4.9606	0.3793	31.5	1040	1373–1283

Путем статистической обработки экспериментальных данных вязкости получены зависимости температуры начала кристаллизации ( $r_2 \sim 0.97$ ) и энергии активации вязкого течения ( $r_2 \sim 0.79$ ) от состава шлаков:

$$t_{\text{кр.}} = 2914.2 - 27.02 \cdot (F_{\text{собщ.}}) + 57.96 \cdot (\text{SiO}_2) + 12.93 \cdot (\text{CaO}) - 807.57 \cdot (\text{ZnO}) + 62.73 (\text{ZnO})^2 - 10326 \cdot (\text{Fe}^{3+}/F_{\text{собщ.}}) + 86643 \cdot (\text{Fe}^{3+}/F_{\text{собщ.}})^2, \quad (1)$$

$$E_{\eta} = 499.9 + 18.24 \cdot (F_{\text{собщ.}}) - 14.37 \cdot (\text{SiO}_2) - 244.58 \cdot (\text{ZnO}) + 23.97 \cdot (\text{ZnO})^2 - 16.66 \cdot (\text{CaO}) + 1.09 \cdot (\text{CaO})^2 + 328.67 \cdot (\text{Fe}^{3+}/F_{\text{собщ.}}) - 4475 \cdot (\text{Fe}^{3+}/F_{\text{собщ.}})^2. \quad (2)$$

Область применимости уравнений (1) и (2) соответствует доле трехвалентного железа ( $\text{Fe}^{3+}/F_{\text{собщ.}}$ ) в пределах 0.05–0.12 и суммарному содержанию оксидов цинка и кальция в интервале 6.1–16.2%. Значения температур начала кристаллизации и энергий активации вязкого течения, рассчитанные по уравнениям (1) и (2), удовлетворительно согласуются с экспериментальными данными.

Поскольку рассматриваемые шлаки являются многокомпонентными оксидными системами с небольшим содержанием сульфидов, подбор модели концентрационной зависимости вязкости является сложной задачей. Одним из предложенных и опробованных в расчетах вязкости шлаков, близких по составу к шлакам конвертирования медных штейнов [5], показателей является индекс основности –  $K_v$ . Преобразуя предлагаемое [5] выражение к шлакам, содержащим ZnO, индекс основности ( $K_v$ ) представлен как

$$K_v = (\text{FeO} + \text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CaO} + \text{MgO} + \text{ZnO}) / (\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3). \quad (3)$$

В целом значения вязкости возрастают с увеличением величин  $K_v$ , меняющихся во взятых образцах 1–8 в пределах 1.48–1.71. Содержания  $\text{SiO}_2$  и Fe в шлаках колеблются в пределах не более  $\pm 1.8\%$  от средних значений 32.3% и 36.6%, соответственно, а  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  меняется от среднего значения (5.6%) в пределах  $\pm 3.5\%$ . Поэтому в рассматриваемом массиве данных большее влияние на величины  $K_v$  оказывает содержание  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ . Исходя из этого, вязкость шлаков от

плавки медно-цинковых концентратов в значительной мере повышается с увеличением содержания в них магнетита.

Введение оксида кальция в шлак 8 (образцы 9–11) снижает его вязкость (рис. 3), что согласуется с данными [6]. Шлаки, имеющие повышенное содержание оксида кальция, характеризуются низкими величинами вязкости (при 1300°C до 0.08 Па·с) и энергии активации вязкого течения (13.2–31.5 кДж/моль), их температуры кристаллизации достигают 1010–1040°C (табл. 3). Влияние СаО на вязкость шлаков можно пояснить увеличением количества одноатомных ионов в расплаве, приводящих к разрушению крупных кремнекислородных комплексов, замене их более простыми ассоциатами. Энергия активации вязкого течения также зависит от размера структурных единиц шлака, с уменьшением которых она понижается.

В ходе измерений установлено, что шлаки с повышенной вязкостью имеют большие содержания меди, что связано с ухудшением условий для расслаивания оксисульфидного расплава на штейн и шлак в ходе плавки. Зависимость содержания меди в шлаке от индекса основности  $K_v$  (рис. 4) имеет линейный вид ( $r^2 \sim 0.96$ )

$$(Cu) = -1.370 + 1.361 K_v \quad (4)$$

Исходя из результатов измерения вязкости, меньшие содержания меди в шлаках отвечают составам: 35–36% Fe, 31–32% SiO<sub>2</sub>, 7–8% СаО.

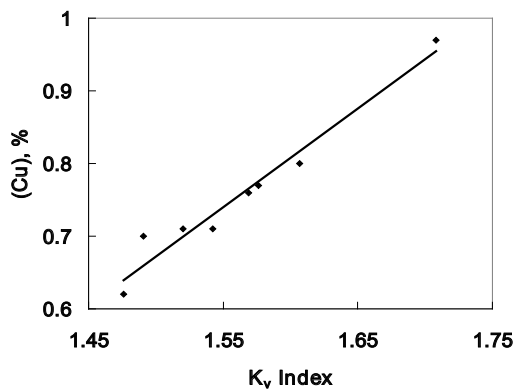


Рис. 4. Изменение содержания меди в кристаллизованных шлаках (1–8) от их  $K_v$  индекса

Таким образом, результаты термического анализа шлаков от плавки медно-цинковых концентратов в печи Ванюкова показали, что температуры плавления сульфидных составляющих шлаков находятся в пределах 915–999°C, а оксидных фаз – в интервале 1103–1119°C (ликвидус). Образующая в шлаках оксидная эвтектика, плавится вблизи 1043°C. Температуры начала плавления шлаков с повышенным содержанием CaO находятся в интервале 950–969°C. Температуры ликвидуса составляют 1007–1114°C при концентрациях CaO до 10%. По температурным зависимостям вязкости и температуры начала кристаллизации шлаков их минимальные величины (0.3–0.6 Па·с при 1250°C и 1105–1120°C) отвечают составам с низким содержанием магнетита и отношением Fe/SiO<sub>2</sub> в пределах 1.05–1.16. Значения энергии активации вязкого течения шлаков находятся в пределах 22–82 кДж/моль. Добавки в шлаки CaO до 13% снижают значения вязкости в 1.5–2.0 раза.

В шлаках, полученных при плавке концентратов в печи Ванюкова, содержания меди колеблется в пределах 0.62–0.97%, высокие значения отвечают вязким шлакам с повышенной температурой ликвидуса. Для снижения содержания меди в шлаках, их вязкости и температуры ликвидуса, целесообразно оптимизировать индекс основности шлака.

### Литература.

1. Selivanov E. Gulyaeva R. Crystallization of Iron-Containing Oxide-Sulphide Melts. In Crystallization – Science and Technology / Edited by M. Andreetta, Chapter 10, InTech, Rijeka, Croatia, 2012.
2. Ванюков В. А., Быстров В. П., Васкевич А. Д. и др. Плавка в жидкой ванне. М.: Metallurgia, 1988.
3. Селиванов Е. Н., Гуляева Р. И., Зарипов Р. З. и др. Влияние оксида кальция на микротвердость и структуру высокожелезистых шлаков автогенной плавки // Цветные металлы. 2013, № 12. С. 18–23.
4. Vaisburd S., Brandon D. G., Kozhakhmetov S., Kenzhaliyev E. Physicochemical Properties of Matte-Slag Melts Taken from Vanyukov's Furnace for Copper Extraction // Metallurgical and Materials Transactions. 2002. 33 B. P. 561–564
5. Bazán V., Goñi Ch., Castellá L. et al. Determination of viscosity of fayalite slags for Kv model and measurements by means of inclined plane // Revista de Metalurgia. 2006. 42. № 2, P. 84–90.
6. Тарасов А. В. Влияние оксида кальция на потери металлов со шлаком в барботируемой ванне // Цветные металлы. 2006. № 7. С. 18–19.

## МОДЕРНИЗАЦИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА СВИНЦА

**Ю. П. Зайков<sup>1,2</sup>, П. А. Архипов<sup>1</sup>,  
Ю. Р. Халимуллина<sup>1</sup>, П. С. Першин<sup>1</sup>**

*(1-ФГБУН Институт Высокотемпературной электрохимии УрО РАН,  
г. Екатеринбург, arh@ihte.uran.ru; 2- ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б. Н. Ельцина»,  
г. Екатеринбург, Россия)*

В настоящее время металлургическое производство свинца проводится в несколько основных стадий: подготовка шихты, восстановительная плавка и последовательное удаление примесей в котлах (обезмеживание, окислительное рафинирование от сурьмы, мышьяка и олова, обессеребрение, обезвисмучивание, щелочное рафинирование от кальция, магния, сурьмы и цинка). Длительность, трудоёмкость и энергозатраты стадий удаления примесей зависят от качества конечного продукта. Таким способом выгодно получать свинец марок С2, С1 ГОСТ 3778–98. При получении свинца марок С00, С000 по ГОСТ 22861–93 таким методом процесс рафинирования становится длительным, многостадийным и приведет к увеличению себестоимости в 1,5–2 раза. С развитием атомной промышленности – пуском реактора «БРЕСТ» в скором времени потребуются партии высокочистого свинца в десятки тысяч тонн. В связи с этим в работе проводятся исследования, направленные на модернизацию металлургического производства свинца посредством доочистки свинца марок С2, С1 ГОСТ 3778–98 электрорафинированием до чистоты, необходимой для использования его в качестве теплоносителя. В последнее время разработка новых экологически безопасных, энерго- и ресурсосберегающих способов получения и рафинирования цветных металлов и сплавов из вторичного свинецсодержащего сырья электрохимическим методом является целесообразной и актуальной задачей. Электрорафинирование свинца в среде ионных солевых расплавов протекает без существенных кинетических затруднений при больших плотностях тока и не требует таких высоких температур, как пирометаллургические процессы.

Эксперименты по электролитическому рафинированию чернового свинца проводили в электролизере с межполюсным расстоянием

10–12 мм. Состав черного свинца, мас. %: сурьма от 1,0 до 1,5; висмут от 0,01 до 0,02; мышьяк от 0,05 до 0,07. Экспериментальная ячейка для рафинирования приведена на Рис.1.

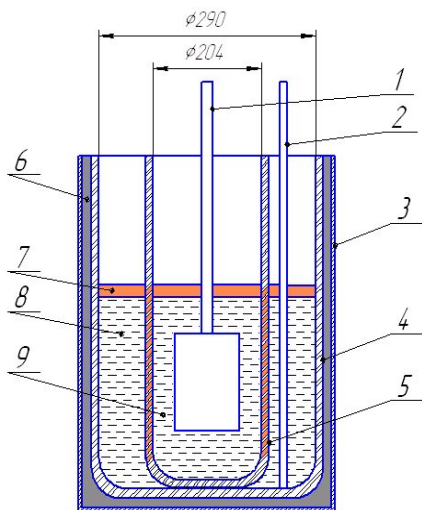


Рис. 1. Экспериментальная ячейка для рафинирования

- |                             |   |
|-----------------------------|---|
| 1 – катод;                  | 6 – графитовый порошок;                     |
| 2 – анод;                   | 7 – электролит $\text{PbCl}_2\text{-KCl}$ ; |
| 3 – охранный сосуд (сталь); | 8 – анодный металл;                         |
| 4 – керамический тигель;    | 9 – катодный свинец.                        |
| 5 – диафрагма               |   |

Расплавленный черновой свинец помещают в анодную часть электролизера (8), свинец марки С1 – в катодную часть (9). При включении постоянного электрического тока под его воздействием на аноде происходит растворение свинца до катионов  $\text{Pb}^{2+}$ , которые переходят в солевой расплав. В тоже время на жидкометаллической поверхности катода, заряженной отрицательно, протекает процесс восстановления ионов двухвалентного свинца до металлического. Таким образом, достигается перенос свинца с анода на катод с высокой степенью очистки черного свинца от примесей.

Ячейка (Рис.1) для тонкослойного электролитического рафинирования металлического свинца содержит помещенную в корпус электролизера пористую керамическую диафрагму (5), выполнен-

ную в виде емкости, в которую помещается жидкий металл, как один из электродов, в нашем случае катод. Другой электрод (анод) вертикально размещен вокруг диафрагмы (5) в керамическом тигле (4). Стенки ёмкости диафрагмы имеют направленные поры от одной стенки к другой. Эти поры заполняются расплавленным электролитом и служат транспортной средой для ионов свинца.

Диафрагма, изготовленная плазменным напылением порошка корундовой керамики, имеет механическую прочность, исключающую появление трещин, способствующих вытеканию катодного свинца. Изготовление диафрагмы плазменным напылением порошка корундовой керамики позволяет помимо механической прочности, достаточной для предотвращения вытекания катодного свинца, получить заданную, не превышающую 30% объемную пористость, проницаемую для расплавленного солевого электролита, но непроницаемую для выделившегося катодного свинца. Использование диафрагмы из керамики с заданной объемной пористостью позволяет определять плотность тока электролиза при заданной величине тока и, соответственно, контролировать качество очистки металлов.

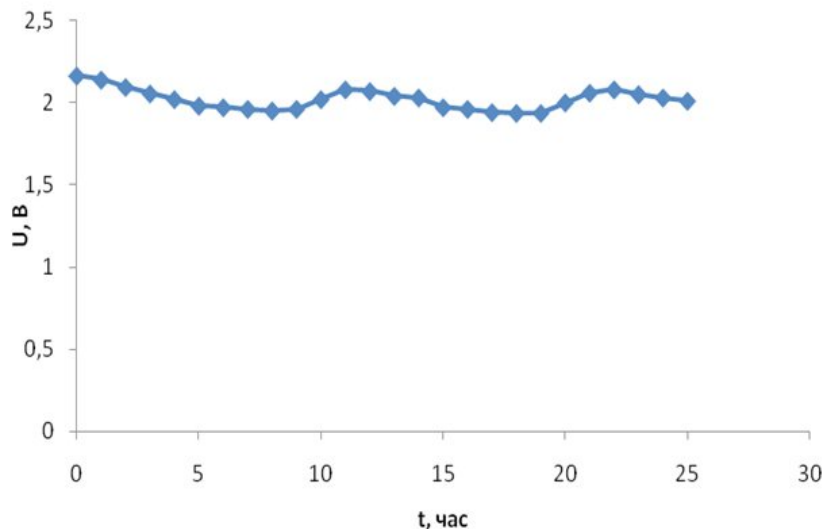


Рис. 2. Зависимость изменения стационарного потенциала от времени при  $i = 1,0 \text{ A/cm}^2$

Рафинирование проводили при четырех плотностях тока 0,3; 0,5; 0,8 и 1,1  $\text{A/cm}^2$  при температуре 500 °С. При каждой плотности

тока процесс вели непрерывно в течение нескольких суток. Стационарный потенциал во время токовой нагрузки изменялся незначительно, в соответствии с уровнями катодного и анодного металлов, и равнялся 1,0; 1,3; 1,5; 2,0 В для плотностей тока 0,3; 0,5; 0,7; 1,0 А/см<sup>2</sup>, соответственно. На Рис.2 приведен пример изменения стационарного потенциала для плотности тока 1,0 А/см<sup>2</sup>.

Максимум на кривой стационарного потенциала соответствует моменту выгрузки катодного свинца. В это время уровень металла в катодном отделении уменьшается, соответственно плотность тока увеличивается, что приводит к увеличению стационарного потенциала. Минимум на кривой стационарного потенциала соответствует времени загрузки черного свинца в анодное отделение.

Химический состав исходных материалов и продуктов электрорафинирования при плотности тока 1,0 А/см<sup>2</sup> приведены в Таблице 1.

*Таблица 1*

**Химический анализ продуктов электрорафинирования**

Металл	Содержание компонентов, мас. %							
	Sb	Sn	Bi	Zn	Fe	As	Ag	Pb
Исходный	1,39	0,0006	0,032	<0,0003	<0,0003	0,02	0,003	Ост.
Катодный	0,0004	0,0006	<0,003	<0,0003	<0,0003	<0,0005	<0,0003	Ост.
Анодный	33,10	0,0020	0,430	<0,0003	0,0025	0,31	0,040	Ост.

Как видно из данных таблицы, полученный на катоде свинец содержит в мас. %: <0,0003 Ag; <0,003 Bi; <0,0005 As; 0,0006 Sn; 0,0004 Sb, и может быть востребован для применения в качестве теплоносителя.

Конструкция электролизера позволяет работать в непрерывном режиме рафинирования. Использование данной конструкции для рафинирования черного свинца даёт возможность снизить энергозатраты до 0,5 кВт×час/кг.

***Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Президента Российской Федерации МК\_5678.2014.3.***

## ИССЛЕДОВАНИЕ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО МЕТОДА СЕЛЕКТИВНОГО ВЫДЕЛЕНИЯ СВИНЦА, НАХОДЯЩЕГОСЯ В СЫРЬЕ В ВИДЕ ГАЛЕНИТА, ИЗ ПРОМПРОДУКТОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО- СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД

**В. В. Егоров<sup>1</sup>, С. В. Мамяченков<sup>2</sup>, О. С. Анисимова<sup>3</sup>**

(1 – Уральский Федеральный Университет им. первого Президента  
России Б. Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия, yegorov\_87@mail.ru;  
2 -svmamyachenkov@yandex.ru; 3 – osanis@mail.ru.)

Целью работы является выбор и теоретическое обоснование способа переработки многокомпонентных сульфидных промпродуктов флотации медно-цинковых и медно-свинцово-цинковых руд с получением конкурентоспособной товарной продукции по экологически безопасной технологии.

В качестве объекта исследований были взяты промпродукты, получаемые на обогатительных фабриках Восточного Казахстана. Минералогический состав приведён в таблице 1.

*Таблица 1*

	Николаевская ОФ	
	медный	цинковый
Халькопирит	54	4
Сфалерит	17	88
Галенит	5	3
Пирит	15	3
Гроссуляр	9	2

В настоящее время не существует промышленно реализованной технологии, по которой перерабатывались бы медно-свинцово-цинковые сульфидные концентраты и промпродукты. Исследуемое сырьё не может быть переработано традиционными пирометаллургическими методами медеплавильного производства, так как содержит значительные количества свинца и цинка. Кроме того, пирометаллургические процессы неэффективны по степени извлечения ценных компонентов и экологически опасны из-за выбросов

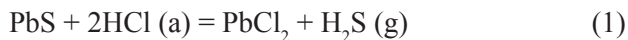
в атмосферу серы (в виде сернистого ангидрида), мышьяка, кадмия, цинка и других вредных компонентов [1].

Известны работы, в которых желаемый результат – доизвлечение ценных компонентов из промпродуктов в соответствующие концентраты достигался совершенствованием традиционных процессов обогащения либо оптимизацией условий их проведения. Были изучены работы, предполагающие развитие методов флотоселекции [2] благодаря внедрению новых флотореагентов либо созданию особых условий проведения процесса.

Однако, применительно к сырью, отличающемуся глубоким взаимным прорастанием различных сульфидных минералов, вышеописанные способы решения проблемы будут малоэффективны. Для разделения подобного труднообогатимого сырья предлагалось применять более интенсивные методы рудоподготовки, в частности, ультратонкое измельчение [3]. Однако затраты энергии на дополнительный размол до крупности в несколько микрон делают описанный способ нерентабельным.

В качестве концептуальной модели технологии была предложена схема, при которой удаление свинца, находящегося в материале в виде галенита, осуществляется выщелачиванием в хлоридных растворах. Очищенный от свинца кек в зависимости от химического состава может быть направлен на флотацию, селективное выделение цинка или меди, либо, в случае соответствия установленной ГОСТом марке концентрата, отгружен потребителю. Наши исследования были направлены на изучение процесса хлоридного выщелачивания галенита и выделения свинца из полученных растворов. Подобные работы проводились во второй половине 90-х годов XX века на ОАО «Уралэлектромедь» [4], таким образом предлагалось проводить очистку медеэлектролитных шламов от свинца. Принципиальным отличием представленной работы является выщелачивание свинца, находящегося в промпродукте, в виде галенита.

Согласно термодинамическим расчётам, реакция 1 может протекать самопроизвольно при температуре выше 47 °С (рисунок 1).



Хлорид свинца – малорастворимое соединение: произведение растворимости равно  $2 \cdot 10^{-5}$  при 20 °С [5]. Для увеличения концентрации металла в растворе была использована склонность ионов свинца к образованию комплексов типа  $\text{Men} [\text{PbCl}_4]$  в присутствии избыточного количества хлор-ионов [6]. С целью исследования эф-

фекта от введения хлорида натрия в систему  $\text{PbCl}_2 - \text{H}_2\text{O}$  при помощи пакета прикладных программ HSC 5.11 была построена диаграмма Пурбэ (рисунок 2).

Модель указывает на существование свинца в растворе в виде тетрахлороплюмбит-иона в довольно широком диапазоне значений потенциала (0–1,2В) при  $\text{pH} < 7$ . Таким образом, при  $25^\circ\text{C}$  и концентрациях ионов свинца и хлора, равных 1М, через нулевой потенциал проходит граница между областями существования хлорида свинца и тетрахлороплюмбит-иона. Как показало дальнейшее моделирование, эта граница может быть смещена в область более отрицательных значений потенциала за счёт увеличения температуры и концентрации хлор-ионов: так, красными линиями на диаграмме показаны границы фазовых областей при температуре  $85^\circ\text{C}$  и отношения концентраций ионов свинца к ионам хлора, равном 1:40.

По результатам серии лабораторных опытов можно сделать следующие выводы о поведении сульфидных минералов в хлоридных растворах при  $\text{pH}$  от 1,5 до 5:

- сфалерит не подвергается выщелачиванию;
- растворение галенита и пирита протекает схожим образом, в процессе наблюдается активное выделение сероводорода, однако выщелачивание пирита протекает заметно менее полно, что объясняется образованием на поверхности минерала труднорастворимых продуктов;
- пассивирующие плёнки также препятствуют разрушению халькопирита, результаты рентгено-фазового анализа позволяют сделать вывод, что образующиеся сульфидные соединения меди, с меньшим стехиометрическим содержанием железа и серы в сравнении с халькопиритом, такие как хайкоцит, блокируют поверхность минерала;
- гроссуляр, исходя из результатов рентгенофазового анализа, подвергается разрушению с образованием корунда и ряда силикатов, основную часть которых составляет кирштейнит;
- экстраполируя выводы, полученные при проведении опытов с отдельными минералами на процесс выщелачивания многокомпонентного сульфидного сырья, можно заключить, что сера, высвобождающаяся при растворении галенита, образует соединения с медью на поверхности халькопирита, характеризующиеся крайне низким значением произведения растворимости, таким образом, препятствуя переводу меди и железа в раствор.

Для выделения товарного продукта из хлоридных свинецсодержащих растворов отечественные и зарубежные исследователи предлагали несколько способов [7,8]: получать свинец электролизом

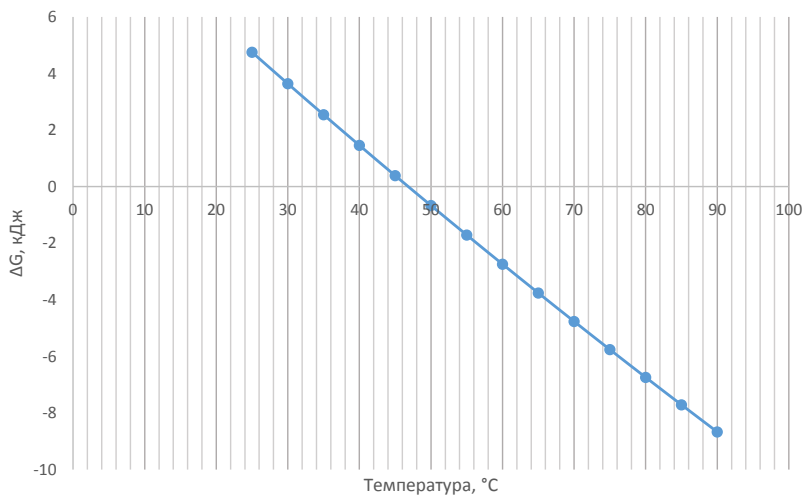


Рис. 1. Изменение энергии Гиббса для реакции 1 в диапазоне температур от 25 до 90 °C

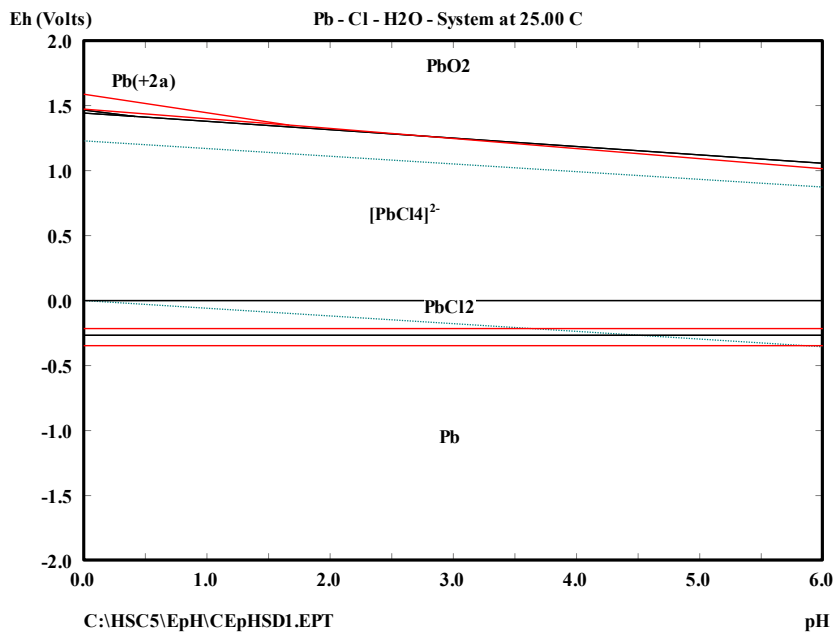


Рис. 2. Диаграмма Пурбэ для системы Pb-Cl-H<sub>2</sub>O

расплава его хлорида, осаждённого охлаждением и отстаиванием оборотного раствора; электроосаждение порошкообразного свинца из очищенных растворов. В своих исследованиях мы рассматривали вариант выделения свинца из раствора осаждением в виде сульфата, добавляя в отфильтрованный раствор серную кислоту меньше стехиометрически необходимого по реакции 2 количества, с таким расчётом, чтобы избежать накопления в оборотном растворе сульфат-иона, способного на стадии выщелачивания образовывать на поверхности галенита пассивирующую плёнку, снижая, тем самым, степень извлечения свинца в раствор.

Проведены лабораторные испытания технологии, включавшие несколько циклов выщелачивания – осаждения свинца. При этом очистку медного промпродукта осуществляли в растворе хлорида натрия с концентрацией NaCl – 1,5М и соляной кислоты – 0,2М. Процесс проводили при температуре 80 °С с перемешиванием, Ж: Т = 10:1 в течение 30 минут. Затем кек отфильтровывали и оставляли свинецсодержащий раствор на 16–18 часов, после чего наблюдали образование белых игольчатых кристаллов хлорида свинца. После отделения кристаллов раствор вновь отправляли на выщелачивание промпродукта.

Таким образом, были получены следующие технологические показатели для медного промпродукта:

- извлечение свинца составило 98%;
- концентрация свинца в горячем растворе после выщелачивания достигает 24 г/дм<sup>3</sup>, после кристаллизации снижается до 9–10 г/дм<sup>3</sup>;
- благородные металлы, находящиеся в сульфидном сырье в виде вкраплений, распределяются по продуктам следующим образом: серебро переходит в раствор на 60–85%, золото полностью остаётся в кеке;
- прочие металлы количественно концентрируются в твёрдом продукте выщелачивания (Fe 90–95%, Cu 98–99%, Zn 88–90%).
- расход соляной кислоты составил порядка 260–300 г на 1 кг получаемого хлорида свинца.

## Литература

1. Шиврин Г. Н. Металлургия свинца и цинка /Г.Н. Шиврин. – М.: Металлургия, 1982. 352с.
2. Паньшин А. М. Разработка и промышленное освоение комбинированной технологии обогащения свинцово-цинкового сырья: диссертация / 25.00.13 / Владикавказ, 2005–166 с.

3. Соколов В.И. Повышение эффективности обогащения смешанных медно-молибденовых руд на основе совершенствования процессов раскрытия и разделения полиминеральных комплексов. Автореферат дис.канд. техн. наук. Москва, МГГУ, 2005.–21 с.

4. Способ переработки медеэлектролитных шламов (патент РФ № 2109823).

5. Волков А.И., Жарский И.М. Большой химический справочник.– Минск: Современная школа, 2005.

6. Киселев Ю.М. Химия координационных соединений.– М.: Интеграл-Пресс, 2008.– 728 с.

7. Dutrizac J.E. The dissolution of galena in ferric chloride media // Metall. Trans.B. 1986.– V. 17B.– № 1.– P.56–64.

8. T.F. Wong, Ferric Chloride Leach-Electrolysis Process for Production of Lead, Lead-Zinc-Tin «80», Las-Vegas, 1980 pp. 445–494

## СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАНОМАГNETИТОВОГО ВАНАДИЙСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ В РОССИИ

**Л. А. Смирнов, В. А. Кобелев, В. А. Ровнушкин**

*(ОАО «Уральский институт металлов»,  
г. Екатеринбург, uim@ural.ru)*

При комплексной пирометаллургической переработке титаномагнетитовых руд извлекаются железо и ванадий, для отдельных типов руд экономически целесообразно извлечение и титана.

Ванадий широко используется в черной и цветной металлургии и химической промышленности. Объемы ежегодного потребления возросли за последние сто лет в сотни раз от 100–200 т в начале XX века до 80–85 тыс. т в настоящее время. К 2020–2025 г.г. по прогнозам мировое потребление ванадия может увеличиться до 140–160 тыс. т [1].

В связи с истощением запасов богатых собственно ванадиевых руд, начиная со второй половины XX века, основным источником становятся с этого времени относительно бедные по ванадию (<1,5% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) титаномагнетитовые руды.

Россия обладает огромными запасами титаномагнетитовых ванадийсодержащих руд – около 50% мировых запасов железных руд этого типа. В структуре общих запасов железа, титана и ванадия они имеют значительную и основную долю: 18% Fe, 59% TiO<sub>2</sub> и 92% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

Наибольшее распространение получила пирометаллургическая переработка ванадийсодержащего титаномагнетитового сырья по коксодоменной или бескоксовой технологическим схемам. При этом процессы восстановительной проплавки титаномагнетитов с получением чугуна осуществляются, соответственно, в доменных печах или руднотермических электропечах. Ванадий извлекают, переводя его сначала в ванадиевый чугун, затем – в малоизвестковый ванадиевый шлак и далее при его переработке производят пентаоксид ванадия с 85–99% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, феррованадий с 50–80% V, различные сплавы ванадия и металлический ванадий. На пирометаллургическое направление переработки ванадийсодержащих титаномагнетитов с попутным извлечением ванадия приходится основная часть про-

изводства товарной ванадиевой продукции в мире – около 65% по ванадию.

В развитии в России комплексной переработки титаномагнетитовых руд с получением стали и товарных ванадиевых продуктов, начиная с 30-х годов XX века, можно выделить несколько этапов и направлений:

1. Переработка среднетитанистых кусинских и малотитанистых первоуральских титаномагнетитовых руд на Чусовском металлургическом заводе. Ключевую роль в вопросах подготовки сырья и технологии доменной плавки сыграли исследования Уральского института металлов и Уралмеханобра [2]. На базе кусинского агломерата и первоуральских руд были освоены производство доменного ванадиевого чугуна с содержанием ванадия до 0,6–0,7%, получение из чугунов стали и ванадиевого шлака первоначально в мартеновских печах, а затем дуплекс-процессом конвертер с донным воздушным дутьем (получение ванадиевого шлака и углеродистого полупродукта) – мартеновская печь (получение стали), химическая (гидрометаллургическая переработка ванадиевого шлака на пентаоксид ванадия и феррованадий).

В результате Россия стала пионером в мире в освоении и промышленном внедрении технологии комплексной переработки титаномагнетитов.

2. В связи с необходимостью укрепления железорудной базы металлургических предприятий Урала и увеличения производства ванадия в 1956 г. было принято решение о строительстве на Среднем Урале крупнейшего в мире Качканарского ГОКа и переработке ванадийсодержащих титаномагнетитов этого рудного комплекса. Выплавку ванадиевого чугуна из качканарских руд было намечено осуществлять на Нижнетагильском металлургическом комбинате (НТМК) и ЧусМЗ.

Комплексные исследования и отработка новых технологических решений, выполненные специалистами УИМ, НТМК и ЧусМЗ в 1958–1963 гг., позволили, начиная с 1964 г., освоить эффективную выплавку ванадиевого чугуна из качканарского титаномагнетитового сырья в доменных печах большого объема: 1033 м<sup>3</sup> (ЧусМЗ) и 1242–1719 м<sup>3</sup> (НТМК).

Для переработки ванадиевых чугунов с попутным извлечением ванадия в кондиционный малоизвестковый шлак специалисты УИМ совместно с ЦНИИЧМ впервые в мире предложили прогрессивную технологическую схему передела ванадиевого чугуна кислородно-конвертерным дуплекс-процессом, которая была реализована в первом в СССР кислородно-конвертерном цехе НТМК [3]. В настоящее

время по этой технологии в мировой практике производится более 65% товарного ванадиевого шлака.

Отработанная впервые на НТМК технология конвертерной плавки углеродистого полупродукта, практически несодержащего Mn и Si, малошлаковым процессом (выход шлака 3–5% вместо 12–15% при конвертировании обычного передельного чугуна) оказала существенное влияние на развитие конвертерного производства в СССР и мире.

Решение проблемы обеспечения страны ванадием привело к развитию исследований по созданию и внедрению ванадийсодержащих деформируемых и литых сталей массового назначения. На основе теории карбонитридного упрочнения, созданной УИМ совместно с ЦНИИЧМ и другими научными организациями, разработана широкая гамма низколегированных ванадийсодержащих сталей повышенной и высокой прочности и хладостойкости для проката и отливок. Результаты теоретических и экспериментальных исследований по созданию ванадийсодержащих сталей получили широкое распространение, как в стране, так и за рубежом.

3. Действующий ванадиевый комплекс России в настоящее время включает:

1. Качканарский горно-обогатительный комбинат (ОАО «ЕВРАЗ КГОК») – добывает титаномагнетитовую руду, производит ванадийсодержащий железорудный концентрат, окатыши и агломерат.

2. Нижнетагильский металлургический комбинат (ОАО «ЕВРАЗ НТМК») перерабатывает сырье КГОКа (агломерат и окатыши), производит ванадиевый чугун, ванадиевый шлак, легированные и микролегированные ванадием стали широкого сортамента.

3. Предприятия Ванадий-Тула и ЧусМЗ – перерабатывают ванадиевый шлак НТМК, производит пентаоксид ванадия и феррованадий.

Качканарский ГОК добывает руду со средним содержанием железа 16,6%, производит ее обогащение с получением двух видов концентрата: для агломерации с 59–61% Fe, для производства окатышей с 62–63% Fe. Неофлюсованные окатыши обжигают на четырех конвейерных обжиговых машинах площадью 228 м<sup>2</sup> каждая. Высокоосновной агломерат производится на двух агломашинах площадью спекания 224 м<sup>2</sup> каждая. Качество агломерата и окатышей стабильно и удовлетворяет современным требованиям доменной плавки титаномагнетитов.

Объем добычи руды на КГОКе превышает 55 млн. т, производство агломерата и окатышей более 8,5 млн. т.

Технологическая схема переработки качканарского окускованного сырья на НТМК приведена на рисунке.



В последние годы на НТМК проведена коренная реконструкция. Коксохимическое производство включает в себя обновленные коксовые батареи № № 5 и 6, построенные в 2002–2006 г. г., и мощные коксовые батареи № 9 и № 10 с производительностью по 1 млн. т. Качество кокса является одним из самых высоких в России:

Выплавка ванадиевого чугуна проводится в двух современных высокопроизводительных доменных печах № № 5 и 6 объемом 2200 м<sup>3</sup> каждая, введенных в строй в 2004–2006 г. г.. Их строительству и пуску предшествовал тщательный анализ результатов плавки чугуна с различным содержанием кремния в печах различного полезного объема, были определены оптимальные параметры профиля печей, соотношение высоты горна к его диаметру, максимально возможное давление в горне печи, футеровка горна, количество чугунных леток и фурменных приборов, система охлаждения и выбрано самое современное оборудование для загрузки шихтовых материалов, блока воздушонагревателей, системы нижней загрузки, литейного двора и др. [1].

В целях улучшения дренажной способности горна разработан новый класс специальных промывочных материалов, удаляющих из доменной печи коксовый мусор и неплавкие массы. Улучшение шлакового режима достигается также за счет специально приготовленного железоблеса. При этом одновременно решена проблема рециркуляции ванадийсодержащих отходов металлургического производства.

В результате реконструкции печей и обеспечения окускованным железорудным сырьем и коксом высокого качества в доменном цехе реализована технология выплавки ванадиевого чугуна с предельно низким содержанием кремния и ограниченным восстановлением титана (мас,%): 0,46V; 0,07Si; 0,10Ti.

Производительность печей и расход кокса находятся на уровне лучших показателей в мире – удельная производительность доменных печей 2,95–3,05 т/м<sup>3</sup>/сут, удельный расход кокса 300 кг/т чугуна. В настоящее время реализуется технология доменной плавки с использованием пылеугольного топлива. Расход кокса снижен до 320 кг/т при расходе ПУТ 90–95 кг/т.

В 2006–2010 гг. проведена реконструкция конвертерного цеха с увеличением интенсивности кислородной продувки при деванадации чугуна и производстве стали. В настоящее время цех оборудован четырьмя современными 160-т кислородными конвертерами с комбинированной продувкой, установкой десульфурации для обработки углеродистого полупродукта, четырьмя агрегатами печь-

ковш, двумя циркуляционными вакууматорами RH, четырьмя МНЛЗ 3 комбинированного типа.

Основная технология передела ванадиевого чугуна дуплекс-процесс: в первом конвертере производят деванадацию чугуна с получением углеродистого полупродукта и ванадиевого шлака с содержанием  $V_2O_5$  до 30%, во втором – на основе углеродистого полупродукта получают стальной полупродукт с заданным содержанием углерода для последующей внепечной обработки на установке ковш-печь и вакууматоре и разливки стали на МНЛЗ. Получаемая сталь характеризуется низким содержанием вредных примесей, фосфора, серы, газов и цветных металлов, высоким уровнем физико-механических свойств слябов, блюмов и проката широкой номенклатуры и сортамента [1, 4].

Выплавка и кислородно-конвертерный передел низкокремнистых ванадийсодержащих чугунов являются новым этапом развития комплексной переработки ванадийсодержащих чугунов. Дальнейшим шагом в развитии технологии деванадации чугуна и получения стали может стать безфлюсовый монопроцесс, позволяющий получать товарный ванадиевый шлак и стальной полупродукт в одном конвертере.

Ванадиевый конвертерный шлак, поставляемый НТМК, перерабатывается на пятиокись ванадия и феррованадий по известковой («Ванадий-Тула») и содовой (ЧМЗ) технологиям.

Содержание  $V_2O_5$  составляет 80–85% (ЧМЗ) и 93–95% («Ванадий-Тула»). Для получения металлического ванадия и сплавов на его основе производят чистый пентаоксид ванадия марок ВНО-1 ( $V_2O_5$ –98,5%;  $V_2O_4$ –1,3%) и ВНО-2 ( $V_2O_5$ –97,0%;  $V_2O_3$ –2,0%). Однако вследствие применения морально устаревших технологии и оборудования показатели химического передела по извлечению ванадия в пентаоксид и его качество уступают достигнутому в мировой практике. В связи с этим для получения сплавов для титановой промышленности приходится импортировать значительное количество чистой пятиокиси ванадия.

Перспективы развития. Объем выпускаемого феррованадия в настоящее время удовлетворяет потребностям сталеплавильного производства России. В то же время анализ перспектив развития производства стали и потребления ванадия в мире и России показывает необходимость при увеличении удельного расхода ванадия до уровня передовых зарубежных стран и сохранении или росте экспортных поставок ванадиевых продуктов, дальнейшего развития ванадиевого комплекса России на базе увеличения переработки

качканарских руд и, в перспективе, ввода в эксплуатацию новых месторождений титаномагнетитов.

На НТМК планируется расширение доменного и конвертерного производств загрузки и развития мощностей по прокату, что требует строительства еще одной доменной печи, аналогичной действующим высокопроизводительным печам № 5 и 6, и, соответственно, увеличения добычи руды и переработки на Качканарском ГОКе до ~ 65 млн. т. Это обеспечит возможность увеличения выхода ванадия в ванадиевом шлаке до 23390 т, в пентоксида ванадия – до 18710 т, в феррованадии – до 17960 т. Для сбалансированности мощностей по всей технологической цепочке переработки ванадийсодержащего титаномагнетитового сырья необходима организация новых производств по переработке ванадиевого конвертерного шлака на  $V_2O_5$ ,  $V_2O_3$ , феррованадий и др. ванадиевые сплавы.

Наряду с аглодоменной схемой Уральский институт металлов и другие институты РФ прорабатывают и другие варианты комплексной переработки титаномагнетитов с высоким содержанием титана. Разработано несколько вариантов технологических схем комплексной переработки титаномагнетитовых и ильменит-титаномагнетитовых руд и концентратов. Варианты технологии включают как традиционные процессы, так и новые способы, основанные на прямом получении железа.

Общим для большинства технологических схем является наличие обязательных стадий: смешивание компонентов шихты, окискование, металлизация, отделение металла от шлака, получение стали с окислением ванадия и переводом его в ванадиевый шлак, переработка высокотитанистых шлаков с получением оксида титана.

При переработке Куранахского и Медведевского месторождений ильменит-титаномагнетитовых руд предполагается получение двух продуктов: железованадиевого и ильменитового концентратов. Железованадиевый концентрат может перерабатываться как по традиционной аглодоменной схеме с извлечением железа и ванадия, так и путем прямого углетермического восстановления в кольцевой печи с последующим получением металла и ванадийтитанового шлака, пригодного для гидрохимического извлечения пентаоксида ванадия и диоксида титана.

## Литература

1. Смирнов Л. А., Кушнарев А. В. Современное состояние и перспективы переработки титаномагнетитового сырья в России. «Черная металлургия: состояние и перспективы». Москва, ОАО «Черметинформация». 2013. С. 91–105.
2. Фофанов А. А. Разработка, освоение и совершенствование выплавки ванадиевого чугуна из титаномагнетитового сырья. Новые технологии и материалы в металлургии: Сб. научн. тр. Екатеринбург. УрО РАН. 2005. С 57–87.
3. Смирнов Л. А., Дерябин Ю. А., Носов С. К. и др. Конвертерный передел ванадиевого чугуна. Екатеринбург. Сред.-Урал. кн. из-во. 2000. 258 с.
4. Смирнов Л. А., Филатов С. В., Ровнушкин В. А. и др. Особенности деванадации низкокремнистых чугунов//Сталь. 2010. № 5. С. 35–42.

## ВЛИЯНИЯ СОСТАВА И СВОЙСТВ ШЛАКОВ НА ПРОЦЕСС ТВЕРДОФАЗНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ТИТАНОМАГNETИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ТЕБИНБУЛАКСКОЕ»

**Е. В. Братыгин, Е. Г. Дмитриева, Д. С. Пешкин**  
(ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, [dmitrieva\\_eg@umbr.ru](mailto:dmitrieva_eg@umbr.ru))

Известно, что при твердофазном восстановлении железорудных материалов по технологиям, подобным ITmk3, Ni-QIP, эффективность процесса металлизации и качество получаемых железосодержащих сплавов в значительной мере определяются физико-химическими свойствами шлака [1]. Поэтому целью данной работы являлась оценка влияния процесса шлакообразования и состава шлака, образующегося в процессе прямого восстановления, на качество получаемого металла и производительность процесса.

Для исследований был использован концентрат, полученный из руды Тебинбулакского месторождения (ТББК) в лаборатории ОАО «Уралмеханобр», следующего состава: 66,5% Fe<sub>общ.</sub>, 29,8% FeO, 3,0% TiO<sub>2</sub>, 0,6% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, сумма шлакообразующих элементов не превышала 4,0–4,5%, содержание серы 0,02%, фосфора 0,0071%. Для опытов изготавливали неофлюсованные и офлюсованные брикеты весом 15,0 г из рудно-угольной смеси с добавкой бентонита и извести. Количество упрочняющей добавки (бентонита) в каждом опыте составляла 1% сверх расчетного, в смешанную шихту для брикетирования добавляли воду до 10% влажности.

Режим термообработки был подобран после серии предварительных опытов, в которых определялась температура и необходимое время выдержки для полного разделения металла и шлака после металлизации. Выбранный режим термообработки показан на рисунке 1.

Усредненный химический состав полученного металла приведен в таблице 1. Эффективность процесса металлизации оценивалась по ряду параметров, таких как степень извлечения железа kFe и ванадия kV в металл, коэффициент распределения серы между чугуном и шлаком LS и удельный выход шлака Uшл. Значения параметров металлизации, рассчитанные по экспериментальным данным, также представлены в таблице 1.

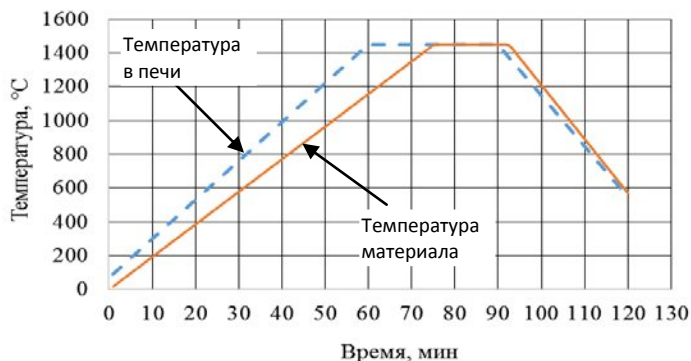


Рис. 1. Режим термообработки при проведении опытов по металлизации

По приведенным в таблице 1 данным видно, что содержание железа (Фемет) в металле колеблется от 89,6 до 97,1%, его среднее значение за опыты с неофлюсованной шихтой составило 93,2%, с офлюсованной — 93,7%, что соответствует содержанию железа в доменном чугуна (от 92,5 до 94,5% [2]). Степень извлечения железа в опытах с неофлюсованной шихтой в среднем на 10–12% ниже, чем с офлюсованной. Опытные значения содержания марганца в металле составили 0,14–0,16%, кремния 0,22–0,42%, фосфора от 0,015 до 0,023%, меньшие значения соответствуют офлюсованным шихтам, большие — неофлюсованным.

Особый интерес представляет поведение в процессе металлизации ванадия, поскольку он является ценным и дефицитным легирующим элементом. Сопоставление химического состава металла и шлака показало, что ванадий лишь частично восстанавливается из титаномагнетитов, степень извлечения ванадия в металл не превышает 50,0%. Оставшейся в шлаке ванадий находится, в основном, в соединениях с оксидами титана и кальция. Анализ распределения оксида титана между шлаком (таблица 2) и металлом показал, что в шлак из титаномагнетитовых концентратов переходит более 90–95% титана, и только небольшое его количество (соответственно от 5 до 10%) остаётся в металле.

Химический состав полученного шлака приведен в таблице 2. Учитывая, что параметры металлизации в основном определяются жидкоподвижностью полученного шлака [с], необходимо более подробно рассмотреть связь его химического состава с физическими свойствами, такими как вязкость и температура плавления. Анализ состояния систем  $\text{CaO-SiO}_2\text{-TiO}_2$  (1) и  $\text{CaO-SiO}_2\text{-MgO-Al}_2\text{O}_3$

Таблица 1

## Химический состав металла и расчетные параметры металлзации

Номер опыта	Основность шихты	Состав чугуна, %				Параметры процесса			
		[Fe]	[C]	[S]	[V]	$k_{Fe}, \%$	$k_V, \%$	$L_S, \text{доли}$	$U_{\text{шт}}, \text{кг/т чугу.}$
1	0,29	90,1	1,63	0,75	0,2	86,50	20,08	0,95	251,8
2	0,313	92,2	1,81	0,59	0,25	86,43	24,14	0,83	230,3
3	0,338	94,0	1,12	0,58	0,26	87,36	25,00	0,88	180
4	0,354	96,4	1,19	0,33	0,24	89,69	22,80	0,79	154,4
5	0,5	91,8	1,65	0,8	0,28	94,10	31,91	0,94	155
6	0,75	93,4	1,5	0,75	0,29	96,18	49,68	0,97	157
7	1,0	97,1	1,1	0,64	0,48	96,75	49,46	1,30	194,3
8	1,25	96,0	1,77	0,41	0,45	95,27	46,69	3,34	196,7
9	1,5	89,6	1,83	0,56	0,46	88,80	48,01	3,16	197,2

Таблица 2

## Химический состав опытного шлака

Номер опыта	Основность шихты	Состав шлака, %									
		FeO	$S_{\text{общ}}$	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO		
1	0,29	12,2	0,33	15,2	2	3,93	27,5	12,5	4,13		
2	0,313	7,44	0,21	9,47	1,3	2,05	18	8,22	3,31		
3	0,338	14,9	0,19	13	2,16	2,88	20,9	11,1	4,61		
4	0,354	6,33	0,26	17	2,52	3,07	24,2	12,4	4,86		
5	0,5	13,8	0,75	18,4	1,37	3,85	29,7	12,7	11,1		
6	0,75	7,29	0,72	21,1	0,88	4,78	28,9	15,9	19,6		
7	1,0	3,88	1,09	9,83	0,41	5,18	28,4	14,4	26		
8	1,25	9,07	1,07	13,1	0,67	3,84	25,9	16,2	21,5		
9	1,5	7,51	1,77	14,2	0,5	4,09	22,7	11,7	25,1		

(2) проводился по диаграммам, приведенным в [4], результаты представлены в таблице 3.

Для определения обессеривающей способности шлака было использовано понятие его сульфидной емкости  $CS$ , равной отношению активностей кислорода и серы в его расплаве при температуре 1450 °С [4].

Таблица 3

Свойства опытных шлаков

Номер опыта	Основность шихты	Температура плавления, °С		Вязкость шлака при 1400 °С, Па·с	Сульфидная емкость шлака, $C_S \cdot 10^4$
		Система (1)	Система (2)		
1	0,29	1580	1480	1,12	1,9
2	0,313	1580	1480	1,11	1,8
3	0,338	1550	1535	1,04	1,75
4	0,354	1550	1450	1,03	1,7
5	0,5	1600	1450	1,10	1,8
6	0,75	1600	1420	0,96	2,1
7	1,0	1440	1380	0,96	3,3
8	1,25	1300	1350	0,97	3,5
9	1,5	1380	1420	0,95	3,6

Так как температура плавления восстановленного чистого железа является постоянной (1540 °С), то разделение шлака и металла в основном определяется температурой плавления шлака [3]. В процессе восстановления при температурах, близких к 1450 °С, образуется более развитый металлический каркас, науглероживание которого в местах контакта с углеродистыми частицами приводит к первоначальному истечению капель металла. Однако, вязкая шлаковая составляющая может препятствовать данному процессу, и его интенсификация происходит только после того, как часть шлака перейдет в жидкое состояние.

По данным таблицы 1 видно, что в диапазоне основности шихты от 0,29 до 0,5 степень извлечения железа составляет менее 90%. Это связано, в первую очередь, с высокой температурой плавления и вязкостью шлака системы (1) (таблица 3). Это, в свою очередь, связано тем, что образующий шлаковый расплав данных шихт представляет собой взвесь кристаллов аносовита  $Ti_3O_5$  в стеклообразной

фазе [5], что и обуславливает его высокую вязкость и кристаллизующую способность, и, следовательно, малую жидкотекучесть. Из-за сравнительно низкой температуры процесса восстановления свежевосстановленное железо не успевает полностью коагулироваться, и его часть остается связанной в шлаке. Обессеривающая способность таких шлаков невелика, их сульфидная емкость не превышает  $2,0 \cdot 10^{-4}$ , тогда как для доменных шлаков характерны значения от  $3,0$  до  $4,0 \cdot 10^{-4}$  [4].

Фазовый состав конечного шлака, образовавшегося при восстановлении низкоосновных шихт, представлен в основном файлитом  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ , алюмосиликоферритами и титанатами железа. Ванадий, как правило, в таких расплавах ассоциирован с алюмосодержащей фазой, образуя различные шпинели [6], но доля их невелика, так как в расплаве содержится малое количество катионообразующих оксидов ( $\text{CaO}$  и  $\text{MgO}$ ).

Увеличение основности шихты, вплоть до 1,25 приводит к повышению эффективности процесса металлизации – степень извлечения железа составляет 94–96%, извлечения ванадия около 50%, таблица 1. Сопоставление данных таблиц 1 и 3 показало, что в данном диапазоне изменения основности температура плавления шлаковой системы (2) составляет менее  $1380^\circ\text{C}$ , поэтому шлак быстро плавится и легко разделяется с металлом. Снижение температуры плавления шлака происходит в основном за счет растворения образовавшегося при восстановлении аносовита  $\text{Ti}_3\text{O}_5$  в силикатном расплаве и образования легкоплавких соединений группы титанитов кальция  $\text{CaTiSiO}_5$  (сфена), алюмоферритов железа и различных ванадий- и титаносодержащих шпинелей [6]. Необходимо отметить, что образующиеся шлаки системы (1) попадают в неустойчивую область их свойств и даже небольшое изменение основности шихты может привести к изменению их фазового состава и, соответственно, температуры плавления на  $200^\circ\text{C}$ .

Дальнейшее повышение основности шихты до 1,5 приводит к образованию в шлаке фазы перовскита  $\text{CaTiO}_3$  [6], имеющего более высокую температуру плавления, их вязкость повышается и степень извлечения железа резко снижается.

Одной из особенностей шлаков, образующихся при использовании офлюсованных шихт, является то, что несмотря на высокую десульфурующую способность ( $CS \geq 3,0$ ), значительное количество серы переходит в металл. Одной из причин может быть то, что при твердофазной металлизации образование жидких шлаков сопровождается распадом образовавшихся на стадии твердофазного спе-

кания кристаллических соединений кальция с оксидами ванадия, железа и титана [6] и имеющих высокую температуру плавления (выше 1400 °С), поэтому для полноценного протекания процесса десульфурации может не хватать времени.

Второй причиной может быть то, что часть СаО в таком шлаке связана с оксидами титана в прочные соединения типа перовскита [7], что обедняет его активными катионами  $\text{Ca}^{2+}$  и затрудняет процесс десульфурации. Можно предположить, что добавка ионов  $\text{Mg}^{2+}$  в шлаковый расплав в виде доломита позволит увеличить десульфурацию металла, так как оксиды магния практически не образуют твердофазных соединений с титаном и ванадием, и обессеривающая способность шлака не будет снижаться.

Таким образом, проведенные исследования показали, что физико-химические свойства образующегося шлака оказывают значительное влияние на эффективность процесса твердофазного восстановления железорудных материалов. Установлено, что при увеличении доли катионообразующих оксидов (СаО и MgO) в шлаке повышается степень извлечения железа и ванадия, а содержание серы в металле значительно снижается. Анализ полученных экспериментальных данных, полученных при восстановлении титаномагнетитового концентрата месторождения «Тебинбулакское», показал наличие экстремума значений степени извлечения железа, соответствующего основности исходной шихты 1,25. Кроме того, для повышения обессеривающего потенциала образующихся шлаков необходимо в качестве одного из флюсующих компонентов шихты добавлять доломит или другие магнийсодержащие материалы.

## Литература

1. Разаз Ю. Анализ технологий прямого восстановления оксидов металлов с применением печей с вращающимся подом / Разаз Ю., И. А. Опышко, П. И. Лобода. // Вісник Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут» Серія Машинобудування № 61, 2011 – С. 184–192.
2. Дмитриев А. Н. Основы теории и технологии доменной плавки / А. Н. Дмитриев и др. – М.: Металлургия, 2005. – 546 с.
3. Шатоха В. И. Закономерности разделения металла и шлака при плавлении агломерата и окатышей / В. И. Шатоха, В. Х. Кацман, В. А. Емельянов // Известия ВУЗов. Черная металлургия, 1986

- 
4. Атлас шлаков. Справочное издание – М: Metallurgy, 1985.– 208 с.
  5. Асанов А. В. Влияние химического состава и температуры на вязкость высокотитанистых шлаков / А. В. Рошин, В. П. Грибанов, А. В. Асанов // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». – 2006. – Вып. 7. – № 10. – С. 49–55.
  6. Садыхов Г. Б. Особенности фазового состава ванадийсодержащих титановых шлаков от восстановительной плавки титаномагнетитового концентрата Куранахского месторождения / Г. Б. Садыхов, К. В. Гончаров, Т. В. Олюнина, Т. В. Гончаренко // Металлы, № 4, 2010. – С. 3–10.
  7. Рошин А. В. Селективное восстановление и пирометаллургическое разделение металлов титаномагнетитовых руд / А. В. Рошин, И. В. Аношкин, А. В. Асанов и др. // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». – 2011. – Вып. 10. – № 9. – С. 7–9.

## ПЕРСПЕКТИВЫ ПРОИЗВОДСТВА НЕРЖАВЕЮЩЕЙ СТАЛИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ ХРОМОВЫХ И НИКЕЛЕВЫХ ФЕРРОСПЛАВОВ

В. И. Жучков, Л. И. Леонтьев, Е. Н. Селиванов,

О. В. Заякин, А. А. Бабенко

(ИМЕТ УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия, [zferro@mail.ru](mailto:zferro@mail.ru))

Несмотря на то, что нержавеющие (хромоникелевые) стали являются одними из самых перспективных и массовых материалов, их производство в РФ необоснованно мало. Если в мире в 2013 г. было выплавлено 36,4 млн. т нержавеющей стали и планируется получить в 2030 уже 70 млн. т (рис. 1), то в России при производстве в 1990 г. 826 тыс. т нержавеющей стали в последние годы выплавляется 110–130 тыс. т/год (рис. 2) при спросе на нее около 390 тыс. т и ожидаемом в 2016–435 тыс. т. [1, 2].

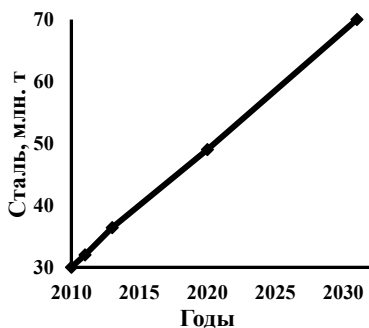


Рис. 1. Динамика производства нержавеющей стали в мире

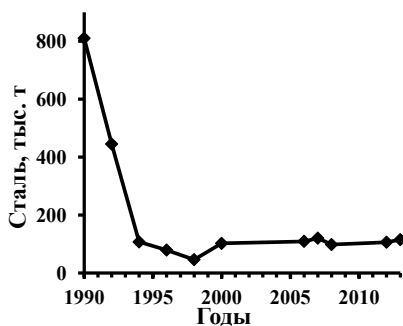


Рис. 2. Динамика производства нержавеющей проката в России

Среди производителей металла лучшие позиции занимают предприятия, которые имеют свою рудную базу и производство необходимых для получения нержавеющей стали ферросплавов. В себестоимости нержавеющей стали доля затрат на ферросплавы с хромом и никелем составляет основную часть. Известны примеры

производства нержавеющей стали на предприятиях, выплавляющих феррохром (Финляндия, ЮАР).

В Свердловской области имеются месторождения хромита (200 км от г. Серов) и никеля (20 км от г. Серов), предприятия с высококвалифицированным персоналом по выплавке феррохрома, ферроникеля (ОАО «Серовский завод ферросплавов» (СЗФ) и стали (ОАО «Металлургический завод им. А.К. Серова», г. Серов; ОАО «НТМК», г. Нижний Тагил).

Разведанные на Урале запасы хромовых руд категорий А+В+С1 составляют 17,5 млн. т, прогнозные ресурсы оценены в 906,4 млн. т. Однако отечественные руды, в основном, бедные по содержанию ведущего элемента, концентрация которого не превышает 40%.

ОАО «Серовский завод ферросплавов» выпускает хромовые ферросплавы: высоко- и низкоуглеродистый феррохром, силикохром с использованием, в основном, богатых хромовых руд Казахстана, с подшихтовкой бедной отечественной руды Сарановского месторождения. На сегодняшний день ОАО «СЗФ» производит около 210 тыс. т/год высокоуглеродистого феррохрома в 9 рудовосстановительных электропечах единичной мощностью 22–27 МВА. Специалистами ИМЕТ УрО РАН совместно с сотрудниками ОАО «СЗФ» разработана технология выплавки высокоуглеродистого феррохрома из 100% отечественной руды с получением бедного по хрому (55% Сг против 65% Сг в обычном) сплава. Серия промышленных плавов, проведенных в ОАО «СЗФ», показала, что при работе на бедной руде увеличиваются технологические затраты (удельный расход сырья, электроэнергии). Однако себестоимость хрома в бедном феррохроме ниже, чем в более богатом, за счет меньшей стоимости рудного сырья. Такой феррохром подходит и широко используется во всем мире для выплавки нержавеющей стали.

Российские окисленные никелевые руды (ОНР) содержат в среднем от 0,85 до 1,3% Ni. За рубежом перерабатывают более богатые ОНР, содержащие 1,9–2,5% Ni. На Урале имеются никелевые руды Серовского месторождения, запасы которых составляют ~ 350 млн. т, при усредненном составе, %: 1,09 Ni; 22,0 Fe; 40,0 SiO<sub>2</sub>; 12,0 MgO; 6,0 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

В настоящее время в институте ведутся исследования по отработке технологии получения никельсодержащих ферросплавов, предназначенных для легирования стали, с использованием отечественных ОНР. Проведены экспериментальные исследования по отработке технологических основ получения карботермическим способом в электропечи нового сплава – ферросиликоникеля, содержащего, %: 7–12 Ni; 15–45 Si. Степень извлечение никеля в сплав

достигает 90–99%. Процесс успешно опробован в полупромышленной печи ОАО «Серовский завод ферросплавов». Ферросиликоникель предполагается применять для легирования стали никелем и раскисления кремнием или силикотермического восстановления никеля из ОНР с получением ферроникеля (10–20 Ni%).

Предложена технология алюминотермического процесса получения ферроникеля (8–30% Ni). В качестве восстановителя использован алюмошлак (20–30% Al; 2% Si; 60%  $Al_2O_3$ ), являющийся отходом переработки вторичного алюминия. Извлечение никеля в сплав составляет ~90%. Содержание никеля в ферроникеле можно регулировать изменением количества восстановителя (алюмошлака) в шихте. Технология испытана в ОАО «Ключевский завод ферросплавов».

Проведены расчеты и лабораторные эксперименты по восстановлению никеля и железа из руды газообразным СО при температурах 1300–1700. Показано, что при 1500 степени восстановления никеля и железа можно регулировать изменением продолжительности продувки оксидного расплава (до 60 мин.) и, тем самым, получать ферроникель с заданным содержанием Ni. Полученные результаты позволяют считать технологию газофазного метода получения ферроникеля из ОНР перспективной.

Продолжаются исследования по технологии кучного выщелачивание ОНР. Этот способ позволяет перерабатывать как бедные (< 1% Ni), так и богатые (> 1,5% Ni) ОНР. Кучное выщелачивание является экономически выгодным процессом и требует, по сравнению с другими технологиями переработки ОНР, в 2–3 раза меньших капитальных вложений. В результате проведения процесса можно получать концентрат с 30–60% никеля, который предполагается использовать при производстве ферроникеля и других никелевых сплавов.

В опытно-промышленном масштабе в ОАО «Режникель» в ДСП-3 опробована технология выплавки ферроникеля с 10–15% Ni из обогащенных руд Серовского и Куликовского месторождений.

В настоящее время уральские предприятия выпускают ферроникель и огневой никель, которые могут быть использованы при организации производства нержавеющей стали. Так, ОАО «Режникель» имеет богатый опыт выплавки ферроникеля с 15–40% Ni из вторичного сырья. Товарной продукцией ОАО «Уфалейникель» является никель марки Н-3, а ОАО «Буруктальский никелевый завод» – ферроникель (8% Ni).

Таким образом, многолетний опыт работы сотрудников ИМЕТ УрО РАН и специалистов ОАО «СЗФ», ОАО «Режникель» и ОАО «Уфалейникель» по разработке и освоению технологии получения хромовых и никелевых ферросплавов из отечественных бедных руд

позволяет сделать вывод о возможности и целесообразности организации их производства с последующим использованием для выплавки нержавеющей марки стали.

До недавнего времени одним из основных способов производства нержавеющей марки стали был монопроцесс с переплавом легированных отходов в ДСП и обезуглероживанием расплава газообразным кислородом [3]. Основные недостатки этого процесса: низкая, менее 88%, степень усвоения хрома шихтовых материалов; большой расход дорогого и дефицитного низкоуглеродистого феррохрома для доводки металла по содержанию хрома и невозможность выплавки нержавеющей стали с низким, не более 0,03%, содержанием углерода.

При разработке общей схемы следует ориентироваться на новые способы выплавки нержавеющей стали. Для производства нержавеющей стали с низким содержанием углерода разработан ряд процессов, основанных на принципах понижения парциального давления СО за счет его разбавления инертным газом или создания вакуума, обеспечивающих достижение низких концентраций углерода в металле при сохранении исходного содержания хрома. С применением этих процессов производится более 90% общего мирового объема производства нержавеющей стали.

Наиболее известен процесс аргоно-кислородного рафинирования (АКР). Выплавку нержавеющей стали ведут последовательно в двух агрегатах. Первоначально в дуговой электропечи (ДСП) выплавляют полупродукт в виде железо – хром- никелевого расплава. В качестве шихты применяют легированный и обычный лом, углеродистый феррохром, никелевые сплавы. Затем полупродукт, содержащий углерода 1,0–2,5%, кремния <0,2%, при температуре 1520–1600 заливают в реактор АКР и начинают рафинирование. Процесс рафинирования полупродукта в АКР осуществляют в два периода: окислительный и восстановительный.

Высокая эффективность этого процесса, обусловленная возможностью получения стали с весьма низким (не более 0,010–0,015%) содержанием углерода при низком угаре хрома из высокоуглеродистого феррохрома, вызвали его интенсивное развитие во многих странах мира. Сегодня этот процесс доминирует в производстве нержавеющей стали, на его долю приходится более 75% мирового объема производства.

Другим достаточно распространенным процессом производства низкоуглеродистой нержавеющей стали является вакуум–кислородное рафинирование. Наиболее простым и достаточно эффективным является процесс обработки нержавеющей стали в ковше, помещенном в вакуум – камеру, получившим название VOD процесс.

К недостаткам известных способов можно отнести низкую стойкость огнеупорной футеровки агрегатов и использование в качестве разжижающего флюса плавикового шпата. В ИМЕТ УрО РАН выполнен комплекс теоретических и экспериментальных исследований по повышению стойкости футеровки сталеплавильных агрегатов и использованию в качестве разжижающих флюсов борсодержащих материалов, реализация которых в условиях АКР, VOD и RH – ОВ процессов позволит значительно улучшить основные технологические и технико – экономические показатели.

Рациональная технология получения нержавеющей стали должна разрабатываться с учетом производства хромовых и никелевых ферросплавов, а также будущего расположения сталеплавильного и прокатного производств. Уникальное сочетание расположенных вблизи друг от друга Серовского завода ферросплавов, месторождений хромовых и никелевых руд определяет целесообразность организации в г. Серове, на основе существующего на ОАО «СЗФ» производства феррохрома и предлагаемого к освоению производства ферроникеля, выплавки и производства проката различных сортов нержавеющей сталей (рис. 3).

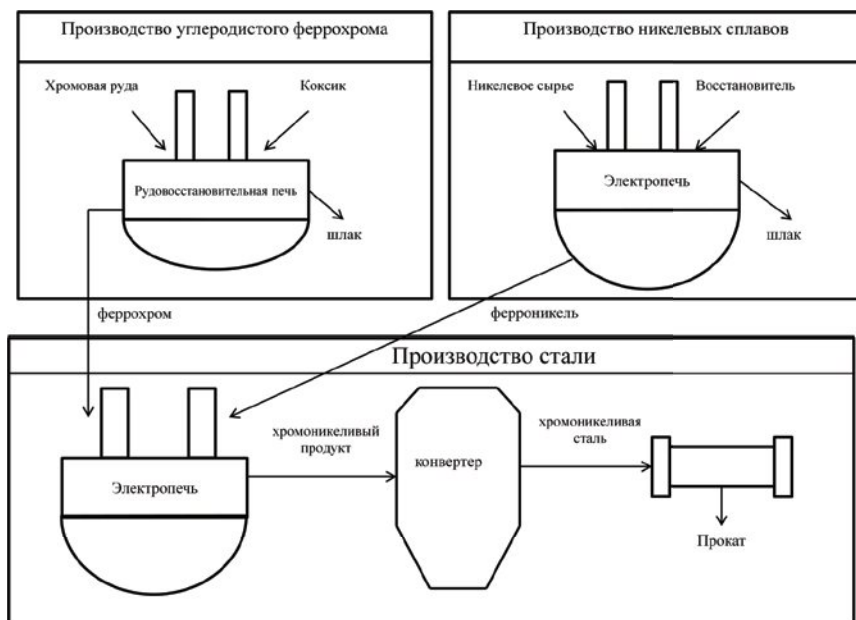


Рис. 3. Схема производства нержавеющей стали

---

Их производство может быть организовано на площадке ОАО «Серовский завод ферросплавов» и ОАО «Металлургический завод им. А. К. Серова». Высокая рентабельность производства нержавеющей стали проявляется при объемах выпуска продукции, превышающей 250–300 тыс. т в год.

### Литература

1. Итоги 7-й международной конференции «Цена нержавеющей стали-2013» / Черные металлы. 2013, № 5, С.14–16.
2. Нержавейка не закончится / Металлоснабжение и сбыт. 2014, № 5, С. 84–88.
3. Д.Я. Поволоцкий и др. Электрометаллургия стали и ферросплавов / М.: Металлургия, 1974. с. 551.

## ВЛИЯНИЕ ВНУТРЕННЕГО СТРОЕНИЯ ИСХОДНЫХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ НА КИНЕТИКУ ДИФфуЗИОННЫХ ПРОЦЕССОВ

Д. С. Пешкин, Е. Г. Дмитриева, И. А. Власов, А. А. Халимова  
(ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, [umbr@umbr](mailto:umbr@umbr))

Известно, что при протекании массообменных процессов, например, при обжиге окатышей, скорость реакций определяется, с одной стороны, истинной химической кинетикой на поверхности частиц концентрата, а с другой – скоростью транспорта реагирующих веществ к этой поверхности молекулярной или конвективной диффузией [1]. Скорость реакции в пористом материале складывается из скоростей на различных участках поверхности, характеризующихся различной доступностью по отношению к диффузии, а суммарная скорость реакции будет зависеть как от формы и диаметра пор, так и от толщины и геометрической формы слоя материала. Полное математическое описание процессов массообмена в пористых телах представлено в [1–3]. Уравнения, описывающие кинетику диффузионных процессов применительно к окатышам, можно представить в следующем виде.

Если ввести в качестве характеристик пор их диаметр  $d_p$ , число пор на единицу площади  $N_p$  и коэффициент извилистости  $K_i$ , то общая поверхность пор на единицу объема составит:

$$S_p = K_i \cdot N_p \cdot \pi \cdot d_p, \quad (1)$$

или, если определять поверхность пор исходя из общей пористости материала

$$S_p = 6(1 - \varepsilon) / d_p. \quad (2)$$

Тогда эффективная константа скорости реакции  $k_{эфф}$  на единицу объема пористого материала может быть определена как

$$k_{эфф} = S_p \cdot k_p, \quad (3)$$

где  $k_p$  – константа скорости реакции на открытой поверхности.

Закон Фика для диффузии в порах:

$$j^* = -D_0 (dC/dl), \quad (4)$$

где  $j^*$  – диффузионный поток на единицу площади свободного сечения пор,  $D_0$  – коэффициент истинной диффузии в объеме,  $C$  – концентрация реагирующего вещества у поверхности окатышей,  $l$  – расстояние, отсчитываемое по направлению пор.

Чтобы перейти к диффузионному потоку на единицу площади полного сечения слоя, необходимо заменить в формуле (4) длину вдоль поверхности пор  $l$  на текущий радиус окатыша  $r$  по известному соотношению:

$$dC/dl = (dC / dr) \cdot (dr / dl) = 1/K_{\text{и}} \cdot (dC / dr). \quad (5)$$

В выражении (5) коэффициент извилистости  $K_{\text{и}}$  представлен как отношение полной длины пор  $l$  к действительному радиусу окатыша.

Тогда, для реагирующей поверхности, учитывая ее пористость  $\varepsilon$  и переходя к отсчету от поверхности окатыша, можно записать

$$j = -\varepsilon D_0 (dC/dl) = (\varepsilon D_0 / K_{\text{и}}) (dC/dr) = D_{\text{эфф}} (dC/dr). \quad (6)$$

Здесь  $D_{\text{эфф}}$  – эффективный коэффициент диффузии для пористой поверхности:

$$D_{\text{эфф}} = \varepsilon D_0 / K_{\text{и}}. \quad (7)$$

Тогда общее количество вещества, реагирующего в единицу времени на единице свободной поверхности слоя  $dm/dt$  можно представить, как

$$\left(\frac{dm}{dt}\right) = \sqrt{\frac{2}{n+1}} D_{\text{эфф}} k_{\text{эфф}} C^{n+1}, \quad (8)$$

где  $n$  – порядок реакции.

Естественным масштабом реакции при данной интерпретации закона Фика является эффективная глубина проникновения реакции в слой пористого материала  $y$ :

$$y = \sqrt{D_{\text{эфф}} / (k_{\text{эфф}} C^{n+1})}. \quad (9)$$

Как видно из выражения (9), величина  $u$  падает при увеличении скорости реакции и растет при ее снижении. Для реального процесса окисления окатышей представляют интерес только две области реагирования:  $u \sim R$  ( $R$  – полный радиус окатыша) – внешнекинетическая область протекания реакции, и  $d_p < uR$  – реакция протекает во внутридиффузионной области.

Таким образом, для того, чтобы определить время, необходимое для полного окисления окатыша, необходимо знать только пористость материала и эквивалентный диаметр пор (при  $n = \text{const}$ ).

Пористость окатыша можно определить различными методами, например, по величине газопроницаемости, а эквивалентный диаметр пор легко рассчитать, исходя из среднего диаметра зерна и порядка укладки частиц. Например, характерной для окатышей порозности 0,3–0,42 соответствует координатное число  $b = 8$ , кубическая объемно-центрированная укладка и  $d_p = 0,225d_c$ , где  $d_c$  – средний диаметр частиц [3].

Для изучения структурных характеристик концентратов и окатышей можно использовать приборы для дисперсионного анализа типа ПСХ, позволяющий определять удельную поверхность, среднемассовый размер частиц и коэффициент газопроницаемости. Так, например, для концентрата Михайловского ГОКа (МГОК), содержащего 93,7% класса –44 мкм и 100% класса –71 мкм, средний диаметр частиц составил 7,0 мкм, удельная поверхность 1770 м<sup>2</sup>/кг. Коэффициент газопроницаемости при свободной засыпке концентрата составил 0,447 мкм<sup>2</sup> и пористость, рассчитанная по [4], 0,356. Для сухих окатышей эти величины составили 0,373 мкм<sup>2</sup> и 0,341, соответственно. Тогда для исходных окатышей получаем эквивалентный диаметр пор 1,575 мкм и  $S_p = 2,59 \cdot 10^6$  м<sup>2</sup>/м<sup>3</sup> объема окатыша.

При вычислении коэффициента эффективной диффузии по выражению (7) использование модели гомогенного строения окатыша не всегда верно. Действительную структуру окатышей можно представить либо как систему беспорядочно расположенных частиц условно-сферической формы и одинакового размера, либо в виде бидисперсной пористой структуры, слагаемой вторичными частицами, состоящими из плотных первичных частиц. В этом случае суммарная пористость  $e$  в выражении (7) вычисляется по уравнению [3]:

$$e = \varepsilon_1 + \varepsilon_2 (1 - \varepsilon_1), \quad (10)$$

где  $\varepsilon_1$  – первичная пористость гранул,  $\varepsilon_2$  – поры между гранулами.

Так как при использовании бидисперсной структуры эффективная скорость реакции увеличивается в 5–8 раз [3], то уточнение строения исходных реальных окатышей может значительно повысить точность расчетов массообменных процессов при их тепловой обработке.

В литературе имеются противоречивые сведения о внутреннем строении окатышей. Например, авторами [2] утверждается, что строение реальных окатышей представляет собой структуру, состоящую из первичных сферических гранул, разделенных кольцевыми макропорами, т.е. окатыш имеет бидисперсное строение. С другой стороны, в работе В. И. Коротича [5] сообщается от том, что формирование окатышей происходит тонкими слоями, и, только начиная с определенного диаметра окатышей, возможно накатывание более мелких гранул на более крупные, т.е. окатыши имеют гомогенное строение. Поэтому авторами был проведен ряд дополнительных исследований для уточнения строения исходных окатышей.

Работа проводилась на базе лаборатории ОАО «Уралмеханобр», для получения окатышей был также использован концентрат МГО-Ка, характеристики которого представлены выше. Окатыши для опытов получали в барабанном окомкователе диаметром 420 мм, влажность готовых окатышей составила 8,0%, содержание бентонита 0,7% по массе. С целью сохранения исходного строения окатышей сушка производилась в сушильном шкафу при температуре 105 °С. Для исследования структуры были отобраны окатыши двух диаметров – 12,0 и 16,0 мм. Структуру окатышей изучали на оптическом микроскопе Axio Imager A1m при увеличении  $\times 50$  и  $\times 200$ .

На рисунке 1 представлена структура окатышей 12,0 и 16,0 мм с увеличением  $\times 50$ . На рисунке хорошо видно, что окатыши имеют четко выраженное плотное ядро и более рыхлую периферию, макропоры в окатыше располагаются по концентрическим сферам по периферии окатыша. Область крупнопористой структуры для окатышей диаметром как 12,0, так и 16,0 занимает примерно 25–30% от их объема, оставшаяся часть представляет собой однородную структуру, разделенную редкими макропорами. По структуре окатыша диаметром 16,0 мм хорошо видно, что ядро окатыша и периферия разделены достаточно четкой границей, которая, по мнению авторов, формируется при изменении характера окомкования: до нее формирование окатыша шло путем послоевого накатывания отдельных частиц концентрата, а далее – за счет накатывания уже сформировавшихся более мелких гранул. Следовательно, при  $r \geq 2/3R$  коэффициент эффективной диффузии необходимо рассчиты-

вать, учитывая бидисперсную структуру периферии окатыша по формуле (10), а при  $r < 2/3R$  можно использовать формулу (7) с постоянным значением порозности.

Послоевой характер окомкования тонких концентратов подтверждают и данные исследований окатышей методом трехмерной рентгеновской томографии [6]. Необходимо отметить, что характер процесса окомкования окатышей может изменяться при увеличении времени окомкования, влажности окатышей или типа окомкователя.

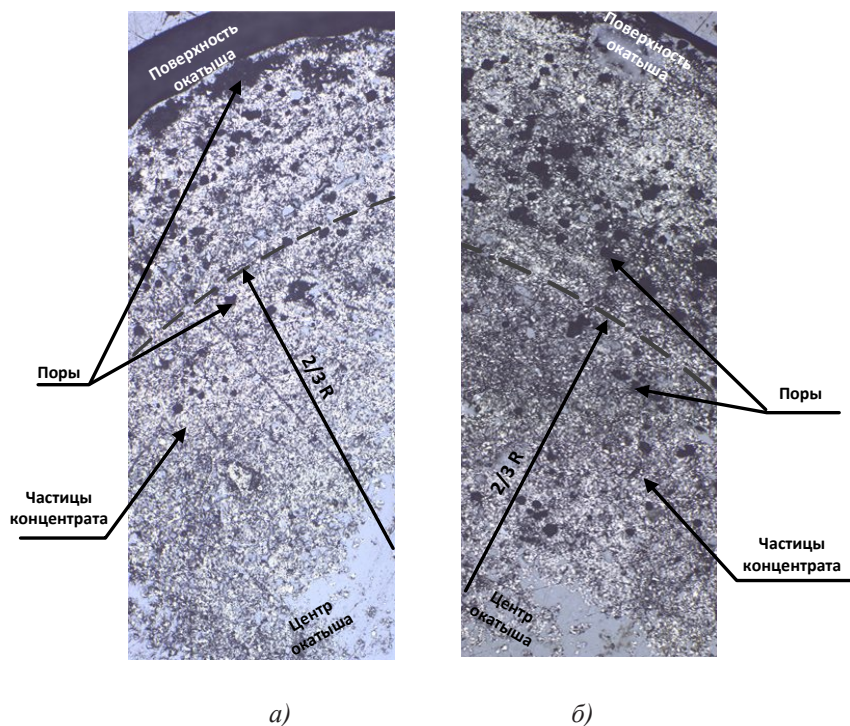


Рис. 1. Структура сухих окатышей: *a* – структура окатыша диаметром 12,0 мм; *б* – структура окатыша диаметром 16,0 мм (полированный спил, отраженный свет, без анализатора, 50х)

Вывод о послоевом формировании окатышей подтверждают данные, полученные при более детальном изучении их структуры. На рисунке 2 представлены срезы окатыша диаметром 12,0 мм с увеличением  $\times 200$ . Хорошо заметно, что формирование окатыша шло путем укладки одного слоя концентрата поверх другого (2, а). Далее,

за счет сил, действующих на окатыш при окомковании, крупные макропоры между слоями концентрата в ядре окатыша практически исчезают, рисунок 2, б, а оставшиеся микропоры между частицами окатышей формируются за счет испарения влаги, адсорбированной на поверхности частиц. Так толщина пленки воды на одной частице от 0,1 до 0,3 мкм [2], то размер микропор в ядре должен составлять порядка 1,0 мкм. Проведенные измерения величины микропор показали, что их средний диаметр от 1,0 мкм до 1,5 мкм. Это хорошо согласуется как с расчетной величиной пор, определенной из расчета по диаметру частиц.

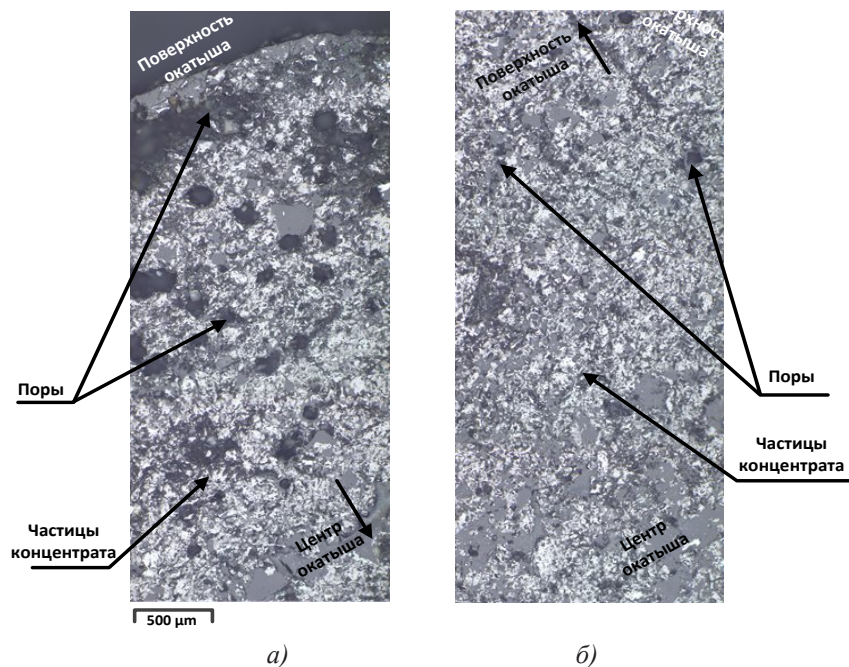


Рис. 2. Срез окатыша диаметром 12,0 мм: а – периферия окатыша, б – центр окатыша (полированный спил, отраженный свет, без анализатора, 200х)

Величина макропор периферии окатыша составляет от 150 до 250 мкм, среднее расстояние между ними 400 мкм, величина микропор более плотных участков также составляет 1,5 мкм. Если принять величину более плотных участков за эквивалентный диаметр частиц, то используя формулу

$$\frac{d_3}{d_4} = \frac{2}{3} \frac{\epsilon}{1-\epsilon} \quad (11)$$

можно рассчитать значение вторичной порозности, которое в данном случае будет равно 0,483. Тогда, порозность бидисперсного слоя по периферии окатыша по формуле (10) при  $\epsilon_1 = 0,341$  составит 0,485.

Таким образом, изучение строения исходных окатышей показало, что они имеют сложную структуру – плотное монодисперсное ядро при  $r < 2/3R$  и рыхлую бидисперсную периферию при  $r \geq 2/3R$ . Это позволяет уточнить область применения основных уравнений, описывающих процессы массообмена при обжиге окатышей.

### Литература

1. Франк-Каменецкий Д. А. Основы макрокинетики. Диффузия и теплопередача в химической кинетике. Изд. 4-е. / Д. А. Франк-Каменецкий— Долгопрудный: «Интеллект», 2008.— 408 с.
2. Абзалов В. М. Физико-химические и теплотехнические основы производства железорудных окатышей / В. М. Абзалов, В. А. Горбачев, С. Н. Евстюгин и др.— Екатеринбург: НПВП «ТОРЭКС», 2012.— 340 с.
3. Боресков Г. К. Гетерогенный катализ / Г. К. Боресков.— М: Наука, 1986.— 304 с.
4. Леонтьев Н. Е. Основы теории фильтрации: Учебное пособие / Н. Е. Леонтьев.— М: Изд-во МГУ, 2009.— 88 с.
5. Коротич В. И. Теоретические основы окомкования железорудных материалов / В. И. Коротич.— М: Metallurgia, 1966.— 152 с.
6. Шатоха В. И. Исследование структуры гранул окомкованной агломерационной шихты методом трехмерной рентгеновской томографии / В. И. Шатоха, Ю. Ю. Коробейников // Metallургическая и горнорудная промышленность, 2010, № 2.— С. 28–31.

## О ВЫБОРЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОТИТАНИСТЫХ ТИТАНОМАГНЕТИТОВ

**М. А. Найманбаев, Ж. К. Джурканов, А. Е. Абишева**  
(АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения» г. Алматы,  
Казахстан, [madali\\_2011@inbox.ru](mailto:madali_2011@inbox.ru))

Казахстан обладает значительными запасами (более 1 млрд. т.) первичных высокотитанистых (~10%  $TiO_2$ ) титаномагнетитовых руд, месторождения которых (Тымлай, Акдала, Сарысай, Актерек и Манас) находятся в пределах тымлайского рудного поля в юго-восточной части Шу-Илийского водораздела в пределах карасайского рудного узла [1] и могут служить дополнительными источниками расширения сырьевой базы по производству железа и титана в стране.

Испытания тымлайских руд на обогатимость показали возможность получения по схеме двухстадийной магнитной сепарации концентрата с содержанием Fe 53%,  $TiO_2$  16,1% [1]. Сложность пирометаллургической переработки таких концентратов по сравнению с железорудными, заключается в их трудновосстановимости и тугоплавкости образующихся шлаков. При осуществлении коксодоменной технологии переработки титаномагнетитов, в связи с образованием тугоплавких оксокарбонитридов титана, количество оксида титана в доменной шихте при производстве передельного чугуна ограничивают величиной 5–10 кг на 1 т чугуна [2]. Высокотитанистые титаномагнетиты (ВТМ) пока не перерабатывают, ввиду отсутствия рациональной технологии, но опробуются методы прямого восстановления с получением чугуна и титанового шлака. Бездоменные методы получения первичного металла делятся на варианты «плавление-восстановление» и «восстановление-плавление», последние делятся на газовые и угольные технологии прямого получения железа [3].

Известно, что восстановление железа из твердой фазы оксидов происходит быстрее, полнее и при более низких температурах, чем из расплава, соответственно, твердофазный процесс требует меньших энергетических затрат, чем жидкофазный. Но затруднения возникают при магнитном разделении металлической и шлаковой фаз в виду их тонкодисперсного взаимного прораствания. Особенно остро проблема разделения возникает при переработке титаномаг-

нетитов, из которых желателно извлечь в товарные продукты не только железо, но титан и ванадий. Исследователи пошли по линии разработки двухстадиальной технологии плавки, при которой на первой стадии добиваются максимальной металлизации железа в твердой фазе, на второй, при разделительной плавке металлизированного продукта – отделения железа от шлака [4]. С учетом дефицита природного газа и значительных разведанных запасов бурых углей в Казахстане желателно развивать угольные технологии прямого получения железа.

Основные этапы развития технологии твердофазной металлизации рудоугольных окатышей из железорудного сырья развивались следующим образом.

На первом этапе металлизацию проводили во вращающихся трубчатых печах [4]. Основными недостатками способа были:

- а) высокая энерго- и фондоемкость;
- б) низкая (не более 85%) степень металлизации железа в результате образования твердых растворов FeO с низшими оксидами титана;
- в) большая вероятность «закозления» печи;
- г) трудности магнитной сепарации спеков в результате прорастания тонкодисперсного железа в шлаковую фазу;
- д) разрушение окатышей в процессе перекачивания в печи.

На втором этапе, для предотвращения разрушения окатышей и насталеобразования, снижения удельного расхода тепла и повышения производительности, был внедрен процесс металлизации рудоугольных окатышей на конвейерной обжиговой машине колосникового типа с регулируемой по составу газовой атмосферой. Металлизация происходит при 1200–1250 °С за счет твердого углерода, нагрев – за счет сжигания природного газа и фильтрации теплоносителя через слой окатышей. В результате низкой температуры степень металлизации не более 70% и металлизированный продукт, минуя магнитную сепарацию, направляется в горячем виде на разделительную электроплавку [4].

Следующим этапом развития аппаратного оформления двухстадиальной технологии плавки титаномагнетитов была разработка в ИМЕТ УрО РАН каскада из двух трубчатых печей, в первой из которых идет процесс металлизации, а во второй, короткой печи роторного типа, – быстрый нагрев металлизированных окатышей до температуры выплавки железа и пиропластичности шлака (1300–1400 °С). Горячие газы из плавильной печи используются для нагрева шихтовых материалов в восстановительной печи. Чугун из печи

выпускается периодически, шлак – непрерывно через разгрузочный порог. Вероятность настыеобразования удастся снизить путем загрузки металлизированных окатышей на слой с быстрым их прогревом до температур выплавления чугуна, но полностью это явление исключить нельзя [4].

По мере развития процесса металлизующего обжига было установлено, что для предупреждения настыеобразования и упрощения разделения железа от шлака необходимо обеспечить выполнение как минимум четырех условий [4]:

а) максимальная (от 85 до 95%) предварительная металлизация железа;

б) последующий подъем температуры до пиропластичного состояния шихты (1400–1450 °С), при котором происходит довосстановление и коагуляция железа в мелкие гранулы;

в) максимальное сокращение во времени и пространстве зоны температур пиропластичности шихты во избежание расплавления;

г) исключение контакта шихты при температурах пиропластичности с футеровкой печи.

Параллельно, для исключения спекания гранул и «закозления» печи, с 90-х годов компания «Kobe Steel» (Япония) в кооперации с компанией «Midrex» начала обрабатывать процесс получения губчатого железа (ГЖ) на пилотной установке печи с вращающимся подом (ПВП) в техническом центре фирмы «Midrex» в США (процесс FASTMET). Рудоугольные окатыши после сушки загружали на вращающуюся подину печи слоем в 1–3 окатыша, где они при температуре 1290–1345 °С за один оборот печи восстанавливались до железа на 85–95%, частично науглероженного с образованием  $Fe_3C$ . В 2000 и 2001 г. было построено два завода FASTMET в г. Hirohata фирмой «Nippon Steel» и в г. Kakogawa фирмой «Kobe Steel» производительностью 192000 и 16000 т/год перерабатываемых железосодержащих отходов производства [3]. Получаемое ПВП ГЖ используется в доменных печах, что дает экономии кокса 23 кг/т чугуна на каждые 100 кг/т загруженного в печь DRJ.

Колебания содержания серы и золы в угле оказывали большое влияние на качество получаемого ГЖ. Развитие процесса с целью устранения этого недостатка привело к созданию технологии FASTMET, в которой полученное ПВП горячее ГЖ поступает в электрическую чугуноплавильную печь, где происходят плавление, отделение чугуна от шлака, десульфурация металла и стабилизация содержания углерода в чугуне. Отходящий из чугуноплавильной печи газ, содержащий CO, используется в качестве топлива в ПВП. Получаемый чугун

пригоден для выплавки стали. Первая в мире установка FASTMET производительностью 140 тыс. т. чугуна в год была построена на заводе в Хирохате компанией «Nippon Steel» (Япония).

В Китае изучение технологии производства ГЖ в ПВП началось в 1980 г. Первая опытная ПВП диаметром 3 м была построена в 1992 г. усилиями специалистов Пекинского технологического университета и металлургической компании WISCO. В 1994 г. в университете на основе технологии FASTMET разработан новый процесс COF-R и построена пилотная ПВП диаметром 7,4 м. В 2000 г. компанией Shanxi Mingliang Iron and Steel Co. в кооперации с университетом построена первая промышленная ПВП в Yicheng (Shanxi), которая достигла стабильной успешной работы в 2006–2007 г. г. [5].

Последний, наиболее перспективный, вариант двухстадиального процесса разработан японской компанией «Kobe Steel», названный ITmk-3 и являющийся комбинацией технологии FASTMET и электродуговой печи. Рудоугольные окатыши непрерывно загружают на углеродистую постель вращающегося пода карусельной печи, где они за один оборот проходят все стадии обработки: нагрев, металлизацию, шлакообразование, плавление, довосстановление, коагуляцию чугуна и охлаждение.

При 1350–1400 °С восстановленное железо в окатышах науглероживается и плавится, образуя при охлаждении фаселевидные гранулы, а из оксидов пустой породы руды и золы угля в твердофазных реакциях образуются легкоплавкие соединения, из которых формируется полурасплавленный шлак. Шлаковая фаза образуется и нагревается медленнее металлической и после достижения ею пиропластического состояния расплавленный восстановленный металл быстро коагулирует. Весь процесс длится около 12 минут. После затвердевания и охлаждения образуются, так называемые «железные пельмени» (наггеты), которые выгружают через окно выдачи, грохочением отделяют от них оборотный уголь, измельчают, сепарируют, чугун направляют в электроплавку на сталь, титановый шлак идет на производство сульфатного пигмента. Наггетами называют чугунные гранулы диаметром более 2 мм, хорошим результатом – выход наггетов 100% от загружаемого с шихтой железа. Выход, превышающий 100%, говорит о наличии в наггетах примесей (углерода, шлака, легирующих элементов) [3].

Для перехода от лабораторных исследований к промышленным испытаниям в 1999 году был построен опытный завод Kakogawa Steel Works производительностью 3000 т наггетов (гранулированно-го чугуна) в год [6].

В 2003 году был построен опытно-демонстрационный завод Mesabi Nugget (Миннесота, США) производительностью 25000 т нагетт в год [7]. Функционирование завода продемонстрировало работоспособность и эффективность технологии ITmk-3.

В 2007 году было начато строительство первого промышленного завода Mesabi Nugget (Миннесота, США). Пуск завода состоялся в январе 2010 г.

Себестоимость чугунных брикетов составляет 170–180 долларов при цене 300 долларов. Их можно транспортировать на далекие расстояния и грузить в электропечь в непрерывном режиме. Производительность плавильного передела на 5–8% выше, чем чугунных чушек.

Стоимость инвестиций для коммерческого мини-завода из одного модуля на 500000 тонн чугуна в год составляет 150–160 млн. долларов. Необходимая площадь земельного участка под строительство одного модуля составляет 280×200 м, количество персонала – 40 человек, срок строительства – около трех лет [8].

В работе [9] проведен анализ эффективности по технологическим и экономическим показателям пяти схем переработки титаномагнетитовых концентратов: производство металлизованных окатышей (брикетов) по технологии NYL–III производительностью 1 млн. т/год; производство чугуна на установке Corex C-3000 производительностью 1,5 млн. т /год; производство чугуна (2 млн. т/год) на четырех последовательно вводимых установках ITmk-3, производство металлизованных окатышей (1 млн. т/год) на четырех вращающихся печах; производство чугуна (1,5 млн. т/год) на установке Cogex-3000 и металлизованного продукта (окатыш/брикет) на установке Midrex (без реформера), работающей с использованием газов Cogex. Анализ показал, что наиболее эффективными являются две схемы: производство чугунных гранул на базе установки ITmk-3 и производство металлизованных окатышей на комбинированной установке «колосниковая решетка-вращающаяся печь» с некоторым перевесом в пользу процесса ITmk-3.

С учетом химико-минералогической природы ВТМ очень перспективным является разработка технологии прямого твердофазного восстановления титаномагнетитов месторождения Тымлай по методу ITmk-3. Но недостатком существующего способа ITmk-3 является применение известкового флюса с образованием тугоплавких шлаков, затрудняющих каогуляцию железа.

Актуальным при развитии технологии является установление оптимальных температурно-временных условий восстановления,

выбор новых составов и количества флюсующих добавок и угля, обеспечивающих при металлизирующем обжиге селективность и полноту разделения железа от титанистого шлака, и снижение температуры его плавления. Важным аспектом проблемы представляется также поиск решений по последующему гидрохимическому обогащению шлака до кондиции ( $\geq 80\% \text{TiO}_2$ ), пригодной для последующего хлорирования.

## Литература

1. Вязовецкий Ю. В., Карепов С. В., Иванчук А. В., Ковалевский А. Ф. Тымлайское рудное поле – новая сырьевая база титаномагнетитовых руд в Казахстане. // Известия НАН РК. Серия геологическая. 2009. – № 3. – С. 40–49.
2. Зайко В. П., Жучков В. И., Леонтьев Л. И. и др. Технология ванадийсодержащих ферросплавов. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. – 515 с.
3. Юсфин Ю. С., Пашков Н. Ф. Металлургия железа. – М., Академкнига, 2007. – 464 с.
4. Леонтьев Л. И., Ватолин Н. А., Шаврин Н. С., Шумаков Н. С. Пирометаллургическая переработка комплексных руд. – М.: Metallurgia, 1997. – 432 с.
5. Курунов И. Ф. Прямое получение железа и бездоменная металлургия чугуна в XXI веке // Metallurg. – 2010. – № 6. – С. 27–32.
6. Osami Tsuge. Successful Iron Nuggets Production at ITmk-3 pilon plant? (publication) Iron making conference proceedings, 2002, Kobe Steel Ltd, Osaka, Japan.
7. Hazada Takao, Tsuge Osamu, Kobayashi Jsao, Tanaka Hidetoshi, Uemura Hiroshi. The development of new iron making processes. // Journal: Kobelco Technol Rev., 2005. – № 26. – P. 92–95.
8. J. Els, Dr. I. Gordon. ITmk-3 – передовая технология получения чугуна третьего поколения. Отчет/ Iron Unit Division Kobe Steel, Ltd/ 2004. – 41 с.
9. Евстюгин С. Н., Горбачев В. А., Бухаров В. А. и др. Технологические основы рациональных схем производства железа прямого получения из титаномагнетитов // Сталь. – 2010. – № 9. – С. 22–23.

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССОВ ОКУСКОВАНИЯ ТИТАНОМАГNETИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ТЕБИНБУЛАКСКОЕ»

**Е. В. Братыгин, Е. Г. Дмитриева, Д. С. Пешкин, И. А. Власов**  
(ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, [umbr@umbr.ru](mailto:umbr@umbr.ru))

Титаномагнетитовые руды являются одним из важнейших промышленных источников железа, ванадия и титана. Роль титаномагнетитовых руд для получения железа и ванадия с течением времени возрастает благодаря своим положительным горно-геологическим и минералого-технологическим особенностям – широкому распространению, крупным запасам, сравнительно простому геологическому строению; возможностям карьерной отработки, простой технологии обогащения, позволяющей получать железорудные концентраты с низкими содержаниями вредных примесей – серы и фосфора, высокой комплексности руд, использованию отходов (щебень и др.) и т. д. Наряду с многочисленными преимуществами обогащенного титаномагнетитового сырья, их основным недостатком можно считать низкое содержание оксидов кремния и алюминия, которое может существенно затруднить их окускование, особенно в процессе агломерации.

Одним из богатейших считается Тебинбулакское месторождение титаномагнетитовых руд (ТББК), расположенное в Караузакском районе Каракалпакстана Республики Узбекистан. Полученный в лаборатории института «Уралмеханобр» путем мокрого обогащения концентрат из руды ТББК содержал 66,6% Fe<sub>общ.</sub>, 28,3% FeO, 1,43% SiO<sub>2</sub>, 2,96% TiO<sub>2</sub> и 0,66% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Так как для более полного извлечения оксидов железа руду необходимо тонко измельчать (доля класса 0–0,044 мм составила 80–82%), то окускование такого тонкоизмельченного концентрата может вызвать затруднение и до недавнего времени его применяли только для производства обожженных окатышей [1].

Однако, работа доменных печей на 100% окатышей практически невозможна из-за снижения газопроницаемости столба шихты в нижней части доменной печи [2, 3]. В связи с этим, при проек-

тировании Качканарского ГОКа было предусмотрено производство как окатышей, так и высокоосновного агломерата, несмотря на его низкое качество (выход годного менее 70,0%). С другой стороны, использование низкремнистого агломерата в доменной плавке обеспечивает ряд преимуществ [4]: повышение степени косвенного восстановления; уменьшение выхода шлака, уменьшение ширины зоны когезии, улучшение газопроницаемости в нижней части доменной печи, снижение содержания кремния в чугунае, и, как следствие, значительная экономия кокса в ходе доменной плавки (3–5%).

Так как на вновь проектируемом заводе по переработке титаномагнетитовой руды месторождения ТББК предполагается использовать традиционную технологию получения чугуна и стали (доменная печь-конвертер), то необходимо предусмотреть производство обоих видов окускованного сырья – высокоосновного агломерата и неофлюсованных окатышей. С целью выработки оптимальных технологических решений по окускованию данного концентрата в лаборатории ОАО «Уралмеханобр» были проведены полномасштабные исследования процесса агломерации и обжига, задачей которых являлось определение оптимальной основности и расхода топлива, а также оценка физико-механических и физико-химических свойств агломерата и окатышей, которые в последствие будут использованы в доменном процессе.

Известно, что подготовка к агломерации низкремнистых концентратов титаномагнетита сопряжена с рядом трудностей [1]. Одной из проблем является плохая комкуемость концентрата, в результате чего в окомкованой шихте содержится большое количество мелочи, ухудшающей газопроницаемость слоя агломерационной шихты, тем самым снижая качество агломерата и производительность машины. Плохая спекаемость агломерата из низкремнистых концентратов так же зачастую обусловлена отсутствием шлаковой связки ввиду малого количества шлакообразующих компонентов. В этом случае приходится разбавлять богатые концентраты небольшим количеством кварцевого песка (1–1,5%) [5] или других добавок, иначе образование прочного агломерата невозможно. Кроме того, возникает необходимость определения оптимальной основности агломерата ( $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ ) и состава шлаковой связки, обеспечивающей максимальную прочность и наилучшие металлургические свойства агломерата.

Ранее проведенные исследования по получению агломерата на КГОКе с различной основностью показали, что наибольшей прочностью (холодной и горячей) обладают высокоосновные (свыше

2,0 ед.) агломераты [6]. Высокоосновный агломерат наиболее приемлем для использования с неофлюсованными окатышами, а при содержании в доменной шихте 50–60% окатышей позволяет практически полностью исключить подачу сырого известняка. Внедренная в 1990-х годах схема производства неофлюсованных окатышей и высокоосновного агломерата используется на КГОКе и в настоящее время как наиболее целесообразная [7, 8]. Однако, предварительные расчеты работы доменных печей по схеме ОАО «НТМК» (30% агломерата с основностью 2,2 и 70% неофлюсованных окатышей) показали, что при использовании окускованного сырья ТББК потребуются добавка в доменную шихту от 65 до 70 кг известняка на 1 т чугуна для получения оптимальной основности конечных шлаков 1,1–1,2 [2]. Подобная шихтовка доменных печей неизбежно приведет к повышению расхода кокса от 3 до 3,5% [1].

Таким образом, при использовании доменного сырья из концентрата ТББК необходимо либо снижать долю окатышей, что является нежелательным, либо увеличивать основность агломерата. Поэтому, при проведении лабораторных исследований было принято решение опробовать более широкий интервал основности агломерата – от 2,2 до 6,0.

Для компенсации дополнительных потерь тепла, связанных с разложением известняка, расход твердого топлива на шихту увеличивали пропорционально росту основности агломерата, в количестве 0,03 кг на 1 кг добавленного известняка. Спекания проводились на лабораторной чаше диаметром 100 мм и опытно-промышленной установке диаметром 320 мм. Высота слоя шихты составляла 350 мм, разрежение во время спекания поддерживалось постоянным. Всего было получено пять видов агломерата с основностью 2,2; 3,3; 4,0; 4,7; 6,0.

Гранулометрический состав окомкованной шихты приведен в таблице 1 и на рис. 1.

*Таблица 1*

Показатели окомкования при различной основности

Параметр	Основность				
	2,2	3,3	4,0	4,7	6,0
Содержание класса, % +7,5 мм	1,81	0,91	2,71	2,20	6,92
+5 мм	37,53	36,67	31,07	29,07	29,55
+3–5 мм	39,66	43,93	30,30	30,02	24,21
+1–3 мм	20,04	17,54	25,18	31,77	32,44

-1 мм	0,95	0,96	10,74	6,93	6,88
Итого	100	100	100	100	100
$d_m$ , мм	4,42	4,40	3,90	3,84	4,12
$d_{эКВ}$ , мм	3,54	3,59	2,12	2,37	2,40
Насыпная масса, кг/м <sup>3</sup>	1736,4	1733,09	1792,07	1658,72	1757,01
Влажность шихты, %	8,93	8,96	9,05	10,02	9,05

Анализ представленных данных показал, что с увеличением основности более 3,3 доля класса 1–3 мм и минус 1,0 мм в окомкованной шихте возрастает, доля классов более 3 мм снижается. Таким образом, можно сделать вывод, что увеличение доли известняка в шихте приводит к затруднению процесса окомкования при одинаковой влажности шихты и снижению газопроницаемости слоя. Указанное влияние основности можно объяснить тем, что увеличение доли известняка класса 3–0 мм в шихте приводит к появлению дополнительных центров окомкования и, как следствие, снижению доли комкуемого класса (менее 0,5 мм). В результате, увеличение доли зародышей окомкования приводит к росту содержания классов от 3,0 до 1,0 мм и снижению содержания более крупных классов, что делает гранулометрический состав шихты более однородным. Снижение среднего диаметра частиц шихты должно способствовать более полному проплавлению шихты и повышению качества агломерата.

В таблице 2 представлены показатели спекания, в которой за базовое (100%) значение взяты результаты спекания при основности 2,2.

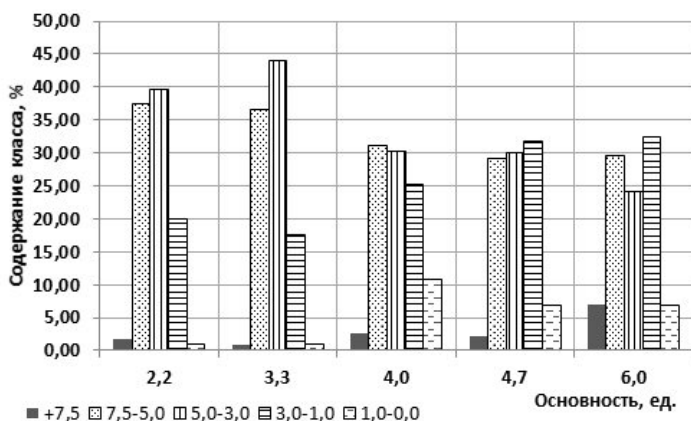


Рис. 1. Гранулометрический состав шихты

Анализ полученных данных показал, что выход годного и холодная прочность постепенно увеличиваются с ростом основности. С другой стороны, и истираемость агломератов также возрастает при увеличении основности, причем прирост составляет 30–50%. Сочетание высокой скорости спекания с достаточно высоким выходом годного при основности 4,7 дает самую высокую удельную производительность установки – увеличение по сравнению с базовым значением (основность 2,2) составило 18,8%.

Таблица 2

Относительные показатели спекания шихты  
с различной основностью

Показатель спекания	Основность				
	2,2	3,3	4,0	4,7	6,0
Выход годного,%	100,00	100,94	107,06	104,22	110,72
Холодная прочность,%	100,00	101,27	101,84	102,83	106,50
Истираемость,%	100,00	141,35	149,13	157,19	130,42
Скорость спекания,%	100,00	100,00	95,24	124,37	100,00
Удельная производительность,%	100,00	92,36	97,88	118,80	107,29

Снижение прочности межблочной связки и рост прочности самих блоков можно объяснить данными, полученными при проведении минералогического анализа полученного высокоосновного агломерата. На рисунке 2, а приведено изображение среза блока агломерата основностью 4,70, полученное с помощью электронного сканирующего микроскопа EVA-MA 15 в пучке рассеянных электронов, а на рисунке 2, б – результаты анализа вещественного состава того же агломерата, проведенного на рентгеновском дифрактометре порошковых материалов XRD-7000.

Как видно на рисунке 2, а блок полученного агломерата имеет четко выраженную зональную структуру: область вторичной кристаллизации (ВК), примыкающей к крупным порам (П) и область ферритизации (Ф). Изучение фазового состава этих областей (рисунок 2, б) выявило, что область вторичной кристаллизации представлена кристаллами магнетита (М) и гематита (G), образовавшимися при кристаллизации из расплава, алюмосиликоферритом кальция (CFAS), связывающем рудные кристаллы между собой и смесью силикоферрита кальция (CFS), перовскита (P) и ранкинита (R), заполняющей пространство между зернами, присутствуют и отдельные зерна шорло-

мита из группы гранатов. Поэтому при повышении основности доля ранкинита увеличивается и истираемость агломерата возрастает. Область ферритизации состоит из зерен гематита, находящемся в прочной связке с полукальцевым и однокальцевым ферритами ( $CF_2$ ). Так как кристаллизующийся железокальцевый расплав образует прочнейший кристаллический скелет, в промежутках между которыми расположены зерна гематита и, частично, первичного магнетита [9], то прочность блоков, а, следовательно, и годного агломерата очень высока. Соответственно, при повышении основности доля области ферритизации должна возрастать и выход годного увеличиваться.

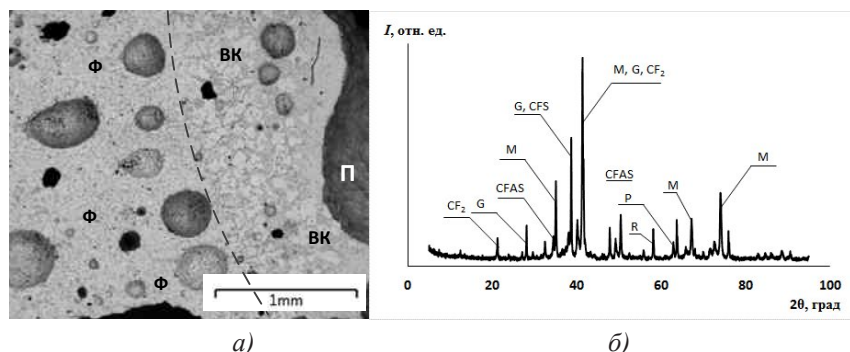


Рис. 2. Результаты минералогического анализа агломерата с основностью 4,7: а) результаты сканирующей микроскопии, б) дифрактограмма агломерата, расшифровка обозначений в тексте

Проведенный исследования показали, что тройные ферриты системы  $FeO-CaO-SiO_2$ , содержащие оксиды V и Ti и обнаруживаемые ранее в агломерате КГОКа [6], в данном случае отсутствуют из-за низкого содержания кремния в шлаковом расплаве, весь титан оказывается связан с оксидом кальция или входит в состав силикоферрита кальция, замещая частично ионы железа.

Химический анализ полученного агломерата (таблица 3) показал, что содержание железа в агломерате с основностью 2,2 составило более 63%, содержание титана 2,89%. Однако, при данной основности низкий температурный уровень процесса и малое количество расплава не позволяют получить низкозакаисный агломерат – содержание FeO превышает 13%, что может отрицательно повлиять на восстановимость и температуру размягчения агломерата, тем самым ухудшая его металлургические свойства.

При спекании шихты с более высокой основностью в агломерате снижается содержание железа до 58,8%, но образование большого

количество расплава позволяет получить агломерат с низким содержанием FeO (<6%). Кроме того, в этом агломерате меньше титана (2,59%), т. е. агломерат получается более легкоплавким.

Таблица 3

## Химический состав агломерата

Основность заданная	Содержание элементов в агломерате, %											
	Fe	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	P	S	C	Основность
2,2	63,70	13,80	75,67	1,45	1,76	4,42	0,57	2,89	0,0079	0,0047	0,037	2,51
3,3	62,10	8,36	79,43	1,38	1,82	6,17	0,57	2,73	0,0082	0,0049	0,021	3,39
4,0	60,90	6,20	80,11	1,4	1,86	7,78	0,59	2,72	0,0089	0,0077	0,019	4,18
4,7	58,83	5,97	77,41	1,28	1,94	9,32	0,69	2,59	0,009	0,013	0,026	4,80
6,0	58,40	7,01	75,64	1,41	1,87	11,3	0,62	2,57	0,0099	0,017	0,021	6,04

Расход кокса на процесс, равный 48 кг/т агломерата, можно считать оптимальным – углерод на процесс использовался практически полностью, его остаточное содержание по данным химического анализа составило менее 0,015%. Из данных таблицы 3 хорошо заметно влияние основности шихты на содержание остаточной серы в агломерате – при ее увеличении содержание S возрастает, при уменьшении снижается.

Так как для нормальной работы доменной печи при использовании в железорудной шихте офлюсованного до основности 4,7 агломерата необходима добавка обожженных неофлюсованных окатышей, то разработка технологии окускования включала в себя также и исследования процесса получения неофлюсованных окатышей на обжиговых машинах конвейерного типа. В их состав входило определение оптимальных условий для формирования прочных сырых гранул и изучение влияния температурно-временных параметров термообработки сухих окатышей на их прочностные свойства [10].

Проведенные исследования показали, что оптимальным для обжиговой конвейерной машины при производстве окатышей из титаномагнетитового концентрата месторождения Тебинбулакское является промежуточный режим – получены однородные (содержание FeO меняется от 1,57 до 1,77%) и прочные (300–378 кг/ок) обожженные окатыши, удовлетворяющие всем требованиям, предъявляемым к окатышам для доменной плавки.

Таким образом, в результате проведенных исследований было установлено, что оптимальными прочностными свойствами об-

ладает агломерат с основностью 4,7, кроме того при производстве данного агломерата достигается максимальная производительность агломашины. Для получения неофлюсованных окатышей на обжиговых машинах конвейерного типа рекомендован промежуточный режим термообработки, обеспечивающий прочность окатышей, удовлетворяющую требованиям доменной плавки.

## Литература

1. Доменное производство: Справочное издание. В 2-х т. Т. 1: Подготовка руд и доменный процесс / Под ред. Е. Ф. Вегмана – М.: Metallurgia, 1989.– 496 с
2. Леонтьев Л. И. Пирометаллургическая переработка комплексных руд / Леонтьев Л. И., Ватолин Н. А., Шаврин С. В. и др. // М.: Metallurgia, 1997.– 432 с.
3. Гошколепов М. М. Качканарский горнообогатительный комбинат и перспективы его развития / М. М. Гошколепов, В. Л. Колибаба // Проблемы Качканара.– Свердловск: Среднеуральское кн. изд-во.– 1971.– С.16–25.
4. Опытные плавки с изменением в доменной шихте ММК доли неофлюсованных окатышей ССГОК от 0 до 100% / З. И. Некрасов, Н. А. Гладков, Ю. В. Яковлев и др. // Сталь.– 1978.– № 1.– С. 11–18.
5. Watanabe K., Yasukawa M., Kamisaka C. et al. Improvement of productivity by installing P-type separate granulation process at Wakayama no. 5 sintering plant // CAMP ISIJ.– 2010. 23 – № 1.– С. 6–10.
6. Утков В. А. Высокоосновный агломерат.– М.: Metallurgia. 1977.– 156 с.
7. Меламуд С. Г., Юрьев Б. П. Разработка технологии доменной плавки на разноосновном железорудном сырье. Бюллетень ЦНИИ и ТЭИ, 2000. № 1–2. С. 35–39.
8. Разработка технологии доменной плавки титаномагнетитов с использованием железофлюса / Загайнов А. В., Тлеугабулов Б. С., Филатов С. В. и др. руды // Бюллетень «Черная металлургия»–2010.– № 5.– С. 13–18.
9. Малышева Т. Я. Петрография и минералогия железорудного сырья / Т. Я. Малышева, О. А. Долицкая – М.: Изд-во «МИСИС», 2004.– 424 с.
10. Пешкин Д. С. Исследование процессов окускования концентрата из титаномагнетитовых руд месторождения “Тебинбулак” / Пешкин Д. С., Дмитриева Е. Г., Лопатин Ю. Н., Братыгин Е. В. // Горный журнал, 2014, № 8.

## ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДЕЭЛЕКТРОЛИТНОГО ШЛАМА

**В. Г. Лобанов<sup>1</sup>, С. А. Мастюгин<sup>2</sup>, А. А. Королев<sup>2</sup>,  
С. А. Краюхин<sup>2</sup>, Р. С. Воинков<sup>2</sup>, В. А. Шунин<sup>2</sup>,  
А. Т. Хафизов<sup>1</sup>, Ю. И. Топоркова<sup>1</sup>**

*(1 – ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет  
им. первого Президента России Б. Н. Ельцина», г. Екатеринбург,  
lobanov-vl@yandex.ru; 2 – ОАО «Уралэлектромедь»,  
г. Верхняя Пышма, Свердловская обл.)*

Традиционные технологии переработки шламов основаны чаще всего на использовании высокотемпературных процессов – обжиг, спекание, плавка – и основной целью имеют получение золото-серебряного сплава, товарных селена и теллура. Остальные компоненты рассматриваются как примеси и выводятся в оборотных продуктах сначала в предшествующие переделы, а в конечном итоге – в отвалы шлаки или шламы.

Пирометаллургические технологии переработки шламов достаточно хорошо отработаны, имеют неоспоримые преимущества, прежде всего в скорости основных процессов. Вместе с тем специалистам очевидны недостатки плавки, которые побуждают поиск альтернативных вариантов.

В результате основной операции традиционной переработки шламов – плавке – основная масса примесей извлекается в гомогенный оксидно-силикатный шлак. Металлы находятся в нем в форме химически устойчивых соединений, а низкое содержание не позволяет рассматривать шлаки как потенциальное сырье для извлечения сурьмы, висмута, свинца и олова. Важной особенностью пирометаллургической переработки шламов является неизбежное образование больших объемов пылегазовых продуктов, улавливание и переработка которых сопряжены с значительными затратами. Склонность халькогенидов, свинца, мышьяка, сурьмы к образованию летучих оксидов обуславливает экологическую напряженность высокотемпературных приемов.

Отмеченные факторы предопределяют интерес к полностью гидromеталлургической технологии переработки шламов, включающей стадийное выщелачивание неблагородных металлов и выделе-

ние из полученных растворов товарных продуктов. Несомненными условиями такого подхода должны быть:

- сохранение благородных металлов на всех стадиях в твердом нерастворимом продукте, что исключает необходимость дополнительной очистки промрастворов;

- использование доступных, нетоксичных реагентов, обеспечивающих достаточную растворимость соединений извлекаемых металлов и приемлемые для практики объемы технологических растворов;

- возможность включения в схему обоганительных приемов, прежде всего флотации, для выделения концентрата на основе халькогенидов и благородных металлов, при этом окисленные соединения неблагородных металлов составят основу камерного продукта;

Одним из вариантов такого подхода может быть последовательность автоклавной обработки шламов и флотационной селекции с получением концентрата на основе халькогенов и благородных металлов. В камерном продукте остаются окисленные соединения свинца, мышьяка, сурьмы, висмута

При выборе варианта гидрометаллургического разложения селенида серебра, составляющего основу концентрата, необходимо, прежде всего, сравнить термодинамические приоритеты различных вариантов процесса.

Продуктами окислительного выщелачивания селенида серебра могут быть селенит и селенат – ионы. Примерами реализации указанного варианта могут быть азотнокислородное выщелачивание, гидрохлорирование, автоклавное выщелачивание в щелочных растворах /1–3/.

При восстановительном выщелачивании серебро восстанавливается до элементного состояния, а селен изменений не претерпевает. Подобный прием предложен в способе катодного выщелачивания селена из шламов /4/.

Приведенные данные свидетельствуют о том, что окислительные варианты разложения селенида серебра с термодинамической точки зрения представляют несколько большие возможности, чем воздействие даже таким сильным восстановителем, как металлический алюминий. Вместе с тем, известные из практики осложнения окислительного выщелачивания халькогенидов цветных металлов, в т. ч. селенида серебра, служат основанием для детального исследования возможности восстановительного выщелачивания медеэлектролитного шлама.

Отличительной особенностью обсуждаемого процесса является восстановление серебра непосредственно из твердой фазы селе-

нида. Продуктами реакции является металлическое серебро и селенид – ион. Процесс может быть реализован в кислой, щелочной и нейтральной среде. В числе достоинств восстановительного выщелачивания, как метода выделения селена и подготовки шлама перед плавкой, следует отметить:

- абсолютное сохранение благородных металлов в нерастворенном остатке;
- предполагаемая «мягкость» требуемых технологических режимов;
- полная адаптированность получаемых растворов для получения товарного селена;
- простота аппаратурного оформления.

При выборе восстановителя для практической реализации следует исходить из его восстанавливающей способности (потенциала), доступности (стоимости), возможности и сложности переработки образующихся продуктов, экологической чистоты и безопасности при использовании. С учетом данных соображений существенными преимуществами в качестве восстановителя в предлагаемом способе обладают сахар, его технические производные, алюминий, гидразин. По понятным причинам вариант использования газообразных восстановителей не может быть рекомендован для изучения и применения.

Помимо селенида серебра другим не менее важным компонентом шлама является окисульфатная фаза. Свинец в виде сульфата, сурьма и мышьяк в виде оксидов, антимонатов и арсенатов пребывают в степени предельного окисления. Естественно, что при любом окислительном воздействии, в том числе в автоклавах, эти соединения остаются в твердом виде. Растворить эти соединения можно только в комплексонах, причем прочность образующихся комплексных соединений должна быть весьма высокой. Известные попытки выщелачивать свинец из шламов солевыми, щелочными и ацетатными растворами /1,2/ ограничиваются лабораторными экспериментами и практического применения не нашли. Представляет интерес поиск более эффективных комплексонов, прежде всего таких, которые обеспечивают селективное выщелачивание свинца. К числу подобных растворителей, прежде всего, следует отнести щелочные соли некоторых высокомолекулярных органических кислот – ЭДТА, ОЭДФ и некоторых других. Термодинамические и кинетические особенности выщелачивания свинца из пылей плавильных агрегатов и других продуктов цветной металлургии подробно рассмотрены в /5/. Тестовые опыты, проведенные с использованием

обезмеженного шлама и хвостов флотационного обогащения, показали перспективность применения и убедительные преимущества указанных реагентов для выщелачивания свинца из шламов. При регенерации растворителей методом электроэкстракции данный подход может рассматриваться, как целевая операция, исключая оборот свинца и позволяющая получить товарный продукт.

В любом варианте переработка шлама завершается плавкой с получением золото-серебряного сплава. На комбинате «Уралэлектромедь» медьэлектролитный шлак после обезмеживания традиционно плавят в отражательных печах. Технологическая надежность, простота, отработанность режимов делают эти плавильные агрегаты незаменимыми, несмотря на широкую популярность новых высокоэффективных печей.

С известной периодичностью печи останавливают для частичной или полной замены огнеупорной футеровки. Отходы футеровки – выломки – содержат значительное количество золота и серебра. После ручной выборки крупных королек футеровку измельчают, усредняют и после анализа отправляют на медеплавильный завод (в настоящее время в плавку на свинцовый коллектор). Выломки донной части печи – лещади – после измельчения дополнительно обедняют на концентрационном столе. В любом случае масса драгметаллов в отгружаемых на плавку выломках составляет десятки килограммов. Весьма актуально более глубокое обеднение выломок и возврат большей части золота и серебра непосредственно на плавку шламов в химико-металлургическом цехе.

Специалистами завода совместно с кафедрой МТЦМ УрФУ изучена возможность флотационного выделения драгметаллов с использованием традиционных и необычных флотационных режимов и реагентов. Показана целесообразность измельчения выломок до крупности 80% – 0,074 мм. Для лучшей вскрываемости мельчайших зерен сплава ССЗ в огнеупорной массе предложено использовать предварительную электрофизическую обработку.

В оптимальных условиях суммарная степень извлечения драгметаллов из выломок составляет 95–97%.

## Литература

1. Пат. 2071978 РФ. Способ переработки медьэлектролитных шламов / Шалаева Т. С., Южанин А. В., Мастюгин С. А. [и др.]. Оpubл. 20.01.1997.

---

2. Пат. 2109823 РФ. Способ переработки медеелектролитных шламов / Шалаева Т. С., Южанин А. В., Кремко Е. Г. [и др.]. Оpubл. 27.04. 1998.

3. Беленький А. М., Петров Г. В., Бодуэн А. Я., Куколевский А. С. Азотнокислое выщелачивание медеелектролитных шламов // Записки Горного института: Новые технологии в металлургии, химии, обогащении и экологии – СПб, 2006.– Т. 169. С. 53–56.

4. А.с. 496963 СССР. Способ извлечения селена из селенсодержащих шламов электровыщелачиванием / Угорец М. З., Костиков А. И., Букетов Е. А. и др; опубл. 25.12.1975

5. Карелов С. В., Анисимова О. С., Мамяченков С. В., Сергеев В. А. // Известия ВУЗов. Цветная металлургия. 2008. № 2. С. 20–24.

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ РУДЫ БЕРЕЗОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

**В. Г. Лобанов<sup>1</sup>, Ф. М. Набиуллин<sup>2</sup>, В. Б. Начаров<sup>2</sup>,  
А. А. Русских<sup>2</sup>, Н. А. Филонов<sup>2</sup>, С. В. Миков<sup>2</sup>,  
Е. И. Тимофеев<sup>1</sup>, П. А. Замотин<sup>1</sup>**

*(1-ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет  
им. первого Президента России Б. Н. Ельцина», г. Екатеринбург,  
lobanov-vl@yandex.ru; 2- ОАО «Березовский рудник»,  
г. Березовский, Свердловской обл.)*

На старейшем в России Березовском руднике уже более 70 лет добывают подземным способом и перерабатывают сульфидно-кварцевую руду. Многочисленными исследованиями установлено, что золото, преимущественно свободное, приурочено к сульфидно-кварцевой минерализации, в меньшей степени вкраплено в зерна пирита, галенита и других сульфидов, незначительно рассеяно в кварце. В силу особенностей состояния золота в руде наилучшие технико-экономические показатели достигаются при использовании простейшей схемы, включающей достаточно крупный помол руды, гравитационное извлечение крупного золота и флотацию с получением пиритного концентрата. Золотосодержащие продукты традиционно перерабатывали на уральских медеплавильных заводах.

В изменившихся экономических условиях в 2008–2009 г.г. возникла острая необходимость реструктуризации технологии переработки руды и схемы реализации товарной продукции. Прежде всего, в силу удорожания услуг медеплавильных предприятий, вызванных объективными причинами, назрел поиск альтернативных вариантов переработки концентратов. Наиболее очевидным было стремление извлекать золото непосредственно на руднике, но параллельно пришлось решать ряд задач в рудоподготовке и обогащении.

Проведенными ранее многочисленными исследованиями установлено, что в дробленной руде золото сосредоточено в мелком классе. С целью повышения эффективности переработки руды в целом на стадии рудоподготовки организовано избирательное дробление, при котором крупный класс с минимальным содержанием золота

(0,2–0,3 г/т) реализуют в качестве товарного щебня. Дополнительное дробление класса + 20 мм на роторной дробилке, установленной в 2013 году, позволило повысить товарную ценность щебня и снизить потери золота. Отличительной особенностью продукта роторной дробилки является приближенная к кубовидной форма щебня, что резко повысило его ликвидность. Несмотря на некоторые потери золота со щебнем в целом усовершенствование схемы дробления позволило:

- сократить в 2 раза объем руды, подаваемой на измельчение и флотацию и тем самым уменьшить затраты на ее переработку;
- повысить содержание золота в флотационном концентрате до 30–40 г/т и уменьшить его объем;
- получить дополнительную прибыль от реализации щебня.

Наиболее значимые перемены связаны с извлечением золота из руды и промпродуктов. Изначальными (50-е годы XX века) проектными решениями обогащения руды было предусмотрено извлечение крупного золота отсадочными машинами. В последние годы на обогатительной фабрике установлены высокопроизводительные центробежные концентраторы Knelson. В 2013 году пущен в эксплуатацию более совершенный концентратор с элементами автоматической разгрузки (Falcon SB).

Основными фазовыми компонентами гравитационного концентрата являются пирит (до 100%), галенит (до 5%), халькопирит (до 1%), техногенное железо (до 1%); содержание золота – от 80 до 500 г/т, серебра от 50 до 300 г/т. Первичный концентрат, выделяемый с использованием указанных концентраторов, а также концентратационного стола СК-2, в несколько стадий с промежуточным доизмельчением подвергают перечистке и выделяют «золотую головку» с содержанием золота более 1%. Хвосты перечистки направляют в основную схему переработки вместе с флотоконцентратом. Минеральную основу «головки» растворяют в азотной кислоте, нерастворенный остаток представляет собой черновое золото, направляемое на аффинаж. В последнее время «головку» отправляют на металлургическую переработку без дополнительного кондиционирования. Короткий технологический цикл, производственная простота являются основными преимуществами существующей схемы выделения крупного золота.

Совместно с кафедрой МТЦМ УрФУ на руднике проведены исследования по автономной пирометаллургической переработке гравитационных концентратов. С учетом высокого содержания в гравитационном концентрате галенита предпочтение было отда-

но плавке на «внутренний» коллектор. Так называют осадительную плавку концентратов, содержащих в своем составе металл-коллектор. В целом особенности такого процесса хорошо изучены, вместе с тем, представляла интерес технико-экономическая оптимизация данного подхода применительно к конкретному объекту.

В качестве объекта исследований использовали частную пробу концентрата, содержание основных компонентов и расчетный фазовый состав которого приведены в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Химический состав исследуемой пробы концентрата

Элемент	Fe	Pb	Cu	Zn	Sb	S	Bi	Au	Ag
Содержание, %	45	6,2	0,3	0,03	0,03	45	0,02	0,24	0,07

Таблица 2

Расчетный вещественный состав пробы концентрата

Минеральная фаза	FeS <sub>2</sub>	PbS	CuFeS <sub>2</sub>	ZnS	Fe <sub>металл.</sub>	SiO <sub>2</sub>
Содержание, %	85,1	7,2	0,9	0,45	3,4	остальное

В качестве коллектора вполне очевидно использование свинца, содержащегося в требуемых количествах в исследуемом концентрате. В металлургической технологии с целью минимизации выделения в газовую фазу диоксида серы (по экологическим причинам) в качестве восстановителя используют металлическое железо. В таких условиях можно было ожидать удовлетворительное коллектирование золота свинцом, образующимся по реакциям:



Для предотвращения окисления серы, образующейся в результате при диссоциации пирита на начальном этапе и обеспечения восстановительной атмосферы на поверхность шихты вводили уголь или кокс. По литературным данным оптимальное количество угля должно составлять 2–3% от массы шихты. Железо, как основной восстановитель свинца в составе шихты не только способствует образованию коллектора, но и связывает большую часть серы, выделяющейся при разложении пирита:



предотвращая тем самым выделение серы в атмосферу. С учетом реакции (3) стехиометрический расход железа на указанный выше состав концентрата составляет 40–50% от массы концентрата. Специфика поведения железа такова, что этот реагент расходуется только на полезный процесс. Опыты показали, что целевое взаимодействие (реакция 2) протекает весьма интенсивно, необходимости увеличивать реакционную поверхность нет. В этой связи в опытах использовали прутки металлического железа, в избытке загружаемые в расплав. Железо в условиях плавки (не более 1473 К) не расплавляется, расходуется только на целевую реакцию, его избыток не мешает и по окончании плавки перед сливом продуктов может быть извлечен для использования в переработке новой порции концентрата.

Для снижения вязкости щтейно-шлакового расплава и более полного коллектирования золота свинцом в состав шихты вводили соду. Оптимальный расход соды по опытным данным 20–30% от массы шихты. Результаты укрупнено-лабораторной плавки, проведенной в индукционной печи, приведены в табл. 3.

Таблица 3

## Результаты укрупнено-лабораторной плавки

	Масса, г	Содержание, % (г/т)					Выход от массы концент. %	Извле- чение, золота, %
		Au	Ag	Cu	Sb	Bi		
Сплав	92,5	2,59%	0,65%	2,9%	0,3%	0,23%	9,3	99,2
Шлак	1435	13,8 г/т					146	0,8

В опытах был получен веркблей с содержанием золота до 10% и штейн, в который извлекается не более 2–3% золота. Штейн возвращается в голову обогатительного процесса. Для переработки свинцового сплава предложено использовать электролиз в нитратном электролите. Переплавкой анодного шлама получили черное золото.

Приведенный способ /1/ переработки гравитационных концентратов рассматривается как основной вариант для выделения крупного золота в продукт аффинажной готовности.

В руде, поступающей на обогащение в последние 15–20 лет, периодически резко возрастает содержание талька. Обладая высокой естественной гидрофобностью, тальк полностью переходит в пенный продукт. Обильная и устойчивая пена при этом ощутимо нарушает ход процесса, выход флотоконцентрата возрастает, а содержание золота в нем снижается до 15–20 г/т. С целью нейтрализации

отмеченных негативных проявлений на показатели переработки руды и концентрата изучена возможность подавления талька лигносульфонатами. Лабораторные исследования дали положительные результаты. Подобраны режимы ввода, организована практическая подача сухого реагента в технологическую схему флотации.

Для переработки флотоконцентрата предложена и 2010 г пущена в эксплуатацию технология чанового активного выщелачивания с элементами аппаратной активации пульпы /2/ и осаждением золота из продуктивных растворов цементацией. Требуемая продолжительность выщелачивания при умеренных технологических режимах не превышает 10 часов. По результатам 3-х лет работы фактическое извлечение золота в раствор составляет в среднем 93–95%. С учетом невысоких передельных затрат цианирование концентрата оказалась очень эффективным. Вместе с тем, относительно высокое остаточное содержание золота в хвостах цианирования (2–4 г/т) делает необходимым поиск путей повышения извлечения.

В числе возможных форм нахождения золота в хвостах цианирования рассматриваются:

- золото, вкрапленное в зерна концентрата и не вскрытое при данной крупности помола;
- крупные «золотинки», для растворения которых требуется значительно больше времени;
- золото, перешедшее в раствор, но сорбированное углистыми и другими сорбционно– активными компонентами концентрата;
- природные соединения золота, прежде всего теллурид, растворение которых затруднено и требует особого подхода.

По ряду косвенных факторов наиболее вероятными являются две последние причины.

Изучена возможность повышения эффективности цианирования и степени извлечения золота при использовании реагентов – активаторов. Положительные результаты лабораторных опытов послужили основой для проведения полупромышленных испытаний. Для этих задач использовали типовые бетономешалки объемом 160 л. Проверена индивидуальная и комплексная эффективность сульфита, тиосульфата и бромиды натрия, солей щавелевой кислоты и других активаторов. В лучших опытах с активаторами остаточное содержание золота в хвостах цианирование удалось снизить до 1 г/т.

Отмечено, что в любых режимах извлечение серебра в раствор при цианировании не превышало 30%.

1. Патент РФ № 2439176 от 10.01.2012
2. Патент РФ № 2439174 от 10.01.2012

## **ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КОМБИНИРОВАННЫХ ПИРО-ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ СПОСОБОВ ДЛЯ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТАНТАЛ-НИОБИЕВОГО СЫРЬЯ**

**Л. Ю. Удоева, А. Н. Мансурова,  
В. М. Чумарев, Л. И. Леонтьев**

*(ФГБУН Институт металлургии Уральского отделения РАН,  
г. Екатеринбург, pcmllab@mail.ru)*

Сложный состав тантал-ниобиевых руд, тонкая вкрапленность целевых минералов в пустой породе осложняют получение экономически приемлемых показателей их обогащения. При обогащении руд колумбитовой формации тантал переходит в концентрат, из которого его не извлекают при традиционной переработке на ферроний.

Дефицит танталового сырья в России, стратегическая значимость ниобия, особенно тантала, диктуют необходимость поиска путей повышения рентабельности использования руд танталоносных месторождений и разработки эффективных методов селекции металлов для технологии переработки колумбитовых концентратов.

Известные способы переработки колумбитовых концентратов предусматривают гидрохимическое извлечение ниобия и тантала в виде пентаоксидов либо прямое пирометаллургическое получение ферроний. Эти технологии неэффективны: в первом случае из-за больших эксплуатационных затрат и низкой экологичности, во втором – из-за потерь с ферронием тантала, на долю которого приходится более 60% от суммарной стоимости металлов. В этой связи в России и за рубежом ведутся разработки новых технологий переработки колумбитового сырья. Например, бразильская компания «Rapaanapeta Group» разрабатывает и испытывает технологию, включающую плавку колумбитов с переводом ниобия и тантала в сплав и последующую гидрохимическую переработку сплава с получением  $Ta_2O_5$  (или  $K_2TaF$ ) и  $Nb_2O_5$ . Гидрохимическая переработка бразильских тантал-ниобий содержащих ферросплавов ведется кампанией «Silmet» (Эстония). Судя по рекламно-коммерческой информации («ТЭС», № 101, 2000 г.) разработки бразильской компании

«Mamore Mig. Met.», в основе которых лежат элементы технологии фирмы «G.Stark», позволяют извлекать тантал из колумбитового сырья. Однако детали разработок зарубежные фирмы не раскрывают.

Ранее в ИМЕТ УрО РАН и ВНИИХТ [1, 2] была экспериментально проверена технология химико-металлургической переработки бедных черновых тантал-ниобиевых концентратов и показана целесообразность применения способов пироселекции металлов применительно к редкометальному сырью, содержащему 2–5% Ta, 2–10% Nb. В последнее время в ходе изучения восстановимости природных танталониобатов был выявлен опережающий темп восстановления ниобия в сравнении с танталом [3, 4]. Выполнен комплекс экспериментальных исследований взаимодействия с углеродом искусственных и природных минералов, содержащих ниобий и тантал (колумбит, танталит, воджинит, стрюверит, микролит). Установлено, что при нагреве шихт, содержащих колумбит-танталит и восстановитель (углерод, алюминий), вначале образуются обогащенная ниобием карбидная фаза и две оксидные фазы. Первая оксидная фаза обогащена ниобием и представляет собой ниобиевый тапиолит ( $\text{FeNbO}_3$ ), вторая, обогащенная танталом, – «измененный» танталит, приближающийся в ходе дальнейшего развития процесса при  $T > 1523 \text{ K}$  к составу  $(\text{Mn}, \text{Ta})_x\text{O}_{4-y}$ . Так происходит последовательный переход танталониобатов, имеющих орторомбическую кристаллическую решетку, в тетрагональную фазу – тапиолит, изоструктурную диоксиду ниобия. Восстановление тапиолита завершается образованием металлической фазы. При этом тантал преимущественно остается в оксидной фазе. Опережающий темп восстановления ниобия из железомарганцевых танталониобатов указывает на возможность селекции ниобия и тантала в процессе высокотемпературной обработки сырья колумбит-танталитовой формации.

Для танталониобатов ( $\text{FeNb}_2\text{O}_6$ ;  $\text{FeNbO}_3$ ;  $\text{MnNb}_2\text{O}_6$ ;  $\text{FeTa}_2\text{O}_6$ ;  $\text{MnTa}_2\text{O}_6$ ;  $\text{Mn}_4\text{Nb}_2\text{O}_9$ ;  $\text{Mn}_4\text{Ta}_2\text{O}_9$ ) были вычислены теплоты образования  $\Delta H^\circ_{298}$ , энтропия  $S^\circ_{298}$  и  $\text{Cr}^\circ_{298}$ . Экспериментально определены теплоты фазовых переходов и зависимость  $\text{Cr}$  от температуры [5]. Полученные значения термодинамических величин танталониобатов использованы при термодинамическом моделировании фазообразования.

Термодинамическая модель взаимодействия танталониобатов железа и марганца с восстановителем подтвердила образование промежуточных оксидных фаз, в которых ниобий и тантал находятся в четырех и пятивалентном состояниях. Температурные области существования этих фаз при различных соотношениях танталониобат: восстановитель указывают на возможность пироселекции тантала и ниобия. Например, в процессе карботермической обработки концентратов обогащен-

ния руд месторождения «Липовый Лог», содержащих: 61,4% (Fe, Mn) (Nb, Ta)<sub>2</sub>O<sub>6</sub> при соотношении Nb: Ta = 3,5 возможно извлечение до 95% ниобия в сплав Fe-Nb-C при сохранении более 90% тантала в оксидной фазе. При этом отношение Nb: Ta в оксидной фазе может быть снижено с 3.5 до 0.2. Эти показатели достижимы при температурах процесса 1823–1873 К и соотношении концентрат: углерод равном 6,7: 1. В оптимальных условиях пиротермической оксидной фазы будет содержать, %: 18,0 Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 4,1 Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 14,1 MnO; 11,0 CaO; 18,1 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 26,6 SiO<sub>2</sub>, металлическая – 63,7% Nb; 0,1% Ta; 27,8% Fe; 8,4% С.

Возможность пирометаллургического извлечения тантала из колумбитового сырья моделировали на концентратах обогащения руд различных месторождений. На примере «Зашихинского» концентрата (64,8% (Fe, Mn) (Nb, Ta)<sub>2</sub>O<sub>6</sub>), показано [6], что при оптимальных параметрах алюминотермической плавки может быть обеспечен преимущественный перевод тантала в шлак, а ниобия в сплав на основе железа – ферросплав. Наибольшее содержание ниобия в ферросплаве (59%) достигается без добавления в шихту железа. Введение в шихту 5% и 10% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> снижает содержание ниобия в ферросплаве до 55% и 52%, а кремния с 5,7% до 3,5% соответственно. Возможности пирометаллургического обогащения [7] были показаны также на более сложных видах сырья [8]. Селекция тантала и ниобия пирометаллургическим методом экспериментально подтверждена и наглядно может быть продемонстрирована, например, взаимосвязью извлечений ниобия в ферросплав, а тантала в шлак, выявленной в ходе проверки алюминотермической плавки колумбитового концентрата, содержащего 50,8% Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> и 8,2 Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (рис.1).

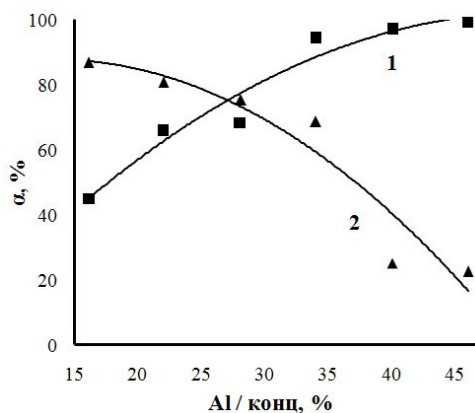


Рис.1. Зависимость извлечения ( $\alpha$ ) Nb в сплав (1) и Ta в шлак (2) от расхода алюминия при плавке колумбитового концентрата

При восстановительной плавке тантал-ниобиевого сырья радиоактивные (РАЭ) и редкоземельные (РЗЭ) элементы практически нацело переходят в шлак (табл. 1). Это обеспечивает соблюдение требований норм радиационной безопасности (отделение РАЭ в голове технологической схемы) и позволяет рекомендовать к использованию пирометаллургическую стадию в технологиях переработки сложного по вещественному и минералогическому составу рудного сырья, содержащего редкие тугоплавкие и редкоземельные металлы [9].

*Таблица 1*

Распределение суммарной радиоактивности по продуктам алюминотермической плавки тантал-ниобиевых концентратов

Концентрат месторождения	Распределение $\Sigma$ Th, %		
	шлак	сплав	возгон
Этыкинское	87.0–88.0	0.5–1.5	11.0–12.0
Белогорское	92.0–93.0	1.0–1.5	5.0–6.0
Орловское	98.0–99.0	0.5–1.0	0.2–0.5

Традиционные методы механического обогащения оловосодержащих тантал-ниобиевых руд не позволяют выделить мономинеральные концентраты. Так, при обогащении руд месторождения «Этыкинское» в тантал-ниобиевые концентраты переходит значительное количество олова, а в касситеритовый концентрат – тантала и ниобия. Колумбитовый концентрат обогащения руд «Зашихинского» месторождения содержит до 8.0% SnO<sub>2</sub>. Поэтому технологии переработки таких концентратов должны предусматривать возможность извлечения олова.

Из тантал-ниобиевых концентратов олово может быть извлечено восстановительно-сульфидирующей плавкой, позволяющей переводить тантал и ниобий в металлический сплав, а олово в возгоны. Возможность возгонки олова продемонстрирована результатами испытаний переработки бедных тантал-ниобиевых концентратов [1]. Судя по результатам лабораторных исследований, такой прием может быть применим также к богатому ниобием колумбитовому сырью. В первом случае, в качестве восстановителя целесообразно использовать углерод (кокс), во втором – алюминий. При алюминотермической плавке шихты, содержащей восстановитель алюминий «АПЖ» и сульфидизатор – пирит, из колумбитового концентрата (45.0% Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 5.6 Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 8.0 SnO<sub>2</sub>) в лабораторных условиях было переведено в возгоны более 90% олова, в ферросплав – 98.5% и 95.6% ниобия и тантала соответственно.

Из сплавов, полученных при восстановительной плавке концентратов, олово может быть извлечено кислотной обработкой. Эксперименты по селективному выщелачиванию олова из тантал-ниобий содержащих ферросплавов проведены на образцах, полученных восстановительной плавкой бедного тантал-ниобиевого (сплав № 1) и колумбитового концентратах (сплав № 2, табл. 2).

Таблица 2

## Химический состав сплавов

Сплав, №	Содержание в сплаве, %					
	Ta	Nb	Sn	Fe	Mn	Si
1	5.3	7.7	7.5	48.7	5.5	23.7
2	4.9	43.1	7.1	29.1	3.7	3.1

В экспериментах по выщелачиванию олова из сплавов (крупность менее 0.1 мм) испытаны растворы 15%  $H_2SO_4$ +2.5% NaCl (известный из практики переработки вторичного олова) и 20% HCl + 2.5%  $HNO_3$ . Оптимальными признаны следующие условия выщелачивания: отношение Т: Ж = 1:10, температура 70–80°C, продолжительность 60 мин. Эти параметры процесса позволяют селективно извлечь из сплава № 1 в раствор до 98.5% олова, в кках выщелачивания от 0.5% до 0.7% Sn. Тантал, ниобий, железо и марганец практически не выщелачивались. Концентрация Ta+Nb в растворе не превышала  $4 \cdot 10^{-3}$  г/дм<sup>3</sup>. Обработка этими реагентами оловянистого феррониобия (сплав № 2) позволяла перевести в раствор только 34–38% олова. Низкое извлечение олова объясняется его фазовым состоянием в феррониобии. Если в сплаве № 1 олово находится в основном виде  $\beta$ -Sn, то в феррониобии на 60–70% представлено трудно растворимым интерметаллидом  $Nb_3Sn$ . Таким образом, необходимым условием применения кислотного выщелачивания для извлечения олова является отсутствие в тантал-ниобиевых сплавах трудно вскрываемого интерметаллидного соединения  $Nb_3Sn$ . При плавке оловосодержащих колумбитов это условие обеспечивается содержанием в феррониобии кремния не ниже 8–10%.

***Работа выполнена при финансовой поддержке программы Президиума РАН (проект № 12-П-1019) с привлечением оборудования ЦКП «Урал-М».***

## Литература

1. Чумарев В. М., Окунев А. И., Красиков С. А., Федоров В. Д., Сафонов А. В., Технология комплексной переработки оловянно-редкометалльного сырья // Цветные металлы. 1995. № 2. С. 22–24.
2. Чумарев В. М., Щербакова С. Н., Свиридов А. Н., Красиков С. А., Кожухметов С. М. Обогачительно-металлургическая схема переработки оловянно-редкометалльных руд месторождения «Сырымбет» / Труды междунар. Конф. «Металлургия XXI века: шаг в будущее». г. Красноярск. 1998. С. 293–294.
3. Чумарев В. М., Марьевич В. П., Мансурова А. Н., Кожухметов С. М. Фазообразование и кинетика восстановления металлов при взаимодействии колумбита, танталита и воджинита с углеродом // Металлы. 2008. № 2. с. 10–15.
4. Чумарев В. М., Марьевич В. П., Мансурова А. Н. Фазовые превращения и кинетика взаимодействия микролита и стрюверита с углеродом // Металлы. 2009. № 2. с. 3–7.
5. Мансурова А. Н. Исследование процессов фазообразования при восстановлении тантала и ниобия из танталониобатов железа и марганца: автореф. дис. канд. хим. наук. Екатеринбург. 2010. 23 с.
6. Удоева Л. Ю., Мансурова А. Н., Чумарев В. М., Леонтьев Л. И. Моделирование алюминотермического метода селекции тантала и ниобия применительно к переработке танталсодержащих колумбитовых руд. Материалы XVII международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург: ФортДиалог-Исеть. 2012. с. 115–118.
7. Леонтьев Л. И., Ватолин Н. А., Шаврин С. В., Шумаков Н. С. Пиromеталлургическая переработка комплексных руд. М.: Metallurgy, 1997. 432с.
8. Удоева Л. Ю., Чумарев В. М., Кожухметов С. М., Коковешникова Т. А. Термодинамическое моделирование поведения редких металлов при карботермическом восстановлении олово-редкометалльного сырья // Комплексное использование минерального сырья. 2010. № 1. С. 63–70.
9. Танутров И. Н., Кожевников Г. Н., Чумарев В. М. Перспективные пути развития сырьевой базы германия и редких тугоплавких металлов / Труды научно-технической конференции «Проблемы и перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИ-ОКР». Екатеринбург: ИздатНаукаСервис, 2011. Т. 1. с. 292–298.

## ВОЛЬТАМПЕРОМЕТРИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ СИНТЕЗА АЛЮМИНИЯ И ЕГО СПЛАВОВ ПРИ ЭЛЕКТРОЛИЗЕ РАСПЛАВОВ $\text{KF-AlF}_3$

**А. В. Суздальцев<sup>1</sup>, А. Ю. Николаев<sup>1,2</sup>, Ю. П. Зайков<sup>1,2</sup>**  
(1-ФГБУН Институт высокотемпературной электрохимии  
УрО РАН, [suzdaltsev\\_av@mail.ru](mailto:suzdaltsev_av@mail.ru); 2-ФГБОУ ВПО «УрФУ  
им. первого Президента России Б. Н. Ельцина»,  
г. Екатеринбург, [zaikov@ihte.uran.ru](mailto:zaikov@ihte.uran.ru))

### Введение

Развитие металлургической отрасли, связанное с ресурсосбережением и снижением негативного экологического воздействия, не представляется возможным без инновационных решений в ходе тесного взаимодействия науки и производства. Уже на сегодняшний день в условиях постоянного удорожания энергоносителей, ресурсов и штрафов за выбросы отравляющих газов в атмосферу некоторые направления металлургической отрасли перестают быть прибыльными в периоды мировых и локальных экономических спадов. Яркий тому пример – производство алюминия путем электролиза криолит-глиноземного расплава при 950–970 °С с использованием углеродных анодов.

Последние научные исследования и разработки в области электролитического получения алюминия были направлены на замену традиционного криолит-глиноземного расплава на расплав  $\text{KF-NaF-AlF}_3\text{-Al}_2\text{O}_3$  [1–5], которая позволила бы снизить температуру электролиза на 150–200 °С, использовать смачиваемые алюминием катоды [1–2, 4] и нерасходуемые кислородвыделяющие аноды [1–3]. Данная технология подразумевает новый энерго- и ресурсосберегающий экологически чистый способ получения алюминия в измененной конструкции электролизера, однако для ее внедрения необходимы опытные исследования.

Большая часть получаемого алюминия используется в электротехнике, однако в последнее время со стороны аэрокосмической, автомобильной и других отраслей возрос спрос на сплавы алюминия с кремнием, бором, титаном, скандием, цирконием и другими модифицирующими элементами. Интерес этот обусловлен тем, что

уже незначительная добавка перечисленных элементов в алюминий улучшает его технологические свойства. В настоящее время сплавы алюминия получают механическим смешением, либо металлотермическим способом, общими недостатками которых являются неравномерность распределения легирующего компонента в алюминии, сложность в управлении свойствами получаемых сплавов, необходимость использования дополнительных реакторов. От этих недостатков можно избавиться используя прямой одностадийный электрохимический синтез сплавов алюминия непосредственно при электролизе криолит-глиноземного расплава, либо расплава на основе системы  $\text{KF-AlF}_3\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-MeO}_x$  (где Me – легирующий элемент).

В данной работе при помощи вольтамперометрии рассмотрены электрохимические особенности процесса получения алюминия и его сплавов при электролизе расплава  $\text{KF-AlF}_3$ . Для примера выбраны разные по природе легирующие элементы – электроположительный по отношению к алюминию кремний и электроотрицательный скандий.

## Эксперимент

Электрохимические измерения проводили в трех-электродной графитовой ячейке на воздухе при 720 °С. Температуру в печи контролировали при помощи терморегулятора «Варта ТП703» и хромель-алюмелевой термопары с точностью  $\pm 2$  °С. Графитовый тигель, в который помещали расплав массой 200 г служил противозлектродом. В качестве рабочего электрода использовали спектрально-чистый графит (СЧГ), экранированный корундовой трубкой. Электрод сравнения – углеродный в равновесной смеси  $\text{CO}+\text{CO}_2$  [6]. Перед измерениями расплав подвергали предварительному потенциостатическому электролизу для удаления остаточных электроположительных по отношению к алюминию примесей. Вольтамперограммы получали при помощи потенциостата-гальваностата PGSTAT AutoLab 302N и ПО NOVA 1.10 (Eco Chemie, Netherlands) с учетом омического падения напряжения в измерительной цепи. При подготовке электролитов использовались индивидуальные реагенты (ОАО «ВЕКТОН»):  $\text{KF}$ ;  $\text{NaF}$  –  $\text{XCl}$ ;  $\text{AlF}_3$  –  $\text{XCl}$ ;  $\text{SiO}_2$  –  $\text{Cl}$ ;  $\text{Sc}_2\text{O}_3$  –  $\text{Cl}$ .

## Результаты и обсуждение

Расплавы  $\text{KF-AlF}_3$  и  $\text{KF-AlF}_3\text{-Al}_2\text{O}_3$ . Для установления механизма осаждения скандия сначала были получены вольтамперо-

граммы в расплаве, мас.%.  $\text{KF-AlF}_3$  (Рис. 1). После очистного электролиза остаточная плотность тока при развертке потенциала до  $-1.10$  В (до выделения алюминия) достигает  $70$   $\text{mA}/\text{cm}^2$ . Она может быть связана с образованием раствора  $\text{Al}^+$  в расплаве [7], образованием карбида алюминия, либо разрядом недоочищенных в ходе предэлектролиза примесей. Разряд алюминия (пик  $\text{Al}$ ) происходит при потенциале около  $-1.25$  В и пиковой плотности тока  $0.28$   $\text{A}/\text{cm}^2$ . Это значение близко к термодинамическому. Наличие двух-трех пиков ( $\text{Al}'$ ,  $\text{Al}''$ ) на анодной ветви в при потенциалах около  $-0.80$ ,  $-0.55$ , и  $-0.30$  В может быть связано с окислением разных форм алюминия ( $\text{Al}$ ,  $\text{Al}^+$ ,  $\text{Al}_4\text{C}_3$ ). При потенциале от  $-1.43$  В (пик  $\text{K+Al}$ ) предположительно начинается выделение калия (положительнее термодинамического значения за счет возможного интеркалирования в графит). Анодная ветвь  $\text{F}$  характеризует разряд ионов фтора до  $\text{CF}_4$ .

Добавка  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в расплав  $\text{KF-AlF}_3$  приводит к смещению потенциала совместного выделения алюминия и калия (пик  $\text{K+Al}$ ), сглаживанию пика  $\text{Al}$  и увеличению катодной плотности тока в области потенциалов от  $-0.6$  до  $-1.2$  В. Эти факты указывают на усложнение структуры электроактивных комплексов, возникновение затруднений по их доставке к электроду и разряду. На обратной ветви вольтамперограммы можно отметить отсутствие пика  $\text{Al}'$  и появление пика  $\text{O}$  при потенциале около  $0$  В, связанное с разрядом электроактивных частиц до  $\text{CO}$  и  $\text{CO}_2$ .

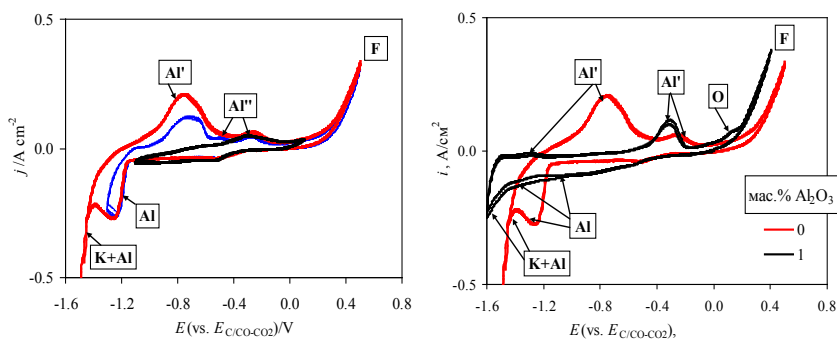


Рис. 1. Вольтамперограммы, полученные на СЧУ в расплавах  $\text{KF-AlF}_3$  (слева) и  $\text{KF-AlF}_3\text{-Al}_2\text{O}_3$  (справа) при скорости развертки потенциала  $0.1$  В/с и  $720$  °С.

**Расплав  $\text{KF-AlF}_3\text{-Sc}_2\text{O}_3$ .** На Рис.2 представлены вольтамперограммы, полученные на СЧУ в расплаве  $\text{KF-AlF}_3$  без добавки и с до-

бавкой 1.0 мас.%  $\text{Sc}_2\text{O}_3$ . Добавка 1 мас.%  $\text{Sc}_2\text{O}_3$  в расплав приводит к появлению катодных пиков **Al+Sc** и **K+Al+Sc** при потенциалах около -1.55 и -1.82 В, соответственно. Первый может быть связан с выделением скандия, либо с совместным выделением алюминия и скандия. Второй – с совместным выделением всех присутствующих в расплаве металлов (**Al**, **Sc**, **K**), либо с вторичным восстановлением  $\text{Sc}_2\text{O}_3$  катодно выделяющимся калием. Появление пика **K'**, увеличение ширины и плотности анодных пиков (**Al'**, **Al''**) на обратном ходе вольтамперограммы связано с большим значением пропущенного электричества при развертке потенциала в катодную сторону. В целом наличие этих пиков можно объяснить окислением разных форм алюминия и скандия. Пик выделения  $\text{CO}$  и  $\text{CO}_2$ , по всей видимости, смазан пиками **Al''**.

**Расплав  $\text{KF-AlF}_3\text{-SiO}_2$ .** Добавка 1 мас.%  $\text{SiO}_2$  в расплав  $\text{KF-AlF}_3$  приводит к появлению пика выделения  $\text{CO}$  и  $\text{CO}_2$  (пик **O**), а также пика выделения кремния **Si** на вольтамперограмме при потенциале около -0.85 В. На обратном ходе развертки потенциала величина плотности тока пика растворения алюминия и кремния **Al+Si** меняется незначительно.

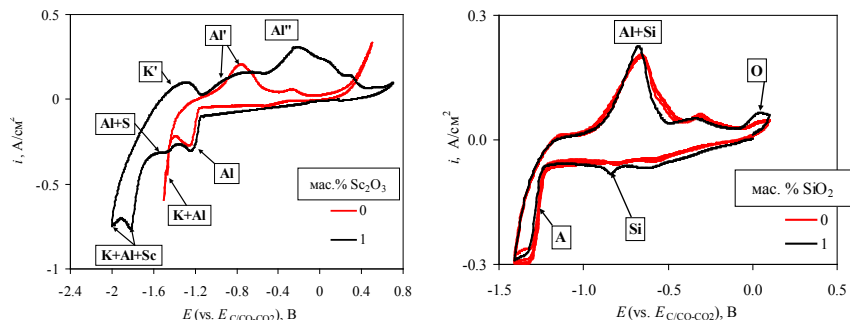


Рис. 2. Вольтамперограммы, полученные на СЧУ в расплаве  $\text{KF-AlF}_3$  без добавок и с добавками 1 мас.%  $\text{Sc}_2\text{O}_3$  (слева) и 0.5 мас.%  $\text{SiO}_2$  (справа) при скорости развертки потенциала 0.1 В/с и 720 °С.

## Выводы

Методом вольтамперометрии рассмотрены некоторые электрохимические аспекты электрохимического синтеза алюминия и его сплавов с кремнием и скандием при электролизе расплава  $\text{KF-AlF}_3$  с добавками (1 мас.%)  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Sc}_2\text{O}_3$  и  $\text{SiO}_2$ . Катодное выделение кремния происходит при потенциале (-0.85 В) положительнее по-

тенциала выделения алюминия (-1.25 В), а скандия – отрицательнее (-1.55 В).

Из полученных данных можно сделать предположение, что сплавы Al-Sc и Al-Si могут быть получены электрохимическим способом, при этом при высоких плотностях тока и потенциалах отрицательнее -1.4 В не исключено вторичное восстановление:  $\text{Sc}_2\text{O}_3$  калием;  $\text{SiO}_2$  алюминием и калием.

### Благодарности

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации (тема «Разработка энергосберегающего способа получения алюминия, содержащего бор или скандий с использованием расплавленных солей», шифр заявки 2014–14–579–0032–0332).

### Литература

1. J. Yang, J. N. Hryn, B. R. Davis, A. Roy, G. K. Krumdick, J. A. Pomykala, Jr., *Light Metals*, (2004) 321–326.
2. Yu. Zaikov, A. Khramov, V. Kovrov, V. Kryukovsky, A. Apisarov, O. Tkacheva, O. Chemezov, N. Shurov, *Light Metals*, (2008) 505–508.
3. S. Helle, M. Tresse, B. Davis, D. Guay, L. Roue, *J. Electrochem. Soc.*, 159 (2012) E62-E68.
4. A. A. Kataev, K. R. Karimov, Y. B. Chernov, N. P. Kulik, V. B. Mal'kov, B. D. Antonov, E. G. Vovkotrub, Yu. P. Zaikov, *Russian metallurgy*, 8 (2010) 689–701.
5. A. V. Suzdaltsev, O. V. Limanovskaya, V. N. Nekrasov, A. P. Khramov, Yu. P. Zaikov, *Electrochimica Acta*, 75 (2012) 296–304.
6. A. В. Суздальцев, А. П. Храмов, Ю. П. Зайков, *Электрохимия*, 48 (2012) 1251–1263.
7. А. Н. Барабошкин, *Электрокристаллизация металлов из расплавленных солей*, М: Наука, (1976) 93–98.

## ПОЛУЧЕНИЕ КРЕМНИЯ ЭЛЕКТРОЛИЗОМ KF-KCl-K<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub> РАСПЛАВОВ НА ПОДЛОЖКАХ ИЗ СЕРЕБРА, ВОЛЬФРАМА И УГЛЕРОДНЫХ МАТЕРИАЛОВ

**А. В. Исаков, А. П. Аписаров, Ю. П. Зайков**

*(ИВТЭ УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия, ihte\_uran@mail.ru)*

Электролиз кремнийсодержащих галогенидных расплавов является перспективным методом получения кремния. Он позволяет получать кремний как в виде кристаллических порошков различного гранулометрического состава, так и сплошных покрытий. Для развития промышленного способа получения кремния электролизом большое значение имеет получение компактных осадков. Электролитическое разложение соединений кремния в среде KF-KCl-K<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub> расплавов способно обеспечить получение компактных слоев в диапазоне температур 670–850 °С на углеродных подложках.

Серебро, вольфрам, никель и углерод являются перспективными электродными материалами для получения кремния. Серебро не взаимодействует с кремнием при температурах процесса. Достоинством графита является легкость его в обработке, низкий удельный вес и возможность снятия слоя кремниевого покрытия без повреждений. Вольфрам, никель и серебро используются в качестве токоподвода в литий-ионных ХИТ высокой емкости.

Целью данной работы является исследование фазового состава и микроструктуры электролитических осадков кремния полученных электролизом расплавов.

Кремниевые покрытия получали электролизом KF-KCl-K<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub> (10 мол.%) расплава при мольном соотношении KF/KCl=0,8. Расплав готовили из индивидуальных солей KF·HF (99,9 мол.%), KCl (99,9 мол.%), K<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub> (99,95 мол.%). Смесь осушенного KCl и KF·HF нагревали до расплавления и выдерживали до полного удаления HF. Затем проводили предэлектролиз. После этого добавляли K<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub> дополнительно очищенный от оксидных примесей фторированием. Содержание примесей в исходных солях и приготовленных расплавах контролировали методом масс-спектрологии с индуктивно связанной плазмой на приборе iCAP 6300 (Thermo Scientific Inc.). В качестве материалов подложек использовали серебро, вольфрам, углерод (марки МПГ), стеклоуглерод, никель.

Процесс вели в двухэлектродной ячейке. Схема ячейки представлена на рис.1. Электроосаждение проводили в углеродном тигле с никелевыми токоподводами. Графитовый тигель служил контейнером для расплава. Катод (положку) помещали в расплав на требуемую глубину. Затем проводили электролиз при  $700\text{ }^{\circ}\text{C}$  и катодной плотности тока  $0,02\text{ А/см}^2$ .

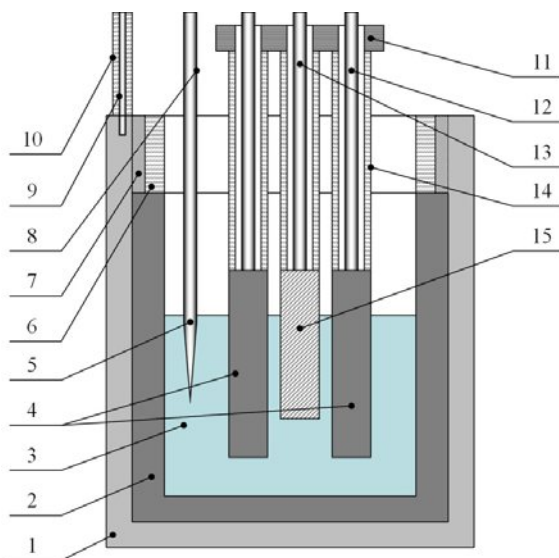


Рис. 1. Электрохимическая ячейка для электролиза  $\text{KF-KCl-K}_2\text{SiF}_6$ ;  
 1 – никелевый стакан; 2 – графитовый стакан; 3 – расплав;  
 4 – графитовые аноды; 5 – термопара; 6 – кварцевое барьерное кольцо;  
 7 – графитовая засыпка; 8 – чехол термопары; 9 – никелевый токоподвод;  
 10 – кварцевый чехол; 11 – центратор; 12 – анодный токоподвод;  
 13 – катодный токоподвод; 14 – кварцевые чехлы; 15 – катод.

Электролизом  $\text{KF-KCl-K}_2\text{SiF}_6$  получены сплошные осадки кремния имеющие хорошую адгезию с подложками различной формы (Рис. 2).

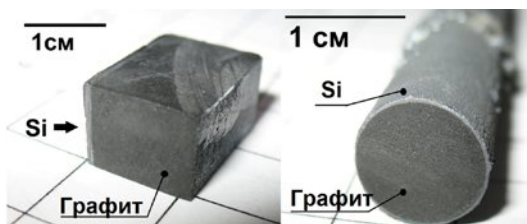


Рис. 2. Покрытия кремния полученные электролизом расплава  $\text{KF-KCl-K}_2\text{SiF}_6$  на графитовых подложках.

На рисунке 3 представлены данные рентгенофазового анализа и общий вид осадков на различных подложках. Электролитические осадки кремния (Рис. 3, а-г) были темно-серого цвета с металлическим отблеском.

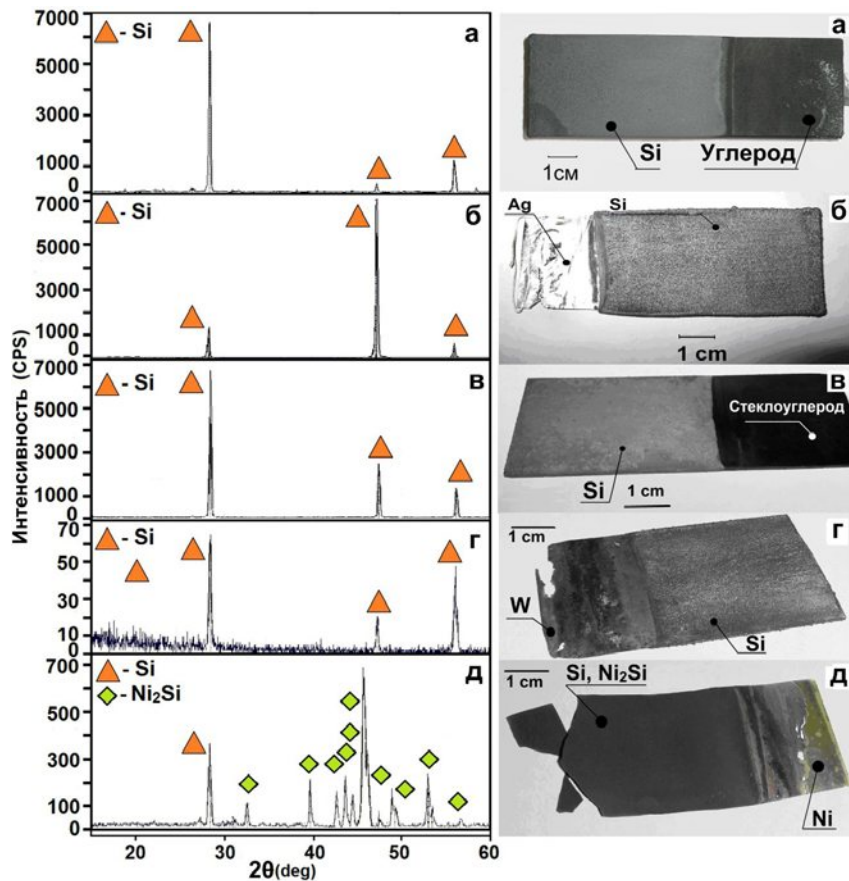


Рис. 3. Данные рентгенофазового анализа и общий вид осадков полученных электролизом  $\text{KF-KCl-K}_2\text{SiF}_6$  (осадок/материал подложки): а – Si/графит; б – Si/серебро; в – Si/стеклоуглерод; г – Si/вольфрам; д – Si, Ni<sub>2</sub>Si/никель;

При электроосаждении кремния на никелевую подложку (Рис. 3, д) образовывалось темно-зеленое матовое покрытие и наблюдалось повышение хрупкости подложки. Данные рентгенофазового анали-

за показали, что электролитические осадки (Рис. 3, *a-z*) являются однофазными. На подложках из углерода (Рис. 3, *a, в*) и серебра (Рис. 3, *б*) повышенной амплитудой обладают пики соответствующие рефлексам от плоскостей роста кристаллов кремния (111) и (110) соответственно. Образец на никелевой подложке (Рис. 3, *д*) состоял из двух фаз Si и Ni<sub>2</sub>Si.

Данные металлографических исследований (Рис. 4) показывают, что при электроосаждении формируются сплошные поликристаллические покрытия кремния с ориентированной столбчатой структурой.

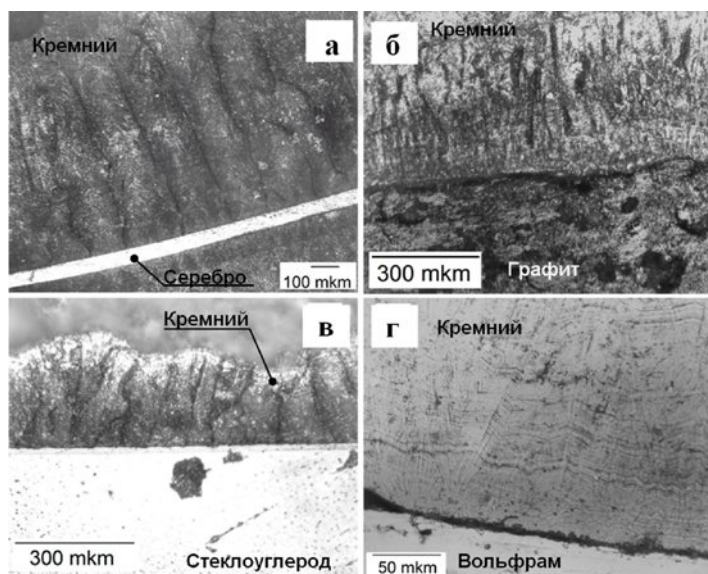


Рис. 4. Шлифы поперечного сечения электролитических осадков кремния полученных электролизом при 20 мА/см<sup>2</sup> и 973 К на подложках: *a* – серебро; *б* – графит; *в* – стеклоуглерод; *г* – вольфрам;

По границам зерен и на границе раздела Si/подложка наличие посторонних фаз не наблюдается. По динамике процесса травления можно говорить о том, что более высокая травимось границ зерен объясняется неравновесным положением атомов на границах зерен и наличием на них дислокаций, а не наличием посторонних фаз. Границы Si/графит были исследованы при помощи КР спектроскопии сопряженной с микроскопией. Данные КР спектроскопии показали, что не наблюдается колебательных полос, которые можно было бы отнести к колебаниям связи Si-C.

После обработки травителем на покрытиях не выявлены скрытые трещины, сколы или другие структурные несплошности покрытий. Однако на границах раздела Si/углерод (Рисунок 4, б) и W/углерод (Рис. 4 з) наблюдалось незначительное отслаивание при механическом воздействии.

На шлифах а, б, в (Рис. 4) наблюдались разделяющие соседние зерна малоугловые границы с небольшим отклонением от нормали к подложке.

Подобные структуры (Рис 4, а, б, в) принято называть столбчатыми или колонарными. На шлифе (Рис. 4, з) перпендикулярные границы зерен выражены менее четко по сравнению с горизонтальными. При осаждении на вольфрамовой подложке получена слоистая структура. Для полученных столбчатых покрытий был рассчитан средний поперечный размер зерен на расстоянии 150 мкм от подложки. Средний размер зерен возрастает в ряду: графит (50 мкм) → стеклоуглерод (55 мкм) → Ag (110 мкм).

Таким образом, определены, условия получения сплошных однофазных поликристаллических покрытий на подложках из W, Ag, стеклоуглерода, графита. Данные материалы могут быть в дальнейшем использованы для получения кремния для различных применений.

*Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 13-03-12235 офм м*

УДК: 544.623: 544.6.018.42

## ТЕМПЕРАТУРА ЛИКВИДУСА БОРСОДЕРЖАЩИХ ЭЛЕКТРОЛИТОВ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ АІ–В СПЛАВОВ

**А. А. Катаев<sup>1</sup>, О. Ю. Ткачева<sup>1</sup>, А. Е. Дедюхин<sup>1</sup>,  
А. В. Руденко<sup>1,2</sup>, Ю. П. Зайков<sup>1,2</sup>**

*(1 – ИВТЭ УрО РАН, г. Екатеринбург, alexsandr\_kataev@mail.ru;*

*2 – УрФУ, г. Екатеринбург, lrizon1@gmail.com)*

Развитие современной промышленности тесно связано с разработками в области функциональных материалов. Разработка и совершенствование новых, более эффективных, способов получения материалов скажется на их доступности и приведет к более широкому использованию. АІ–В сплавы – важный функциональный конструкционный материал для авиационной, космической, атомной и машиностроительной отраслей.

Приготовление заданных объемов сплавов и рафинирование алюминия требует использования АІ–В лигатур. Важными показателями для лигатур наряду с содержанием В в алюминии являются распределение и дисперсность фаз. Традиционные способы получения лигатур АІ–В могут обеспечить эти параметры, однако главными недостатками их являются необходимость повторного расплавления металла и высокие температуры процесса.

Перспективным процессом получения АІ–В лигатур является низкотемпературный электролиз борсодержащих криолит глиноземных расплавов (КГР). В этом способе предлагается использовать расплавы солей на основе калиевого криолита. Это позволит проводить приготовление АІ–В лигатуры при температурах ниже 800 °С непосредственно в электрохимической ячейке. В последние годы в ходе разработки научных основ низкотемпературного электролиза КГР физико-химические свойства калиевых и калий-натриевых КГР были хорошо изучены. Перспективными источниками бора для применения в таких электролитах являются  $\text{KBF}_4$  и  $\text{B}_2\text{O}_3$ . Введение в КГР борсодержащих компонентов, несомненно, окажет влияние на их свойства.

Целью настоящего исследования являлось выявление основных закономерностей изменения температуры ликвидуса фторидных ( $\text{KF-NaF-AlF}_3$ )– $\text{KBF}_4$  и оксидно-фторидных ( $\text{KF-NaF-AlF}_3\text{-Al}_2\text{O}_3$ )– $\text{KBF}_4$  систем на основе калиевого криолита, с криолитовым отно-

шением 1,3–1,5, при варьировании концентрации  $\text{KBF}_4$  от 0 до 15 мол. %.

Приготовление тройной смеси  $\text{KF-NaF-AlF}_3$  проводили смешиванием  $\text{KF-AlF}_3$  и  $\text{NaF-AlF}_3$  в соответствующих пропорциях. Смеси калиевого и натриевого криолитных составов готовили из солей  $\text{AlF}_3$  (хч) и  $\text{KF}\cdot\text{HF}$  (хч),  $\text{NaF}$  (хч) по известной методике [1]. Следует отметить, что криолитовое отношение, которое для индивидуальных криолитов определяется как отношение молярных концентраций фторида щелочного металла к фториду алюминия, для смесей калиевого и натриевого криолитов рассчитывали по уравнению  $\text{KO} = (\text{N}_{\text{KF}} + \text{N}_{\text{NaF}}) / \text{N}_{\text{AlF}_3}$ .

Температуру ликвидуса определяли методом термоанализа (ТА), который заключается в регистрации температуры расплава при его охлаждении. Тигель (стеклоуглерод) с исследуемым расплавом (50 г) находился в герметичном кварцевом контейнере. В крышке контейнера имелись отверстия для двух термопар ( $\text{Pt-Pt/Rh}$ ), загрузки добавок, входа и выхода инертного газа (аргон).

Возможную термическую диссоциацию  $\text{KBF}_4$ , растворенного в калиевом криолите, с образованием газообразного  $\text{BF}_3$  проверяли в условиях проведения ТА расплава  $\text{KF-AlF}_3\text{-KBF}_4$ . В течение опыта температуру исследуемого расплава меняли в процессе цикла «охлаждение–нагрев», как правило, в интервале от 590 до 750 °С. Длительность каждого цикла составляла около 2 часов. Добавки  $\text{KBF}_4$  загружали в электролит равными порциями по ~ 1 мол. % при температуре расплавленной смеси 750 °С. Образцы электролита намораживали на холодную трубочку во время опыта до и после цикла «охлаждение–нагрев». Содержание бора в образцах определяли методом ИСР. Время отбора проб электролита и концентрация бора приведены в таблице 1. Концентрация бора практически не меняется в процессе цикла «охлаждение–нагрев», что подтверждает устойчивость  $\text{KBF}_4$  в легкоплавком калиевом криолите  $\text{KF-AlF}_3$  при температурах ниже 800 °С.

Измеренные температуры ликвидуса в расплавах  $(\text{KF-AlF}_3)\text{-KBF}_4$  и  $(\text{KF-NaF} (10\text{мас.}\%)\text{-AlF}_3)\text{-KBF}_4$  ( $\text{KO}=1,3$ ) показаны на рисунке 1. Там же приведены температуры ликвидуса систем калиевого криолита с добавками щелочных металлов  $(\text{KF-AlF}_3)\text{-NaF}$  [2] и  $(\text{KF-AlF}_3)\text{-LiF}$  [1]. Добавки  $\text{KBF}_4$  в калиевый криолит и смесь калиевого и натриевого криолитов с низким  $\text{KO}$  значительно повышают температуру ликвидуса так же, как и добавки фторидов щелочных металлов. Этот факт необходимо учитывать при выборе состава электролита для электролиза.

Таблица 1

Содержание бора в образцах электролита до и после цикла «охлаждение-нагрев» в процессе ТА расплава  $\text{KF-AlF}_3\text{-KBF}_4$  ( $\text{KO}=1.3$ )

Число термоциклов (добавок $\text{KBF}_4$ )	Время взятия пробы после начала опыта, ч	Концентрация бора в электролите, мас.%
1 термоцикл (1 добавка $\text{KBF}_4$ )	2.3 4.3	0.70 0.62
2 термоцикл (2 добавка $\text{KBF}_4$ )	5.7 7.5	1.10 1.19
3 термоцикл (3 добавка $\text{KBF}_4$ )	8.0 9.9	1.60 1.60
4 термоцикл (4 добавка $\text{KBF}_4$ )	10.0 13.2	2.40 2.30

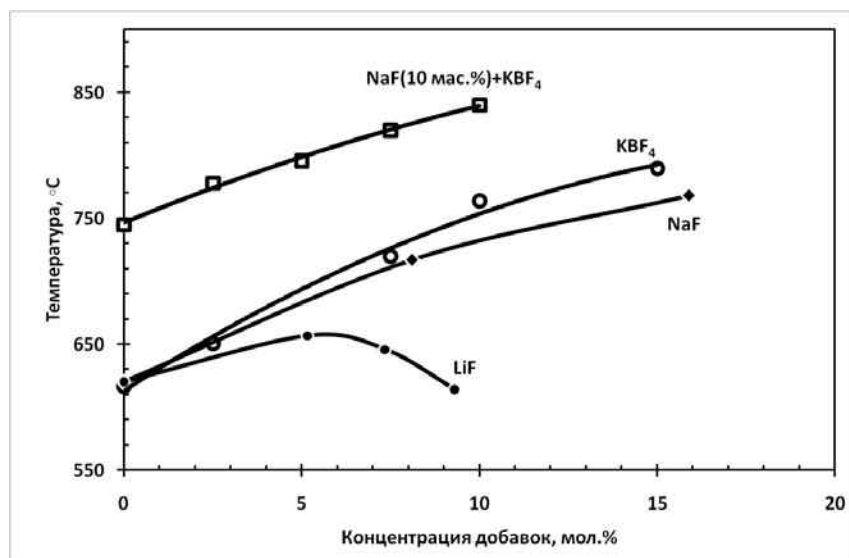


Рис. 1. Влияние различных добавок на температуру ликвидуса расплава  $\text{KF-AlF}_3$  с  $\text{KO}=1.3$

Добавки оксида алюминия снижают температуру ликвидуса расплавов как содержащих, так и не содержащих добавки  $\text{KBF}_4$ . Изменение температуры ликвидуса смеси  $\text{KF-NaF}$  (10 мас.%)  $-\text{AlF}_3$ —

$\text{KBF}_4$  ( $\text{KO}=1,3$ ), с концентрацией  $\text{KBF}_4$  3 и 5 мол.% показано на рисунке 2. Там же приведены данные по температуре ликвидуса, опубликованные в работе [3] для системы такого же основного состава, но без добавок соединений бора. Квази-бинарные фазовые диаграммы «электролит–оксид алюминия» имеют вид диаграммы с простой эвтектикой. Левая ветвь кривой, соответствующая температуре первичной кристаллизации электролита, получена методом ТА. Правая ветвь построена по результатам опытов по определению растворимости  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , проведенных методом изотермического насыщения.

Метод изотермического насыщения заключается в том, что навески  $\text{Al}_2\text{O}_3$  добавляют в расплав, выдерживающийся при постоянной температуре, до тех пор, пока  $\text{Al}_2\text{O}_3$  растворяется в электролите. Точку насыщения  $\text{Al}_2\text{O}_3$  определяют как методами химического анализа, так и визуально.

Несмотря на то, что добавки  $\text{KBF}_4$  в калиевый криолит и его смеси с натриевым криолитом повышают температуру ликвидуса, концентрационная область гомогенности растворов оксида алюминия значительно расширяется.

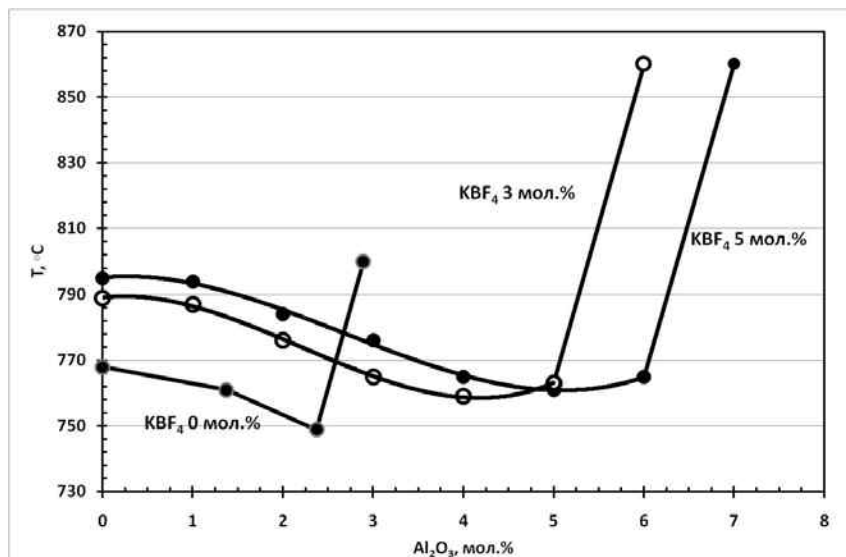


Рис. 2. Влияние добавок  $\text{Al}_2\text{O}_3$  на температуру ликвидуса расплава  $\text{KF-NaF}$  (10 мас.%) -  $\text{AlF}_3$  с  $\text{KO}=1,3$

На основании проведенных исследований можно заключить, что исследуемые многокомпонентные расплавленные фторидные смеси

состава  $\text{KF-NaF-AlF}_3\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-KBF}_4$  могут быть рекомендованы в качестве электролитов для получения сплавов  $\text{Al-V}$ . Растворимость  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в легкоплавких криолитовых смесях повышается с введением в них  $\text{KBF}_4$ . Однако, при выборе электролита необходимо учитывать повышение температуры ликвидуса, связанное с введением добавок  $\text{NaF}$  и  $\text{KBF}_4$ .

### Литература

1. Аписаров А. П., Дедюхин А. Е., Редькин А. А., Ткачева О. Ю., Зайков Ю. П. Физико-химические свойства расплавленных электролитов  $\text{KF-NaF-AlF}_3$ // Электрохимия. – 2010. – № 2. – С. 212–216.
2. Дедюхин А. Е., Аписаров А. П., Ткачева О. Ю., Редькин А. А., Зайков Ю. П., Фролов А. В., Гусев А. О. Влияние  $\text{NaF}$  на электропроводность и температуру ликвидуса расплавленной системы  $\text{KF-AlF}_3$ // Расплавы. – 2008. – № 4. – С. 44–50.
3. Дедюхин А. Е., Аписаров А. П., Ткачева О. Ю., Редькин А. А., Зайков Ю. П., Фролов А. В., Гусев А. О. Растворимость  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в расплавленной системе  $\text{KF-NaF-AlF}_3$ // Расплавы. – 2009. – № 2. – С. 23–28.

*Научное издание*

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ  
В ОБЛАСТИ ТЕОРИИ И ПРАКТИКИ ДОБЫЧИ  
И ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО  
И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Международная  
научно-практическая конференция  
*(Екатеринбург, 5–7 ноября 2014 года)*

Материалы

Том II

Общая редакция  
**Газалеевой** Галины Ивановны

Ответственный редактор  
**Новопашина** Галина Дмитриевна

Редактор *Г. Д. Новопашина*  
Корректор *Г. Д. Новопашина*  
Верстка *Л. Е. Чупруновой*

Подписано в печать 28.10.2014. Формат 60x84/16.  
Бумага писчая. Печать офсет. Усл. печ. л. 20.  
Тираж 200 экз. Заказ 5180.

ООО «Издательство УМЦ УПИ»  
620078, Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2,  
тел.: (343) 362-91-16, 362-91-17

Отпечатано в типографии  
ООО «Издательство УМЦ УПИ»  
620078, Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2,