

ВЕСТНИК

Магнитогорского государственного
технического университета им. Г. И. Носова

№ 3 (19) сентябрь 2007 г.

Журнал включен в Реферативный журнал и Базы данных ВИНТИ, а также в Перечень ведущих рецензируемых научных журналов и изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук по рекомендации экспертных советов по разработке месторождений твердых полезных ископаемых, металлургии и металловедению. Электронные версии журнала размещаются на сетевом ресурсе Научной Электронной Библиотеки в сети Интернет.

Издается с марта 2003 года

Редакционная коллегия:

Главный редактор:

Б.А. Никифоров – проф., д-р техн. наук.

Заместители:

В.М. Колокольцев – проф., д-р техн. наук;

Г.С. Гун – проф., д-р техн. наук;

М.В. Чукин – проф., д-р техн. наук
(отв. редактор).

Члены редколлегии:

В.А. Бигеев – проф., д-р техн. наук;

С.Е. Гавришев – проф., д-р техн. наук;

В.Н. Калмыков – проф., д-р техн. наук;

Т.С. Кузнецова – доц., канд. техн. наук;

С.И. Лукьянов – проф., д-р техн. наук;

С.А. Песина – проф., д-р фиол. наук;

С.И. Платов – проф., д-р техн. наук;

М.А. Полякова – доц., канд. техн. наук;

В.М. Салганик – проф., д-р техн. наук;

М.В. Шубина – доц., канд. техн. наук.

Редакционный совет:

А.В. Дуб – ген. директор

ОАО НПО «ЦНИИТМАШ», д-р техн. наук;

Д.Р. Каплунов – член-кор. РАН, проф. ИПКОН
РАН, д-р техн. наук;

В.Ф. Рашиников – Президент ООО "Управляющая
компания ММК", проф., д-р техн. наук;

В.М. Счастливец – академик РАН, д-р техн. наук;

А.Б. Сычков – зам. начальника техотдела Молдавского
металлургического завода,
д-р техн. наук;

Ken-ichiro Mori – Professor Department of Production
Systems Engineering, Toyohashi University
of Technology, Japan;

Maciej Pietrzyk – Professor Akademia Gorniczo-
Hutnicza, Krakow, Poland.

© ГОУ ВПО «МГТУ», 2007

Подписку можно оформить по общему каталогу изданий органов научно-технической информации «Почта России», подписной индекс журнала 73849 – для предприятий, 73856 – для индивидуальных подписчиков, либо приобрести непосредственно в редакции.

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС11-1157 от 18 апреля 2007 г.

Адрес редакции:

455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38

Тел.: (3519) 29-85-17

Факс (3519) 23-57-60

E-mail: mgtu@magtu.ru; nis@magtu.ru

Журнал подготовлен к печати Издательским центром
МГТУ им. Г.И.Носова.

Отпечатан на полиграфическом участке МГТУ.

Подписано к печати 18.09.2007.

Заказ 545. Тираж 500 экз. Цена свободная.



СОДЕРЖАНИЕ

Разработка месторождений полезных ископаемых и техногенных оборудований	3
<i>Бобров С.А., Кисляков В.Е.</i> Режим нарушения и восстановления земель на открытых горных работах	3
<i>Кисляков В.Е., Чустугишев В.М.</i> Отработка межшаговых целиков драгой со шнековым рабочим органом	5
<i>Шишкин В.И., Трубкин И.С.</i> Исследование вязущих свойств хвостов обогащения в твердеющей закладке подземных рудников	7
<i>Трубкин И.С., Зубков А.А.</i> Закладочные смеси для горных выработок с применением конвертерных шлаков ММК и хвостов обогащения медно-серных руд ..	12
Физические и химические процессы горного производства	15
<i>Хлусов А.Е.</i> О влиянии податливости пласта полезного ископаемого на величину предельного прогиба кровли горной выработки, закрепленной анкерами	15
Рудоподготовка и обогащение полезных ископаемых..	19
<i>Садыков В.Х.</i> Совершенствование дисковых вакуум-фильтров для обезвоживания железнорудных концентратов	19
<i>Сединкина Н.А.</i> Влияние различных параметров на сепарацию промпродукта ДОФ-5 ОАО «ММК»	22
<i>Гмызина Н.В., Гмызин В.А.</i> Исследование флотиремости углей с использованием в качестве реагентов органических соединений и продуктов нефтехимического производства	25
<i>Гладских В.И., Лекин В.П., Хасанов Н.И., Ушеров А.И., Полушкин М.Е., Ушерова Е.В.</i> Современное состояние подготовки шихтовых материалов к агломерации в ОАО «ММК»	29
Экономика, организация и управление в горной промышленности	31
<i>Першин Г.Д., Утешев В.А.</i> Определение основных технико-экономических показателей при оценке эффективности работы канатных пил в карьере	31
Металлургия черных, цветных и редких металлов	37
<i>Вдовин К.Н., Ушеров А.И., Махоткина Е.С.</i> Изучение поведения отходов производства вторичного алюминия (ОПВА) в пирометаллургических процессах ..	37
<i>Ушаков С.Н., Горосткин С.В., Масальский Т.С., Бохатов М.А., Алексеев В.Л.</i> Совершенствование технологии разлива стали на МНЛЗ ККЦ ОАО «ММК» ..	39
<i>Быков С.С., Столяров А.М.</i> Изучение степени насыщения азотом полупродукта для получения нержавеющей азотистой стали	40
<i>Кочубеев Ю.Н., Босякова Н.А., Неклюдова Ю.В.</i> Разработка оптимального состава шихты для периклазоуглеродистой футеровки сталеразливочных ковшей ЭСПЦ	43
<i>Чевычелов А.В., Гридасов В.П., Штафиенко Н.С., Харлов А.А., Нечепуренко А.В., Кривенцов С.Ю.</i> Использование теплоизолирующей смеси ТИС-1 на доменной печи № 6	46
<i>Сенина Е.А., Сергеева И.В.</i> Использование спектрометра тлеющего разряда «GDA-750 HP» для определения примесей в цинке	47
<i>Сулманов М.Г., Тимиргалеева Л.Ш., Уржумцев В.В., Кутный С.И., Бородулин Ю.Н., Коробов Е.Н.</i> Идентификация и причины риска коксового производства и направления повышения устойчивости работы предприятия	49
Обработка металлов давлением	52
<i>Корчунов А.Г., Пивоварова К.Г., Лебедев В.Н., Семенов В.Е., Слабожанкин Е.А.</i> Использование малых пластических деформаций в технологических процессах формирования качества метизных изделий ..	52
<i>Дерманский В.Н., Хмелевцов В., Куницын Г.А., Файзулина Р.В., Молева О.Н., Соханчук Д.В.</i> Внедрение и освоение приборов измерения относительного обжатия полосы на дрессировочных станах 1200 ЛПЦ-3 ОАО «ММК»	55
<i>Антипанов В.Г., Корнилов В.Л., Бельишев А.С.</i> Совершенствование производства гнутых профилей и профильных труб в ОАО «ММК»	58
<i>Румянцев М.И., Цепкин А.С., Оплачко Т.В.</i> Унифицированный подход к расчету дифференциальных оценок при квалитетном оценивании качества проката	61
<i>Моллер А.Б., Уиру С.Я., Воронин Б.И., Назаров Д.В., Лимарев А.С., Тулупов О.Н.</i> О возможности замены чугунных валков на твердосплавные в чистовой группе проволочного стана 170	65
<i>Румянцев М.И., Завалищин Г.А., Сапожников И.Б., Борковой Д.Е.</i> Оценивание Повышения результативности технологии производства холоднокатаного листового проката за счет применения стали с пониженным содержанием углерода	68
Технологии и свойства покрытий	73
<i>Пилогина Н.И., Михайлова Т.С., Мозговая Л.В.</i> Контроль качества проката с полимерным покрытием в ОАО «ММК»	73
Материаловедение и термическая обработка металлов	76
<i>Копцева Н.В., Ефимова Ю.Ю., Чукин М.В., Чукин В.В., Сычев А.Ю.</i> Металлографический анализ заготовки для сердечника сталемерной проволоки	76
<i>Демидченко Ю.П., Андреев С.Г., Дунаев Г.П.</i> Система интенсификации газодинамических параметров одностопной азотоводородной колпаковой печи ЛПЦ-5	81
Нанотехнологии и наноматериалы	84
<i>Гун Г.С., Чукин М.В., Емалева Д.Г., Копцева Н.В., Ефимова Ю.Ю., Барышников М.П.</i> Исследование формирования субмикроструктурной структуры поверхностного слоя стальной проволоки с целью повышения уровня ее механических свойств	84
Организация транспортных перевозок	87
<i>Новиков А.С.</i> Разработка системы приоритетов транспортного обслуживания производственных подразделений промышленных предприятий	87
Энергетика металлургии, энергосбережение и электротехнические комплексы	90
<i>Антонов Г.Л., Перлевский А.А., Маликова Е.Б., Осипова Л.В., Картунова О.Ю.</i> Повышение эффективности использования топлива для производства извести во вращающихся печах ОАО «ММК»	90
Сведения об авторах	93

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБОРУДОВАНИЙ

УДК 622.271.1

С.А. Бобров, В.Е. Кисляков

РЕЖИМ НАРУШЕНИЯ И ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЗЕМЕЛЬ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Рациональное использование земельных ресурсов – процесс совершенствования средств и методов при производстве открытых горных работ с целью снижения негативного воздействия на окружающую среду. Они включают направление развития и распределения вскрышных, добычных и ландшафтно-восстановительных работ, обеспечивающее их минимальные затраты на временное отчуждение земель, размеры и интенсивность изъятия их под горные выработки, высокие темпы их восстановления и, следовательно, своевременный их возврат в природопользование. Все это может быть достигнуто при рациональном режиме нарушения и восстановления земель.

В свою очередь, под режимом нарушения и восстановления земель следует понимать установленные исследованиями и проектом направление развития и распределения вскрышных, добычных и ландшафтно-восстановительных работ. Режим нарушения и восстановления земель или режим управления техногенным рельефом (РУТР) с оптимальными морфометрическими параметрами считается установленным, если известно, при определенном порядке развития горных работ, календарное распределение площадей нарушений и восстановления земель по годам (периодам) за весь срок существования карьера с учетом объема добычных работ. Наиболее рациональный режим нарушения и восстановления земель при разработке горизонтальной и пологой залежей в строительный период возможен за счет уменьшения площадей, занимаемых внешними отвалами и вскрывающими капитальными выработками, с оптимальными параметрами отвала и вскрывающих выработок [1]. С целью увеличения темпов ландшафтно-восстановительных работ на отвале рекомендуется осуществлять отсыпку всех ярусов на проектную высоту с минимальными рабочими отвальными площадками, а также за счет оптимизации технологических схем по террасированию и выполаживанию откосных поверхностей отвала.

В основной наиболее благоприятный период разработки при примерно постоянной скорости подвигании вскрышных, добычных и ландшафтно-восстановительных работ до окончания срока службы карьера возможно увеличение темпов восстановительных работ за счет: установления оптимального количества отвальных ярусов и отсыпки отвала в выработанном пространстве на проектную высоту до уровня дневной поверхности; установления оптимального срока осадки отвала и предельно устойчивых откосов отвальных ярусов для своевременного проведения вторичных горно-планировочных работ и нанесения ПСП на спланированную поверхность. Строительный период разработки наклонной залежи характеризуется занятием земель внешними отвалами и горными выработками до момента погашения борта карьера со стороны лежачего бока залежи, а основной – внешними отвалами и горными выработками до момента погашения борта карьера со стороны висячего бока [2]. Строительный и основной периоды разработки крутой залежи характеризуются занятием земель внешними отвалами и горными выработками до момента погашения борта карьера со стороны лежачего бока залежи и до момента погашения борта карьера со стороны висячего бока [2].

В завершающий период разработки горизонтальной, пологой, наклонной и крутой залежи на эффективность проведения рекультивации остаточных горных выработок (вскрывающих и разрезной траншеи) главную роль будут играть горно-геологические и природно-техногенные условия, определяющие направления дальнейшего использования этих земель. Следует отметить, что на выбор направления дальнейшего использования земель будет влиять и длительность периода биологической рекультивации, которая может достигать 4–10 и более лет соответственно при сельскохозяйственной и лесохозяйственной рекультивации [3].

При этом необходимо отметить, что одной из главных причин неудовлетворительных темпов и качества ландшафтно-восстановительных работ, высоких затрат на их выполнение и увеличения размеров теряемых земель являются отсутствие современных эколого-технологических решений и второстепенный подход к обоснованию главных параметров карьера и технологии вскрышных, добычных и ландшафтно-восстановительных работ. Разработка природоохранных мероприятий в полном их объеме при проектировании и планировании развития горных работ осуществляется, как правило, после обоснования направления развития горных работ, схемы вскрытия, системы разработки, режима горных работ и т.д. Это приводит к тому, что уже после спроектированных главных параметров карьера и технологии горных работ, фактически, предопределяются размеры, степень и характер нарушения, которые в большинстве случаев не всегда бывают благоприятными для природной среды района ведения горных работ. Как показывает практика производства открытых горных работ, часть из нарушенных земель безвозвратно теряется, например для сельскохозяйственного производства, а часть технологически сложно и трудоемко восстановить по своему прежнему назначению, т.е. искусственно создается новый горнопромышленный ландшафт. Вследствие этого происходят потери земельных ресурсов, а на восстановление земель под горными выработками (также и остаточными) необходимы огромные средства при значительном отставании сроков ландшафтно-восстановительных работ. Следовательно, последствия горного производства на земельные ресурсы и мероприятия по их ликвидации необходимо учитывать еще на стадиях проектирования карьера или при планировании развития горных работ, т.е. рассматривать горные работы как единое целое, взаимосвязанное в процессах горного производства вскрышных, добычных и ландшафтно-восстановительных работ. Поэтому для обоснования главных параметров карьера и технологий горных работ при рациональном использовании земельных ресурсов целесообразно использовать подход бережного отношения к земельным ресурсам. Как средство решения сложных горно-геологических и эколого-технических и экономических проблем открытой разработки и его методического средства реализации – анализ условий, факторов, количественных и качественных показателей использования земель, характеризующих понятие режима нарушения и восстановления земель в экологическом аспекте. Эколого-технологические и экономические результаты РУТР в карьере, прежде всего, определяются ко-

личественным соотношением календарного распределения площадей нарушений и восстановлений земель и затем соотношением объемов вскрышных и добычных работ. В процессе проектирования или планирования развития горных работ должны быть определены место заложения капитальных вскрывающих выработок, разрезной траншеи и отвалов, выбраны направление развития и распределение в рабочей зоне карьера: снятия, складирования, погрузки и укладки плодородного и потенциально-плодородных пород, селективная, валовая или комбинированная разработка почвообразующих пород, а также и горно-планировочные работы, которые обеспечивают высокие темпы восстановления нарушенных земель, минимальные сроки изъятия их под горные выработки, создание горизонтов техногенных ландшафтов в отвалах, не отличающихся от свойств первичных геологических образований, а также безопасную, экономичную разработку полезных ископаемых при заданной производственной мощности предприятия. При этом должны быть сформированы календарные графики нарушения и восстановления земель, а также объемов вскрышных, добычных и ландшафтно-восстановительных работ, отвечающие принятым эколого-техническим и экономическим критериям эффективности разработки. При этом анализ условий, влияющих на характер и степень нарушения земель, показывает, что управляющими факторами являются схема и место заложения относительно контуров карьера, параметры вскрывающих выработок (по структуре нарушенных земель – остаточные), система разработки и способы механизации. Они, в свою очередь, взаимосвязаны, влияют друг на друга и, кроме того, зависят от режима нарушения и восстановления земель и срока существования карьера, а так же от горно-геологических условий разработки.

Наименование системы разработки определяется способами разработки и укладки в зависимости от пригодности совместно залегающих вскрышных пород, почв и породных прослоев для использования их при биологической рекультивации, а также от угла залегания залежи полезного ископаемого. Таким образом, рекомендуется именовать системы разработки селективными, валовыми и комбинированными. Факторами, влияющими на эффективность применения горного комплекса механизации, являются принципы соответствия применяемого оборудования по количеству, производительности, его рабочим параметрам, также условиям применения и уровня требований к выбранному направлению восстановления нарушенных земель в зависимости от вида их использования.

Следовательно, изыскания организационно-технических решений по обоснованию главных эколого-технологических параметров карьера и технологий в первооснове зависят от режима нарушения и восстановления, с другой стороны, они сами являются также основой для его определения. Аналогичное значение при этом имеет срок существования карьера, потому что небезынтересно, в течение какого срока происходят нарушения и восстановление земель. Исследование режима нарушения и восстановления на стадии проектирования и планирования горных работ позволит определить ущерб от воздействия горных работ на окружающую среду и величину предотвращенного за счет этих затрат хозяйст-

венного ущерба и, следовательно, произвести оценку эффективности рационального использования земельных ресурсов.

Однако следует отметить, что определение наиболее эффективного эколого-технологического варианта направления развития горных работ в режиме рационального нарушения и восстановления земель, в зависимости от горно-геологических условий разработки, возможно с проведением эколого-геометрического анализа месторождения, построения календарного графика вскрышных, добычных и ландшафтно-восстановительных работ и следование ему с целью рационального использования земельных ресурсов.

Библиографический список

1. Экология и охрана природы при открытых горных работах: Учеб. пособие / Томаков П.И., Коваленко В.С., Михайлов А.М., Калашников А.Т. М.: Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2000. 417 с.
2. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч. 2. Производственные процессы: Учебник для вузов. 4-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1985. 549 с.
3. Коваленко В.С., Штейнцайг Р.М., Голик Т.В. Рекультивация земель на карьерах: Учеб. пособие: В 2 ч. М.: Изд-во Моск. гос. ун-та, 2003. Ч. 1: Основные требования к рекультивации нарушенных земель. 65 с.: ил.

УДК 622.271.1

В.Е. Кисляков, В.М. Чустугешев

ОТРАБОТКА МЕЖШАГОВЫХ ЦЕЛИКОВ ДРАГОЙ СО ШНЕКОВЫМ РАБОЧИМ ОРГАНОМ

Повышение эффективности дражной разработки техногенных образований за счет снижения энергетических затрат, а также эксплуатационных потерь полезного компонента путем адаптации нового многофункционального дражного агрегата шнекового типа к горнотехническим условиям техногенных образований золота является актуальной научной задачей.

В настоящее время, с появлением на отечественном и зарубежном рынке нового обогащательного оборудования (концентраторы, сепараторы, гидроциклоны, шлюзы с непрерывной разгрузкой концентрата), появилась возможность извлекать из техногенных образований тонкое и мелкое золото. Основными условиями, необходимыми для эффективной работы этого оборудования, являются подача породы на обогащение определенного класса крупности и технологической воды. Использовать вышеперечисленное оборудование на шнековой драге возможно за счет применения дражного агрегата шнекового типа [1–3].

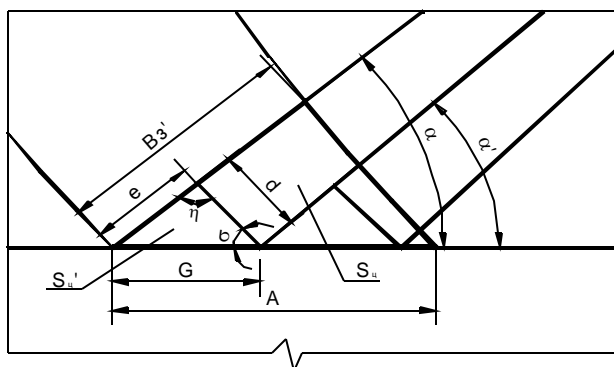
Техногенные образования шнековым рабочим органом подаются в дражный агрегат, где происходит их разделение по крупности. Так как

крупные классы вмещающих пород техногенных образований не содержат полезных компонентов, галечная фракция отсыпается в отвал на дно разреза на расстоянии от забоя, предотвращающем разубоживание. Подрешетная фракция поступает на обогащательное оборудование, установленное на драге. Хвосты промывки транспортируются по кормовым колодам и складываются на галечный отвал.

Достоинства применения шнековой драги по сравнению с традиционными драгами и земснарядами: одновременное совмещение процессов выемки, транспортирования, предварительного обогащения и галечного отвалообразования; незначительная металлоемкость конструкции; мобильность и автономность; полностью закрытая конструкция дражного агрегата, которая позволяет исключить потери полезного компонента при транспортировании.

После отработки забоя шнековой драгой образуются потери (m^3) в межшаговых целиках (см. **рисунок**), которые определяются по формуле

$$V_{m.ц} = B \cdot S_{m.ц}, \quad (1)$$



Параметры отработки межшаговых целиков

где B – ширина заходки в плане, м; $S_{м.ц}$ – площадь поперечного сечения межшагового целика в дражном разрезе, м².

$$S_{м.ц} = \frac{B'_3 \cdot A \cdot \sin \alpha}{2} \quad (2)$$

Для отработки этих потерь предусмотрена возможность перемещения шнека вдоль его продольной оси. Шнек втягивают на расстояние от нижней бровки забоя до вершины первого отработываемого целика:

$$e = \frac{d \cdot \sin [90 - (\delta' + \mu)]}{\sin \alpha} \quad (3)$$

где δ' – угол между горизонтом оси крепления рамы дражного агрегата и дном разреза, град; μ – угол понижения рамы дражного агрегата для отработки следующего слоя, град.

$$\delta' = \arcsin \left(\frac{\delta + h_{н.с} + H_в}{L_{ш} + L_{п.а}} \right) \quad (4)$$

где δ – расстояние от понтона до вершины крепления рамы дражного агрегата, м; $h_{н.с}$ – высота понтона над уровнем воды, м; $H_в$ – уровень воды в дражном разрезе, м.

$$\mu = \arcsin \left(\frac{d}{L_{ш} + L_{п.а}} \right) \quad (5)$$

Площадь целика в поперечном сечении после

отработки первого слоя межшагового целика определяется по формуле

$$S'_ц = 0,5 \cdot e \cdot d \cdot \sin (180 - \alpha - \sigma) \quad (6)$$

где σ – угол между дном разреза и торцом рабочего органа, град.

$$\sigma = 90 - \alpha' \quad (7)$$

где α' – угол между рамой дражного агрегата и дном разреза при отработке второй заходки межшагового целика, град.

$$\alpha' = \delta' + \mu \quad (8)$$

Ширина целика в поперечном сечении после отработки первого слоя межшагового целика определяется по формуле

$$G = \frac{e \cdot \sin \eta}{\sin \sigma} \quad (9)$$

где η – угол между торцом рабочего органа и рамой дражного агрегата при отработке забоя, град.

$$\eta = 180 - \alpha - \sigma \quad (10)$$

Технологически возможное количество слоев, необходимых для отработки межшагового целика, определяется по формуле

$$k = \frac{A}{G} \quad (11)$$

Условие целесообразности отработки межшаговых целиков:

$$C_{отр.ц} \leq \frac{Ц}{1+R} - C_{отр.з} - C_{обог} - C_{вскр} - C_{отв} \quad (12)$$

где $C_{отр.ц}$ – себестоимость отработки межшаговых целиков, руб.; $Ц$ – стоимость реализации золота, руб./г; R – рентабельность, %; $C_{отр.з}$ – себестоимость добычных работ, руб.; $C_{обог}$ – себестоимость обогащения, руб.; $C_{вскр}$ – себестоимость вскрышных работ, руб.; $C_{отв}$ – себестоимость отвалообразования, руб.

Предложенная технология отработки межшаговых целиков шнековой драгой позволит снизить эксплуатационные потери золота до 3,5%.

Библиографический список

1. Свидетельство на полезную модель № 27158. Добычный комплекс / В.Е. Кисляков, В.М. Чустугешев, А.Н. Кузнецов, Г.В. Студенский. Оpubл. 10.01.2003. Бюл. № 1.
2. Пат. № 2213225 РФ. Транспортирующее оборудование драги / В.Е. Кисляков, Д.Ю. Шакин, В.М. Чустугешев. Оpubл. 27.09.2003. Бюл. № 27.
3. Пат. № 2250995 РФ. Транспортирующее оборудование драги / В.Е. Кисляков, А.Н. Кузнецов, В.М. Чустугешев. Оpubл. 27.04.2005. Бюл. № 12.

4. Чустугешев В.М., Кисляков В.Е. Добычный комплекс для разработки техногенных накоплений минерального сырья // Современные технологии освоения минеральных ресурсов: Сб. науч. трудов / Гос. образоват. учреждение «ГАЦМиЗ». Красноярск, 2003. С. 40–44.

УДК 691

В.И. Шишкин, И.С. Трубкин

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЯЖУЩИХ СВОЙСТВ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ В ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКЕ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ

В настоящее время отходы обогатительных фабрик используются для доизвлечения полезных компонентов и при ведении закладочных работ в качестве одного из компонентов сложного вяжущего или мелкого заполнителя. Однако не существует эффективных схем полной утилизации хвостов обогащения.

Известно применение хвостов обогатительных фабрик для закладки на рудниках с добавлением вяжущих веществ, орошением уложенных в очистное пространство хвостов кислотными водами или получением твердеющей закладки из обожженных хвостов. Известно использование хвостов обогатительных фабрик в качестве заполнителя на рудниках Канады, США, Финляндии, Японии, Австралии, Германии [1–10].

Текущие хвосты обогатительных фабрик представляют собой тонкодисперсную минеральную массу. Все рудные и нерудные минералы этой технологической группы хвостов находятся в первичном виде, без признаков окисления их поверхности. Постоянным спутником сульфидных медных минералов является пирит FeS_2 .

Пирит термически устойчив (до 800°C). Не растворяется в воде. Не реагирует с разбавленными кислотами, щелочами, гидратом аммиака. Разлагается кислотами-окислителями. Окисляется при прокаливании на воздухе. Поверхность пирита быстро окисляется, в результате чего образуется пленка гидроксида железа. Это особенно заметно в высокощелочной среде, создаваемой известью. Для активации пирита необходимо снять гидроксидную пленку с его поверхности, что достигается применением кислоты.

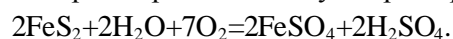
Процессы растворения частиц усиливаются при контакте между различными минералами. Объясняется это возникновением между ними электрических токов, направленных от минералов с более высоким потенциалом к минералу, обладающему более низким потенциалом, что способствует увеличению скорости растворения последнего. Известно, что сульфиды в чистом виде плохо растворяются в воде, однако при контакте друг с другом растворимость их меняется.

Увеличение растворимости тонких частиц происходит не столько за счет сульфидов, сколько из-за растворимости образующихся оксидов, так как константа диссоциации последних значительно выше.

Известно, что в решетке пирита ионы серы сконцентрированы преимущественно в поверхностных узлах элементарной ячейки его кристаллической решетки, т. е. в местах, наиболее доступных воздействию кислорода и наиболее активных в химическом отношении. Этим в значительной степени объясняется быстрое и легкое окисление свежесколотых граней пирита кислородом воздуха даже в воздушно-сухой среде. Высокая устойчивость сульфидов по отношению к воде (в отсутствие кислорода) хорошо известна.

Кроме того, значительное окисление сульфидных частиц наблюдается в процессе тонкого измельчения руды перед ее обогащением и в самой флотации. При этом образуется большое число различных водорастворимых продуктов полуокисления и полного окисления (сульфаты), растворимость которых во много раз больше растворимости неокисленных сульфидов.

В литературе приводится много противоречивых данных об окислении пирита молекулярным кислородом в воде и во влажном воздухе [12]. Однако в настоящее время большинство исследователей считают, что окисление пирита в кислой среде протекает по суммарной реакции



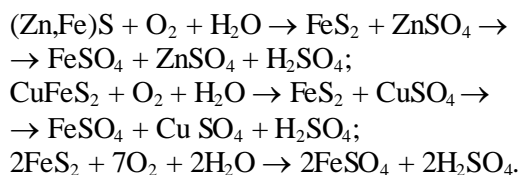
В щелочной среде окисление пирита происходит по реакции



Химические реакции, обуславливающие образование большинства вторичных минералов, включают в себя:

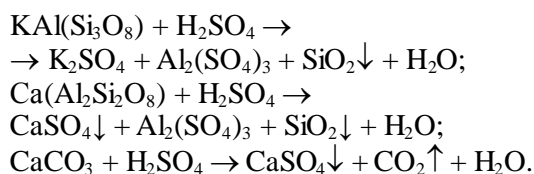
1. Разложение первичных сульфидов (халькопирита, сфалерита, пирита) с образованием сульфатов металлов и свободной серной кислоты.
2. Дегидратацию сульфатов.
3. Разложение полевых шпатов и карбонатов, образование ярозита, гипса и кварца.

Общеизвестно, что при окислении колчеданных руд из них в первую очередь выносятся медь и цинк. Устойчивость сульфидов в условиях повышенных pH хвостохранилищ (10–12,5) увеличивается в ряду: сфалерит – халькопирит – пирит, а разложение их в общем виде соответствует реакциям:



Изменяется исходный минеральный состав вмещающих пород. Полевые шпаты, являясь неустойчивыми в химическом отношении минералами, разлагаются с образованием кварца и водорастворимых гидроксидов.

Разложение полевых шпатов и карбонатов описывается следующими химическими реакциями:



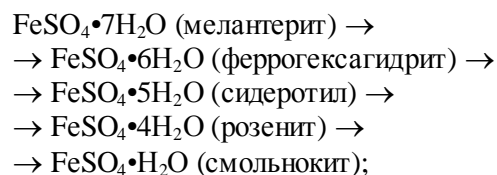
Приведенные химические реакции в общем виде описывают техногенные процессы, происходящие в водной среде хвостохранилищ. При разложении первичных сульфидных минералов образуется большое количество свободной серной кислоты, которая расходуется на образование сульфатов и разложение вмещающих пород. Вместе с тем, pH водной фазы хвостохранилищ имеют высокие значения, на что влияют продукты разложения вмещающих пород.

Таким образом, при хранении «свежих» хвостов в водной среде начинают протекать химические реакции, связанные с образованием вторичных минералов – сульфидов, сульфатов, гидроксидов и др.

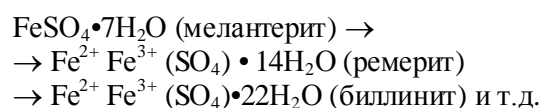
Еще большие изменения происходят при обнажении поверхности хвостохранилища после его консервации. Подобно тому, как в зонах окисления первичных руд и отвалах колчеданных месторождений сфалерит и халькопирит за счет процессов выветривания практически полностью растворяются за 15–20 лет и руда превращается в дезинтегрированный агрегат – пиритовую сыпучку, в хвостах происходят аналогичные процессы, только в результате они превращаются в пиритовый песчаник с «сульфатным цементом».

Железосодержащие сульфаты, слагающие сульфатный цемент, являются продуктами изменения мелантерита, которое может происходить двумя путями:

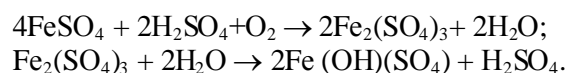
1) последовательная дегидратация мелантерита приводит к появлению водных сульфатов двухвалентного железа с меньшим, чем в мелантерите, содержанием воды:



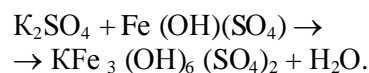
2) частичное окисление Fe^{2+} в сернокислых растворах приводит к появлению различных сульфатов двух- и трехвалентного железа:



Вследствие гидролиза возможно образование устойчивых сульфатов железа в соответствии с реакциями:



Продукты разложения полевых шпатов, взаимодействуя с гидросульфатами железа, образуют ярозит, т.к. сернокислотное разложение полевых шпатов приводит к высвобождению свободных ионов калия и алюминия. Алюминий фиксируется на поверхности хвостохранилища в виде «сульфатных цветов», либо же выносятся за его пределы. Калий, реагируя с продуктами неполного гидролиза сульфата железа (III), образует ярозит по реакции:



Ярозитовая корка подобно «железной шляпе» закрывает поверхность хвостохранилища, затрудняя доступ во внутренние его части воды и кислорода воздуха, и тем самым препятствует дальнейшему разложению сульфидов. Измененные минералы, взаимодействуя с сульфатным цементом, образуют прочные агрегаты, что влечет за собой увеличение крупности зерен выветренных хвостов.

В результате интенсивного выветривания минералов они практически полностью разлагаются с образованием сульфатов и карбонатов. Сульфиды меди в неизменном виде не встречаются. Халькопирит отсутствует. Из сульфатов меди выделены хальконит и пизанит. Пирит, являясь наиболее устойчивым сульфидом, окисляется медленнее, поэтому в классе – 0,044 мм встречаются единичные зерна пирита. Основным же минералом железа является ярозит. Ярозитовая корка имеет мощность до 2 м. Ниже этого предела фазовый состав хвостов аналогичен лежалым.

Обзор литературных источников показывает, что хвосты обогащения сульфидных руд во время хранения взаимодействуют с внешней средой и с вмещающими породами. Продуктами их взаимодействия становятся водные сульфаты различной степени окисления. Вновь образующиеся продукты дисперсны за счет повышенной, по сравнению с сульфидами, растворимостью образующихся оксидов. Пирит более устойчив к окислению среди сульфидов, особенно без доступа воздуха. Поэтому в результате взаимодействия хвостов обогащения сульфидных руд с внешней средой остаются зерна пирита, сцементированные «сульфатным цементом». Прочностные показатели «сульфатного цемента» в литературе не приводятся, так как они явно недостаточны для практического использования. Практический интерес представляет способ повышения прочностных показателей «сульфатного цемента» путем модификации продуктов окисления сульфидов структурообразующими добавками, а именно кальциевыми соединениями. Повышение прочностных свойств и водостойкости позволит выявить область применения хвостов обогащения для твердеющих смесей.

Для оценки потенциальных возможностей использования хвостов обогащения исследовали составы вяжущих, приготовленных добавлением активизирующих добавок к хвостам обогащения сульфидных руд Учалинского ГОКа.

Химический и зерновой составы хвостов обогащения приведены в табл. 1 и 2.

В качестве активизирующих добавок использовали портландцемент марки 500 и 400 по ГОСТ 10178, известь строительную активностью 85% по ГОСТ 9379-77, серную кислоту ГОСТ 2184-77.

Исследуемые составы готовили путем смешивания расчетного количества компонентов с последующим добавлением воды. Рабочие составы смесей приведены в табл. 3. Образцы из рабочих смесей изготавливали способами литья и прессования.

Состав продуктов гидратации вяжущих, приготовленных добавлением активизирующих добавок к хвостам обогащения сульфидных руд Учалинского ГОКа, исследовали методом дифференциального термического анализа.

Пробы для дифференциального термического анализа готовили из материала разрушенных образцов и из сухого остатка фильтрата от кипячения хвостов в воде по методике [14]. Дифференциальный термический анализ проводили на дериватографе в среде аргона. Дополнительно исследуемые составы были подвергнуты рентгенофазовому анализу.

Результаты дифференциального термического анализа (ДТА) приведены на рисунке и в табл. 4. Они показывают, что хвосты обогащения взаимодействуют с внешней средой и с активизаторами твердения. Дериватограммы исходных хвостов обогащения (состав 1) показывают преобладание в них пирита (эндотермические эффекты при 470, 580 и 680°C). Эндотермические эффекты пирита сопровождаются значительными потерями массы, которые составляют до 50% от общих потерь навески. Дополнительно на дериватограмме наблюдаются эндотермические эффекты, которые относятся к мелантериту (140, 230, 390, 780°C), кокимбиту (105, 230, 310, 880), рёмериту (140, 230, 460, 780) и другим водным сульфатам железа, присутствующим в небольших количествах.

Состав 2, содержащий добавки цемента и извести, имеет восемь эндотермических эффектов. Эндотермический эффект при температуре 110°C относится к дегидратации низкоосновных гидросиликатов кальция, образующихся при гидратации клинкерных минералов цемента [14]. Эндотермиче-

Таблица 1

Химический состав хвостов обогащения сульфидных руд Учалинского ГОКа

Массовая доля, %						
Fe	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Σ87,26
33,73	35,50	12,20	4,89	0,89	0,04	87,26

Таблица 2

Зерновой состав хвостов обогащения сульфидных руд Учалинского ГОКа

Размер сит, мм	0,63	0,4	0,315	0,2	0,16	0,1	0,063	0,05	Дно
Частный остаток, %	1,04	4,19	5,00	12,14	11,71	26,43	17,28	1,68	20,53

Таблица 3

Составы рабочих смесей на основе хвостов обогащения сульфидных руд Учалинского ГОКа

Материалы	Расход материалов (%) в составах №			
	1	2	3	4
Хвосты обогащения	100	75	75	90
Известь	–	10	15	–
Цемент	–	10	10	–
10% раствор H ₂ SO ₄	–	–	–	30
В/Т	–	0,12	0,12	0,30
Предел прочности при сжатии, МПа	–	9,5	9,9	9,1

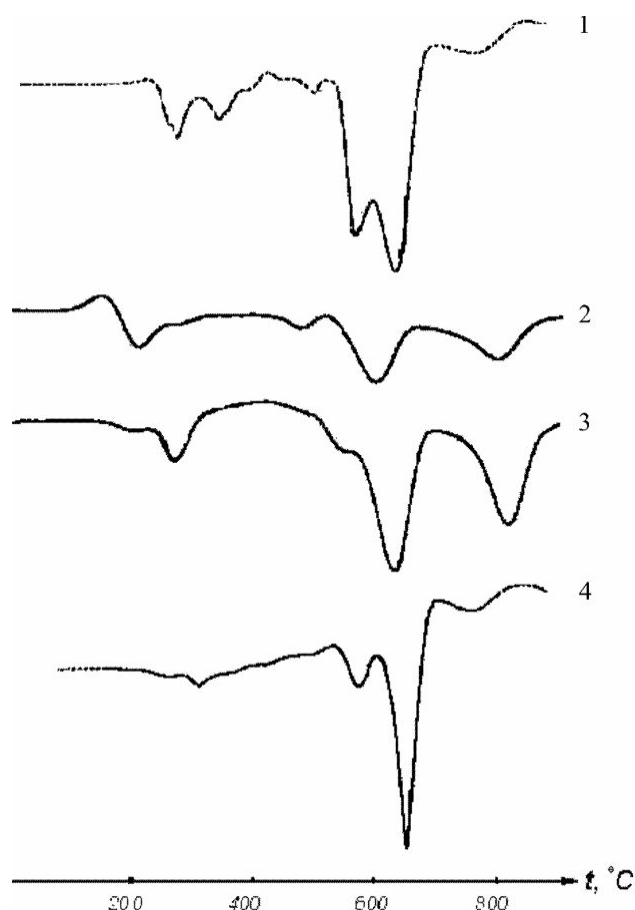
ский эффект при температуре 170 и 230°C относится к дегидратации сульфатов (гипс) и гидрасульфалюминатов (эттрингит) кальция, образующихся при взаимодействии извести и цемента с сульфатами, содержащимися в хвостах обогащения. Присутствие гипса ($d, \text{Å}: 3,12; 4,26; 3,04; 2,78; 2,50; 2,45; 2,21; 1,90; 1,87$) и эттрингита ($d, \text{Å}: 5,61; 3,88; 2,79; 2,77; 2,71; 2,62; 2,42; 2,21; 1,80; 1,56; 1,54; 1,50; 1,45$) в продуктах гидратации бетона (закладочной смеси) на основе хвостов обогащения подтверждается результатами рентгенофазового анализа.

Одновременно с наличием эттрингита в виде $3\text{CaOAl}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{CaSO}_4 \cdot 32\text{H}_2\text{O}$ возможно существование высокосульфатной формы гидросульфогидроферрита кальция $3\text{CaOFe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{CaSO}_4 \cdot 32\text{H}_2\text{O}$, которая по своим структурным свойствам полностью идентична эттрингиту и имеет аналогичные дифракционные характеристики [14]. Наличие высокосульфатной формы гидросульфогидроферрита кальция в данном случае будет преобладающим по отношению к гидрасульфалюминатам, так как оксиды железа, являясь продуктами окисления пирита, присутствуют в большем количестве, чем алюминаты.

Эндотермические эффекты при температурах 470, 585, 620°C относятся к процессам диссоциации пирита и новых соединений, образующихся при окислении пирита и взаимодействии вновь образованных соединений и пирита [13].

Введение в хвосты обогащения цемента и извести качественно меняет характер исходной кривой ДТА. Во-первых, общие потери массы и потери массы при эффектах уменьшаются (до 21%) по сравнению с потерями массы исходной пробы (66,8%). Это связано с уменьшением в составе 2 количества гидратной воды в сульфатных соединениях железа (эндотермические эффекты при температурах 110, 170, 230°C, эффект при 140°C исчез) и с уменьшением степени окисления пирита (потери массы при эндотермических эффектах при температурах 470, 585, 620°C уменьшились соответственно в 3,1; 6,5 и 4,2 раза). Причем эндотермический эффект при 680°C сместился на 620°C.

Во-вторых, состав 2 приобрел прочность



Кривые ДТА исследованных составов 1, 2, 3, 4

9,5 МПа за счет практически полного (эндотермический эффект при температуре 550°C, относящийся к свободному гидроксиду кальция, почти не выделяется на дифференциальной термогравиметрической (ДТГ) кривой, но на рентгенограмме гидроксид кальция обнаруживается ($d, \text{Å}: 4,92; 3,12; 2,63; 1,92; 1,80; 1,56$) [14]) связывания извести и цемента в гидросиликаты кальция (эндотермические эффекты при температурах 110, 170, 680–820°C) и карбонаты кальция (эндотермический эффект при температуре 860°C, именно кальцит ($d, \text{Å}: 3,87; 3,03; 2,50; 2,28; 1,87; 1,44$) [13, 14]). Эндотермический эффект в интервале температур 680–820°C может быть отнесен к

Таблица 4

Потери массы при эндотермических эффектах

Номер состава	Потери массы (%) при эндотермических эффектах (°C)												Потери массы при эффектах, %	Общие потери массы, %
	100	110	140	170	230	300	470	585	620–680	780	860	930		
1	–	2,1	4,0	–	2,7	2,0	4,7	12,3	16,5	–	4,23	–	48,53	66,8
2	–	1,9	–	0,9	0	–	1,5	1,9	3,9	–	2,4	1,3	16,8	21,0
3	0,77	–	2,6	–	0	–	1,5	2,3	5,74	2,63	–	5,74	21,3	22,9
4	0,38	–	0,2	–	–	–	0,9	2,70	8,73	0,5	0,7	–	14,11	18,6

Таблица 5

Прочностные показатели закладочных смесей на основе хвостов обогачения

Состав	Предел прочности при сжатии, МПа, в возрасте, суток								
	На воздухе			В нормальных условиях			В закрытой системе		
	28	60	120	28	60	120	28	60	120
Учалы Хвосты лежалые 81,9% ПЦ 400 – 8,6% Известь – 8,6% Микрокремнезем – 0,9% В/Т – 0,3	2,96	3,0	2,82	0,82	0,31	0,35	0,78	0,54	0,40
Учалы Хвосты текущие 91% ПЦ 400 – 8% Микрокремнезем – 0,8% В/Т – 0,3	5,1	4,92	4,4	3,97	5,85	5,43	0,5	0,5	0,5
Сибай Хвосты лежалые – 80% ПЦ 400 – 10% Известь – 10% В/Т – 0,3	2,52	2,53	2,35	0,95	0,47	0,21	0,8	1,05	0,84

разложению сульфатов, а именно к разложению продуктов взаимодействия цемента и извести с продуктами окисления пирита и составляющими хвостов обогачения [13], в то же время он аналогичен эффекту в шлакопортландцементе, хотя потери массы при нем незначительны.

Рентгенофазовый анализ показал, что в затвердевшей смеси сохраняются в виде заполнителя зерна пирита ($d, \text{Å}$: 3,124; 2,70; 2,42; 2,21; 1,91; 1,63; 1,56; 1,50) и кварца ($d, \text{Å}$: 3,34; 1,81; 1,54).

Состав 3, содержащий добавку цемента и увеличенную до 15% добавку извести, имеет практически те же эндотермические эффекты. Степень гидратации состава 3 на 10–15% выше, что объясняется более длительными сроками его твердения. Эффекты на кривой ДТА состава 3 более четкие и потери массы при эффектах составляют до 93% от общих потерь массы, в то время как потери массы при эффектах состава 1 не достигают 90%. Следовательно, в составе 3 находится меньше гелевидных составляющих. Особенностью состава с увеличенным содержанием извести является повышение основности гидросиликатов кальция (перемещение эндотермического эффекта со 110 на 140°C), появление видимого эндотермического эффекта при 550°C, принадлежющего гидроксиду кальция с потерями массы в 1,5%, и соответствующее увеличение содержания карбонатов (930°C). Кроме этого значительно усилился эндотермический эффект при 780°C.

Состав 4 затворен серной кислотой, поэтому цементирующие новообразования представлены сульфатами в виде гипса (эндотермический эффект при температуре 170 и 230°C, $d, \text{Å}$: 3,12; 4,26; 3,04; 2,78; 2,50; 2,45; 2,21; 1,90; 1,87) и сульфатными продуктами взаимодействия серной кислоты и пирита. Особенности этого взаимодействия проявились в уменьшении потерь массы при эндотермическом эффекте при 470°C почти в два раза по сравнению с составами 1 и 2, в увеличении потерь массы в 1,5–2 раза по сравнению с составами с цементно-известковой активизацией при третьем эндотермическом эффекте, относящемся к пириту, при одновременном смещении температуры эффекта с 680 до 620°C. Следовательно, активизация пирита серной кислотой создает вяжущее из продуктов окисления пирита в виде гипса и соединений, термически разлагаемых при 620°C.

Таким образом, хвосты обогачения при активизации их известью и цементом или серной кислотой позволяют получить бетоны прочностью до 10 МПа. Роль вяжущего в таких бетонах выполняют активизаторы твердения, дисперсные составляющие хвостов и продукты окисления сульфидов. Состав вяжущего при активизации цементом и известью включает гипс, гидросульфат алюмината или гидросульфат феррита кальция, гидроксид и карбонат кальция, а также продукты процессов диссоциации пирита и новых соединений, образующихся при окислении пирита и взаимодействии вновь образованных соединений и пирита [13]. Проведенные исследования новообразований при твердении составов активизированных хвостов обогачения показывают возможность получения закладочных смесей на их основе.

Исследованы составы закладочных смесей на основе хвостов обогачения при различных условиях твердения (табл. 5). Результаты показывают, что в воздушных условиях исследованные составы после 28 суток твердения не набирают прочность. Образцы на основе лежалых хвостов в нормальных условиях сбрасывают прочность, расширяются, растрескиваются и разрушаются из-за продолжающихся процессов окисления. Хвосты текущего производства в нормальных условиях набирают прочность, величина которой достигает 5,8 МПа, что свидетельствует о достаточности прочностных показателей данных составов для практического применения.

Библиографический список

1. Закладочные работы в шахтах: Справочник / Под ред. Бронникова Д.М., Цыгалова М.Н. М.: Недра, 1989. 400 с.
2. Цыгалов М.Н., Зурков П.Э. Разработка месторождений полезных ископаемых с монолитной закладкой. М.: Недра, 1970. 200 с.
3. Материалы для искусственных целиков и технология их возведения / Репп К.Ю., Вахрушев Л.К., Студзинский С.А. и др. М.: Недра, 1968. 191 с.
4. Цыгалов М.Н. Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд. М.: Недра, 1985. 272 с.
5. Репп К.Ю. Материалы для искусственных целиков и технология их возведения. М.: Недра, 1968. 72 с.
6. Хомяков В.И. Зарубежный опыт закладки на рудниках. М.: Недра, 1984. 224 с.
7. Основы технологии подземной разработки рудных месторождений с закладкой / Бронников Д.М., Замесов Н.Ф., Кириченко Г.С. и др. М.: Недра, 1973. 292 с.
8. Бронников Д.М., Замесов Н.Ф., Богданов Г.И. Разработка руд на больших глубинах. М.: Недра, 1982. 292 с.
9. Гулий В.М., Милкин А.В., Джансугуров С.И. Опыт борьбы с подземными эндогенными пожарами и внедрение камерной системы разработки с твердеющей закладкой на Текелийском руднике. М.: ЦИИИцветмет, 1967. 209 с.
10. Вяткин А.П., Горбачев В.Г., Рубцов В.А. Твердеющая закладка на рудниках. М.: Недра, 1983. 168 с.
11. Рекомендации по использованию хвостов обогащения Учалинской фабрики для закладочных работ: Отчет по НИР/ Унипромедь. Тема 95-20. Екатеринбург, 1995. 54 с.
12. Lowson R. Aqueous oxidation of pyrite by molecular oxygen // Chem. rev. 1982. V. 82. № 5. P. 461–497.
13. Термический анализ минералов и горных пород. Л.: Недра, 1974. 399 с.
14. Горшков В.С., Тимашев В.В., Савельев В.Г. Методы физико-химического анализа вяжущих веществ: Учеб. пособие. М.: Высш. шк., 1981. 335 с.

УДК 691

И.С. Трубкин, А.А. Зубков

ЗАКЛАДОЧНЫЕ СМЕСИ ДЛЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ПРИМЕНЕНИЕМ КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ ММК И ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-СЕРНЫХ РУД

В связи с высокими требованиями к полноте использования и охране недр способ разработки месторождений полезных ископаемых с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями является наиболее совершенным, тем более, что материалами для их приготовления могут служить как попутные породы, так и отходы промышленности. Наибольший интерес для приготовления твердеющей закладки вызывают металлургические и, в частности, конвертерные, шлаки.

Выход конвертерных шлаков ММК превышает 1 млн т в год. Основная экономическая целесообразность переработки сталеплавильных шлаков заключается в извлечении металла, содержание

которого достигает 10–15%. Наиболее полное извлечение металла, до 95%, достигается после измельчения шлака. Однако решение проблемы наиболее полного извлечения металла приводит к необходимости утилизации дисперсной минеральной части шлака. Реальной областью многогранного применения металлургических шлаков в качестве вяжущего являются бетоны для закладки выработанного пространства шахт. Практически все существующие закладочные комплексы испытывают дефицит материалов и особенно вяжущих. Ближайшие горнодобывающие предприятия, использующие твердеющие закладочные смеси, находятся в радиусе 100–130 км от г. Магнитогорска. Применение конвертерных шлаков в определен-

Таблица 1

Химический состав материалов

Материал	Массовая доля компонентов, %												
	Fe _{об}	Fe _м	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	MnO	TiO ₂	P	S	Cr
Конвертерный шлак текущего производства	24,0–27,0	2,2–8,8	8,3–25,1	9,1–16,0	7,1–18,5	37,4–48,3	5,6–9,3	1,6–3,0	1,3–5,8	1,0–1,2	0,38–0,52	0,05–0,14	0,36–0,40
Хвосты обогащения	33,7	–	–	–	12,2	0,9	0,04	4,9	–	–	–	35,5	–

ной мере снизит дефицит вяжущих для приготовления закладочных смесей.

Кроме вяжущего для изготовления закладочных смесей необходимы заполнители. Исходя их экономической целесообразности, в качестве заполнителей применяют местные вскрышные и пустые породы. Заполнителем для закладочных смесей могут быть применены хвосты обогащения добываемых руд, что одновременно решает проблему утилизации дисперсных отходов обогащения. Поэтому исследования должны учитывать применимость шлаков к конкретным местным условиям в сочетании с местными материалами.

Для оценки вяжущих свойств конвертерных шлаков, применительно к использованию их в закладочных смесях, были отобраны несколько проб шлака. По месту отбора проб им присвоена маркировка «жидкая яма» – проба 1 и «твердая яма» – проба 2.

Каждую пробу шлака, измельченного до крупности 3 мм, после магнитной сепарации размалывали на центробежно-ударной сепараторной мельнице МЦ-0,36 в лаборатории ЗАО «Урал-Омега» с выделением частиц размером до 80 мкм в количестве 75% (проба 1.1 грубого помола) и размером до 20 мкм в количестве 25% (проба 1.2 тонкого помола).

Для шлака каждой пробы и каждой фракции, полученной после помола в центробежно-ударной мельнице, определяли активность по методике ГОСТ 310.4-81 в возрасте 28 суток. В качестве активизаторов твердения к шлаку добавляли портландцемент марки 500 Магнитогорского цементно-огнеупорного завода (ГОСТ 10178-85) и сульфат алюминия $Al_2(SO_4)_3 \cdot 18H_2O$ (ГОСТ 3758-75). На основе разработанных составов вяжущих изготавливали закладочные смеси. В качестве заполнителей использовали речной песок и хвосты обогащения Учалинского ГОКа. Свойства используемых материалов приведены в табл. 1 и 2.

Результаты испытаний активности вяжущих, изготовленных по стандартной методике с содержанием шлака от 100 до 85% и добавлением активизаторов, приведены в табл. 3 и 4.

Данные испытаний показывают, что проба 1, размолотая до тонкости цемента (1.1) и более тонкоизмельченная (1.2), имеет низкую прочность. Повышает активность шлака добавка сульфата алюминия. Наибольшее активизирующее действие добавки проявляется на шлаке тонкого измельчения, активность пробы 1.2 возрастает в 10 раз, хотя в целом величина стандартной активности невелика и составляет 3,05 МПа. Смесь проб 1.1 и 1.2 (т.е. в целом проба 1) по прочностным показателям почти в 2 раза превышает показатели отдельных проб, как без активизатора, так и с активизатором.

Таблица 2

Зерновой состав хвостов обогащения сульфидных руд Учалинского ГОКа

Размер сит, мм	0,63	0,4	0,315	0,2	0,16	0,1	0,063	0,05	дно
Частный остаток, %	1,04	4,19	5,00	12,14	11,71	26,43	17,28	1,68	20,53

Таблица 3

Активность вяжущего из шлака «жидкая яма»

Состав	Массовая доля компонентов, %					
Шлак, проба 1.1	100		75	100		75
Шлак, проба 1.2		100	25		100	25
Сульфат алюминия				5	5	5
Предел прочности						
При сжатии, МПа	0,36	0,30	0,86	0,50	3,05	1,14
При изгибе, МПа	0,20	0,34	0,45	0,32	1,08	0,70

Таблица 4

Активность вяжущего из шлака «твердая яма»

Состав	Массовая доля компонентов, %					
Шлак, проба 2.1	100	–	75	100	–	75
Шлак, проба 2.2	–	100	25	–	100	25
Сульфат алюминия	–	–	–	4	4	4
ПЦ 500ДО	–	–	–	–	–	–
Предел прочности						
При сжатии, МПа	2,70	0,37	0,49	6,28	5,23	5,53
При изгибе, МПа	1,16	0,80	0,29	1,74	1,12	1,44

Проба 2, размолотая до тонкости цемента (2.1) и более тонкоизмельченная (2.2), значительно различается по прочности из-за резкого возрастания водопотребности пробы 2.2 после переизмельчения. Повышает активность шлака более чем в 2 раза добавка сульфата алюминия. Наибольшее активизирующее действие добавки проявляется на шлаке грубого измельчения, активность пробы 2.1 достигает 6,28 МПа. Смесь проб 2.1 и 2.2 (т.е. в целом проба 2) с применением активизатора занимает по прочностным показателям промежуточное значение и составляет 5,53 МПа.

Таким образом, способ охлаждения шлака влияет на активность вяжущего. Шлак, слитый из ковшей, подвергается более быстрому охлаждению (проба 1) и имеет меньшую гидравлическую активность. Шлак, застывший на стенках ковшей (проба 2), проявляет большую активность. Кроме того, шлак более тонкого помола показывает более низкие величины прочности по сравнению со шлаком грубого помола. Это объясняется резким увеличением водопотребности из-за значительной величины удельной поверхности. Превышение нормированной величины расхода воды для получения требуемой удобоукладываемости смеси снижает величину активности шлака. Данные ре-

Таблица 5

Прочностные показатели закладочных смесей на основе конвертерных шлаков ММК

Состав	Расход, кг/м ³	Предел прочности при сжатии, МПа, в возрасте 28 суток	
Шлак пробы 2.1 ПЦ 500 Сульфат алюминия Хвосты обогащения Вода	354 62 10,6 1664 416	0,29	
Шлак пробы 2.1 ПЦ 500 Сульфат алюминия Песок Вода	293 52 8,8 1380 345	0,30	
Шлак пробы 1.2 ПЦ 500 Сульфат алюминия Хвосты обогащения Вода	354 62 17,7 1664 416	0,33	
Шлак пробы 1.2 ПЦ 500 Сульфат алюминия Песок Вода	293 52 14,6 1380 345	0,23	

Таблица 6

Прочностные показатели закладочных смесей на основе хвостов обогащения

Состав	Расход, кг/м ³	Предел прочности при сжатии, МПа, в возрасте, сут.		
		28	60	120
Хвосты текущие ПЦ 400 Вода	1750 170 577	3,97	5,85	5,43

зультаты показывают, что есть целесообразная величина степени измельчения. С другой стороны, система сепарации шлака при помоле на две фракции позволяет использовать их смесь в случае применения в качестве активизатора сульфата алюминия. Мелкая часть шлака значительно увеличивает свою гидравлическую активность при применении активизатора.

На основании проведенных исследований для изготовления закладочных смесей использовали наиболее активные шлаки проб 1.2 и 2.1.

Закладочные смеси изготавливали на вяжущем из шлака с добавлением активизирующих добавок в виде портландцемента и сульфата алюминия при водовязущем отношении, равном 1. В качестве заполнителя использовали хвосты обогащения Учалинского ГОКа и песок с модулем крупности 2,0–2,5.

Предварительные результаты испытаний прочностных свойств закладочных смесей на основе конвертерного шлака показали низкие результаты из-за недостаточной активности шлакового вяжущего при данном водовязущем отношении (табл. 5).

Повышение активности вяжущего из конвертерного шлака возможно введением активных кремнеземсодержащих добавок, необходимых для связывания избытка оксида кальция из шлака в гидросиликаты кальция. Такими добавками являются, в первую очередь, доменные граулированные шлаки, содержащие около 40% кремнезема. Корректировка модуля основности вяжущего из конвертерного шлака добавками доменного гранулированного шлака технически возможна, так как он применяется на многих закладочных комплексах.

Другими кремнеземсодержащими добавками для шлакового вяжущего могут быть маршалиты, трепелы, диатомиты.

Как вариант утилизации отходов обогащения горно-обогатительного производства, можно использовать в качестве активного заполнителя хвосты обогащения. Прочностные показатели закладочных смесей на основе хвостов обогащения приведены в табл. 6. Большая удельная поверхность хвостов обогащения не позволяет связать в монолит всю массу при расходе цемента до 200 кг/м³, чтобы обеспечить прочностные показатели закладочной смеси, приведенные в таблице. Достижение указанных прочностных показателей возможно при активном участии хвостов обогащения в формировании структуры твердеющей закладки. Как было ранее установлено, роль вяжущего в таких бетонах выполняют активизаторы твердения, дисперсные составляющие хвостов и продукты окисления сульфидов. Состав цементно-

го камня при активизации хвостов обогащения цементом и известью, как установлено методами дифференциального термического и рентгенофазового анализа, включает гипс, гидросульфат алюминат или гидросульфат феррит кальция, гидроксид и карбонат кальция, а также продукты процессов диссоциации пирита и новых соединений, образующихся при окислении пирита и взаимодействии вновь образованных соединений и пирита.

Проведенные исследования показывают возможность получения закладочных смесей на хвостах обогащения текущего производства.

Совместное применение металлургических шлаков и хвостов горнодобывающих предприятий в твердеющих смесях для заполнения горных выработок обеспечивает комплексную и эффективную утилизацию отходов.

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.02:539

А.Е. Хлусов

О ВЛИЯНИИ ПОДАТЛИВОСТИ ПЛАСТА ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО НА ВЕЛИЧИНУ ПРЕДЕЛЬНОГО ПРОГИБА КРОВЛИ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ, ЗАКРЕПЛЕННОЙ АНКЕРАМИ

При расчете предельного прогиба заанкерванной кровли горной выработки, необходимого для оценки ее устойчивости, приходится учитывать то обстоятельство, что величина модуля деформации полезного ископаемого (угля, горючего сланца, соли и др.) в большинстве случаев в несколько раз ниже аналогичной характеристики вмещающих его пород. По этой причине подстилающий изгибающуюся кровлю пласт полезного ископаемого у его обнажения (стенок выработки) сминается, места условной заделки кровли смещаются вглубь массива, а в процесс ее деформирования вовлекается больший объем, что сказывается на величине смещений (рис. 1, а). В данной работе предлагается подход к определению степени влияния податливости краевой части пласта на величину предельного прогиба кровли выработки. Задача решается методами строительной механики.

В работе рассматривается слоистая неоднородная кровля горной выработки, закрепленная сталеполимерными анкерами, которые имеют большую несущую способность (до 20 т/анкер), и потому отслоения внутри скрепленной пачки нами исключаются. В простейшем случае такая кровля может быть уподоблена нежесткозашемленной многослойной балке-полоске, испытывающей цилиндрический изгиб под действием равномерно распределенной нагрузки [1]. Используя теорию изгиба балок [2], можно определить прогиб, при котором происходит излом i -го ее слоя (при условии, что все остальные слои в этот момент остаются цельными):

$$f_i^{np} = \chi_i^{np} \cdot A \cdot \frac{\varepsilon_{pi}^{np}}{\varepsilon_{max}^{pi}} \cdot A, \quad (1)$$

где ε_{pi}^{np} и χ_i^{np} – величина предельной деформации растяжения при изгибе породы i -го слоя и его пре-

дельно возможная кривизна соответственно; z_{pi}^{max} – расстояние от нейтральной оси балки до максимально нагруженного волокна i -го слоя, находящегося в зоне растяжения; A – коэффициент, характеризующий вид нагрузки и конструкцию опор и равный в нашем случае:

$$A = \ell^2 \cdot \Delta = \ell^2 \cdot \frac{1}{12}, \quad (2)$$

где ℓ – пролет балки.

Величина коэффициента A в формуле (2) учитывает нежесткое защемление балки, проявляющееся в том, что величина изгибающего момента в середине балки и у ее заделки одинакова, но не учитывает возможность смятия опор. Чтобы оценить влияние их податливости на величину предельного прогиба кровли, необходимо рассмотреть схему, изображенную на рис. 1, б. На нем кровля горной выработки показана в виде упругой балки-полоски, за пределами пролета лежащей на пласте полезного ископаемого, как на малоупругом основании. За начало координат удобно принять верхний левый угол O недеформированной выработки, на котором происходит условное разделение кровли на защемленную и свободную части. Ось OY направим вертикально вниз, а ось OX – вправо, в сторону обнажения. Под действием нагрузок происходит изгиб кровли, и у стенок выработки от первоначального положения она смещается вниз на величину $OO_1=BB_1=y_0$. Если в точках O_1 и B_1 кровлю условно разрезать, то ее пролет O_1CB_1 можно представить как балку, лежащую на двух опорах и нагруженную на концах изгибающими моментами M_6 , а по всему пролету – нагрузкой q' , складывающейся из веса ее пород и максимально возможной пригрузки сверху, условно взятой равномерно распределенной [1]. Написав уравнение изменения изгибающего момента вдоль

пролета и применив к нему известную дифференциальную зависимость между координатами сечения прогнувшейся балки (x, y), её изгибной жесткостью (EI) и величиной действующего изгибающего момента ($M(x)$)

$$\frac{d^2 y}{dx^2} = \frac{M(x)}{EI}, \quad (3)$$

найдем закон изменения прогиба балки O_1CB_1 по ее длине, из которого следует, что прогиб середины определится выражением:

$$f = \frac{1}{EI} \left(\frac{5q'\ell^4}{384} - \frac{M_6\ell^2}{8} \right) + y_0. \quad (4)$$

В это равенство входят две неизвестные величины – M_6 и y_0 . Чтобы их найти, необходимо рассмотреть часть породной балки, находящуюся по левую сторону от начала координат, которая попадает в разряд «бесконечно длинных» балок, лежащих на упругом основании. Для ее расчета ось абсцисс OZ удобно направить влево, вглубь массива. Правый конец O_1 этой балки нагружен сосредоточенной силой $P=q'\ell/2$ и изгибающим моментом $+M_6$ (весом балки и трением пренебрегаем). Будем считать, что такому действию нагрузок, проявляющемуся в развитии некоторых прогибов балки у стенки выработки и затухании их на бесконечности в массиве, противодействует реакция пласта-основания, величина которой пропорциональна прогибу балки и определяется выражением

$$r(x) = k_n \cdot y(x), \quad (5)$$

где $k_n = \frac{bE_n}{m_n(1-\mu_n^2)}$ – коэффициент податливости

(постели) основания – краевой части пласта полезного ископаемого мощностью m_n ; μ_n, E_n – соответственно коэффициент Пуассона и модуль деформации полезного ископаемого в пласте при его сжатии; $b=1$ – ширина балки-полоски, принимаемая равной одной единице длины.

Исходя из вышесказанного, дифференциальное уравнение изгиба балки AO_1 будет выглядеть так:

$$\frac{d^4 y}{dz^4} + \frac{k_n}{EI} y = 0. \quad (6)$$

Общее решение этого уравнения представляет собой сумму четырех слагаемых, два из которых в случае бесконечно длинной балки обнуляются, а два, таким образом, остаются:

$$y(z) = C_3 \cdot e^{-\beta z} \cdot \cos \beta z + C_4 \cdot e^{-\beta z} \cdot \sin \beta z, \quad (7)$$

где коэффициент β , являющийся основной характеристикой дифференциального уравнения изгиба балки-полоски на упругом основании, определяется выражением

$$\beta = \sqrt[4]{\frac{k_n}{4EI}}. \quad (8)$$

Входящие в зависимость (7) постоянные интегрирования C_3 и C_4 находятся из граничных условий, а именно: в начале координат нам известны величина действующей перерезывающей силы ($Q(z=0)=+P$) и величина изгибающего момента ($M(z=0)=+M_6$). Неизвестный изги-

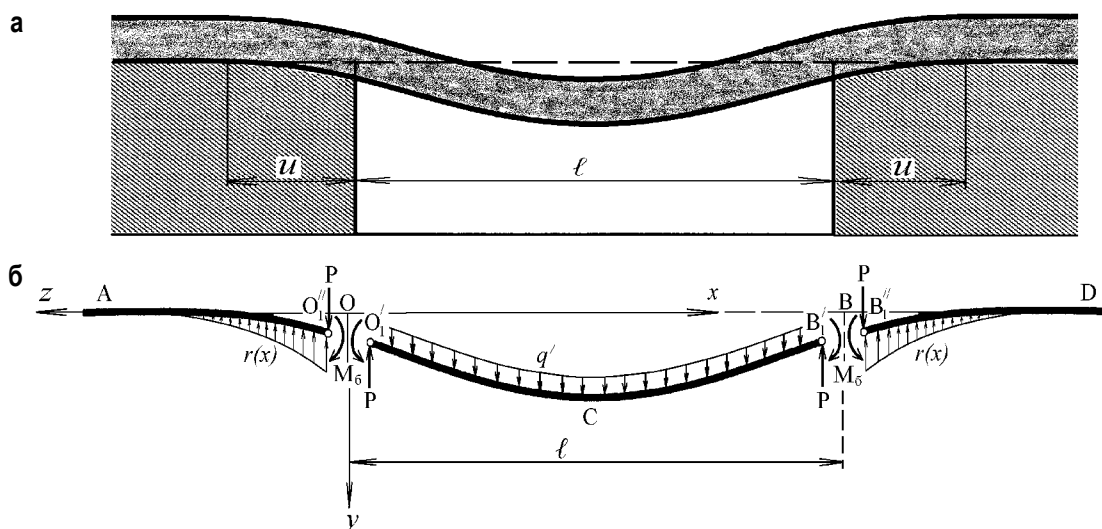


Рис. 1. Влияние податливости опор на характер деформирования кровли подготовительной выработки: а – общий вид; б – расчетная схема

бающий момент M_6 , действующий у боков выработки, найдем, заметив, что в месте условного разреза балки (точках O'_1 и O''_1) угол наклона ее частей AO''_1 и O'_1CB должен быть одинаковым $\left(\frac{dy}{dz}(z=0) \stackrel{!}{=} \frac{dy}{dx}(x=0)\right)$. В результате решения этих трех уравнений получим:

$$y_0 = \frac{q'\ell}{\beta^3 EI} \cdot \frac{8 + \beta\ell\omega}{32}; \quad (9)$$

$$M_6 = \frac{q'\ell^2}{16} \omega, \quad (10)$$

$$\text{где } \omega = \frac{4}{3} \cdot \frac{\beta^2 \ell^2 - 6}{\beta\ell(2 + \beta\ell)}. \quad (11)$$

Ранее мы отмечали, что при расчетах нагрузок на кровлю выработки обычно исходят из того, что величина изгибающего момента в заделке и в середине пролета примерно одинакова и равна $q'\ell^2/16$. Вводимый здесь в рассмотрение коэффициент ω показывает, во сколько раз по сравнению с этим значением изменяется величина изгибаю-

щего момента у стенок выработки, если учитывать податливость краевой части пласта полезного ископаемого. На рис. 2, а зависимость (11) представлена в графической форме, позволяющей количественно оценить величину ω . Из него видно, что чем жестче опора, тем значение ω больше стремится к величине $4/3$, а значение изгибающего момента M_6 – к величине $q'\ell^2/12$, характерной для абсолютно жесткой заделки.

Таким образом, прогиб середины пролета балки согласно (4), (9) и (10) определится выражением

$$f = \frac{q'\ell^4}{EI} \left(\frac{5 - 3\omega}{384} + \frac{8 + \beta\ell\omega}{32\beta^3\ell^3} \right). \quad (12)$$

Чтобы найти его предельную величину в момент излома балки, необходимо вычислить максимальный изгибающий момент, действующий на нее. Расчеты показывают, что изгибающий момент максимален в трех точках: в середине пролета и в заделках на некотором расстоянии от обнажения. Однако, если в середине пролета растяжению подвергаются нижние слои кровли, то в заделках – верхние (по отношению к ее нейтральной оси). Поскольку их механические свойства

неодинаковы, то расчет предельного прогиба придется вести в 2 этапа: с учетом максимальной величины изгибающего момента в середине пролета M_c^{\max} и в заделке M_3^{\max} . Первая величина определяется из выражения

$$M_c^{\max} = \frac{q'\ell^2}{16} (2 - \omega). \quad (13)$$

Чтобы вычислить величину M_3^{\max} , необходимо сначала найти третью производную функции (7) и приравнять ее к нулю (где максимален момент – поперечная сила отсутствует). Подстановка найденной таким образом координаты в уравнение изгибающих моментов балки AO'_1 дает выражение для определения его максимальной величины, которое, однако, получается довольно громоздким, что неудобно. В то же время

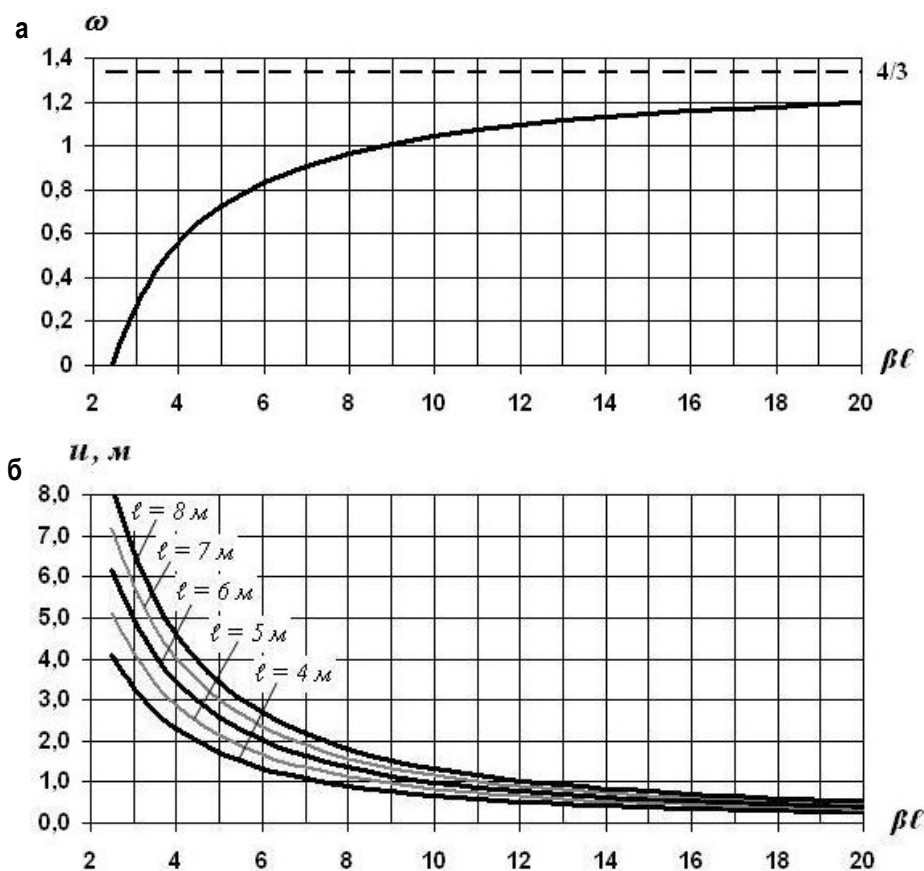


Рис. 2. Изменение значения коэффициента ω (а) и величины u (б) с ростом параметра $\beta\ell$

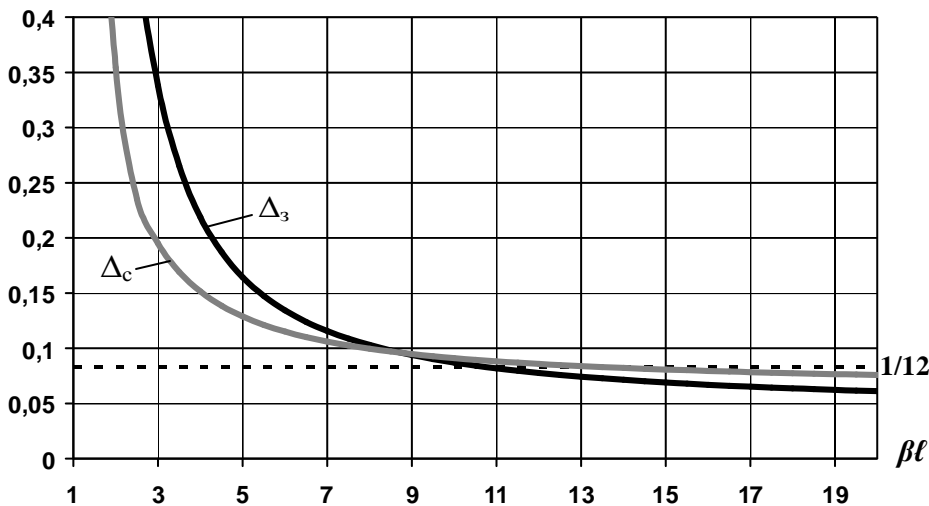


Рис. 3. Изменение величины коэффициентов Δ_3 и Δ_c с ростом параметра $\beta\ell$

проведенный на числовых примерах анализ полученных зависимостей показал, что значение максимального изгибающего момента в заделке с достаточной степенью точности (5–10%) может быть найдено из выражения

$$M_3^{\max} \approx \frac{q'\ell^2}{16}. \quad (14)$$

Теперь можно сказать, что если разрушение кровли начнется с излома i -го слоя в заделке, то исходя из формул (12) и (14) прогиб кровли в этот момент будет равен

$$f_{3i}^{np} = \chi_i^{np} \cdot A_3 \cdot \frac{\varepsilon_{pi}^{np}}{z_{pi}^{\max}} \cdot \ell^2 \cdot \Delta_3, \quad (15)$$

где $\Delta_3 = \frac{5-3\omega}{24} + \frac{8+\beta\ell\omega}{2\beta^3\ell^3}. \quad (16)$

Если же разрушаться начнет i -й слой в середине пролета, то это произойдет при прогибе

$$f_{ci}^{np} = \chi_i^{np} \cdot A_c \cdot \frac{\varepsilon_{pi}^{np}}{z_{pi}^{\max}} \cdot \ell^2 \cdot \Delta_c, \quad (17)$$

где $\Delta_c = \frac{\Delta_3}{2-\omega}. \quad (18)$

Ранее мы отмечали, что ввиду податливости пласта полезного ископаемого деформированию подвергается больший размер кровли, так как места ее условной заделки от стенок выработки смещаются вглубь массива на некоторую величину u (см. рис. 1, а). Чтобы найти это значение, приравняем к нулю уравнение прогибов части балки (7). В результате его решения получим:

$$u = \frac{\arctg \frac{8}{\beta\ell\omega} + 1}{\beta\ell} \cdot \ell. \quad (19)$$

С целью количественной оценки этой величины найденная зависимость отражена на рис. 2, б в виде графиков, построенных при различных значениях пролетов выработки. Как видно, чем жестче опора (т.е. чем больше $\beta\ell$), тем величина u меньше.

Значения коэффициентов Δ_3 и Δ_c в зависимости от величины параметра $\beta\ell$ графически представлены на рис. 3. Из анализа графиков следует, что особенно сильное влияние на них величина $\beta\ell$ оказывает тогда, когда она меньше 10 (для сравнения там же отражено их значение 1/12, если в расчетной схеме при нежестком защемлении кровли не учитывать податливость краевой части пласта). Расчеты показывают, что для выработок с пролетами 4–8 м, пройденных по пласту угля мощностью 1,0–3,0 м, модуль деформации которого составляет 1000–3000 МПа, и кровлей мощностью 1,5–2,5 м, породы которой имеют модуль деформации 1000–50000 МПа, величина параметра $\beta\ell$ находится в пределах 2–20, а значения коэффициентов Δ_3 и Δ_c , таким образом, могут отличаться от 1/12 в разы. Это говорит о том, что учет податливости пласта полезного ископаемого (в местах его обнажения) при расчете величины предельного прогиба кровли необходим.

Библиографический список

1. Кузнецов Г.Н. Исследование деформаций и давлений, возникающих в многослойной консоли кровли, и взаимодействие ее с крепью // Тр. ВНИИ горн. геомех. и маркшейд. дела. Л., 1960. Т. 34. С. 3–43.
2. Беляев Н.М. Сопротивление материалов. М.: Наука, 1976. 608 с.

РУДОПОДГОТОВКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.794.22

В.Х. Садыков

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ДИСКОВЫХ ВАКУУМ-ФИЛЬТРОВ ДЛЯ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ ЖЕЛЕЗНОРУДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

На большинстве обогатительных фабрик России для удаления влаги (обезвоживания) из тонких обводненных концентратов железных, марганцевых руд используются дисковые вакуумные фильтры как отечественного, так и зарубежного производства. Высокий удельный вес этого способа обезвоживания концентратов полезных ископаемых и в цветной металлургии.

Наряду с использованием дисковых вакуумных фильтров наметилась тенденция к применению новых технологий и машин, их реализующих. Например, внедряются фильтр-прессы, или капиллярная фильтрация. Этот подход является эффективным, но затратным по капитальным и эксплуатационным расходам. Вместе с тем, возможности наиболее распространенной вакуумной фильтрации на дисковых фильтрах далеко не исчерпаны. Снижение удельного потребления электроэнергии при одновременном снижении влажности осадка возможно за счет совершенствования процесса обезвоживания концентратов на основе выбора рациональной структуры и параметров дисковых вакуумных фильтров. В этом случае сочетание параметров затраты – качество приближаются к новым типам машин для обезвоживания. Совершенствование дисковых вакуум-фильтров позволит эффективно их использовать в рамках существующей инфраструктуры обогатительных фабрик.

В цехе производства окатышей ОАО «Карельский окатыш» на промышленном дисковом вакуум-фильтре ДТВО-100-2.58 был проведен анализ зависимости процесса обезвоживания суспензии рядового железнорудного концентрата (ЖРК) от технологических параметров. Исследовался ЖРК с удельной поверхностью 1587–1600 см²/г, содержание крупностью класса +0,074 мм – 1,2%, класса –0,074 +0,05 мм – 2,8%, класса –0,05 +0,02 мм – 68,7%, класса –0,02 – 27,3%. Постоянными внешними условиями были параметры окружающей среды: влажность 65%; температура 22°C. Содержание твердого в суспензии составляло 52%. Реагенты не добавлялись.

Варьировались параметры: время просушки, толщина осадка, перепад давлений, число оборотов вала. Обрабатывались данные, соответствующие рабочему диапазону влажности осадка от 10 до 12%. Экспериментальные данные были обработаны с использованием программы полиномиальной аппроксимации. Полученная зависимость изменения влажности получаемого осадка в процентах от варьируемых параметров имеет вид

$$W_{oc} = k \cdot \delta^{0,071} / (\Delta P_c \tau_c^{0,127}),$$

где k – весовой коэффициент; δ – толщина осадка, мм; ΔP_c – разность давлений, МПа; τ_c – время сушки, с.

Анализ зависимости показывает, что преобладающим фактором для снижения влажности является разность давлений. Однако энергозатраты на работу вакуум-насосов имеют наибольшую составляющую в общем объеме энергопотребления всего дискового вакуум-фильтра.

Резервом для повышения разности давлений в условиях эксплуатации существующих вакуум-насосов является снижение гидравлических потерь. Это можно обеспечить за счет совершенствования структуры и оптимизации параметров дисковых вакуум-фильтров.

Применительно к трубчатым дисковым фильтрам совершенствование структуры реализуется, в частности, за счет изменения связи сектора с коллектором ячеечного вала и выполнения последнего с переменным диаметром по длине (рис. 1, б). В отличие от традиционной формы связи (рис. 1, а) предлагаемое исполнение позволяет за счет тангенсального подвода фильтрата к ячейковому валу снизить гидравлические сопротивления при его дальнейшем движении. Реализуется известный в гидродинамике эффект создания промежуточного подслоя, движущегося со скоростью, меньшей основного потока [1]. Кроме того, снижение гидравлических потерь обеспечивается рациональным выбором параметров коллекторной трубы.

Число секторов i , подсоединяемых к коллекторной трубе, варьируется от шести до двенадцати, поэтому число проектируемых параметров: $d_{ni}, d_{ki}, h_i, \beta_i, e$, может быть равно $4i+1$ или более. Задача их определения в этом случае может быть решена только в оптимизационной постановке.

Эффективная работа всех секторов обеспечивается при близких условиях набора осадка, что при прочих равных условиях обеспечивается одинаковым разрежением на каждом секторе. В связи с этим, в качестве критерия оптимальности наиболее целесообразно принять минимальную разность давлений в каждом из сечений коллекторной трубы относительно средней величины:

$$F = \sum_{i=1}^n abs \left(\left(\frac{\sum_{i=1}^n \Delta P_i}{n} \right) - \Delta P_i \right),$$

где n – число секторов на коллекторной трубе.

На целевую функцию F накладываются прямые ограничения:

$$\begin{aligned} a < h_i < b; \\ c < d_{ni} < n; \\ x < d_{ki} < y, \end{aligned}$$

где a, b, c, n, x, y – численные значения, ограничивающие пределы изменения параметров, отражающие условия физической реализуемости.

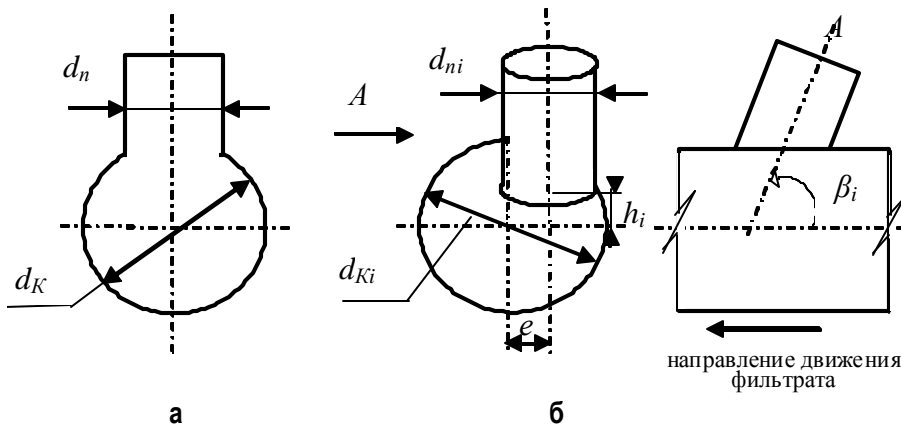


Рис. 1. Фрагмент дискового трубчатого вакуум-фильтра: а – существующей конструкции; б – усовершенствованной

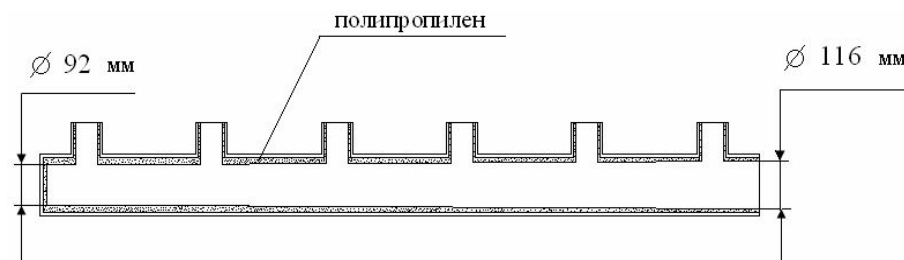


Рис. 2. Коллекторная труба с внутренней конусообразной полипропиленовой футеровкой

Кроме того, должны соблюдаться функциональные ограничения вида

$$\Delta P_n < D,$$

где D – предельное значение разрежения, создаваемое вакуум-насосом.

Итоговые выражения разности давлений были получены на основании уравнения Бернулли и неразрывности потока.

Проблема определения параметров части ДТВО сводится к решению задачи нелинейного программирования. Она решалась с использованием метода деформированного многогранника [2].

Полученные результаты были апробированы на экспериментальной конструкции цилиндрического ячеякового вала. В соответствии с полученными значениями внутренняя поверхность вала была футерована полипропиленом с толщиной, переменной по длине (рис. 2).

Исследования проводились на промышленном дисковом вакуум-фильтре ДТВО-100-2.58 № 8, имеющем двухстороннюю конструкцию ячеякового вала (рис. 3). Стандартная цилиндрическая коллекторная труба, установленная со стороны С, была футерована полипропиленом. Аналогичная ответная труба, сторона В, была оставлена без изменения (см. рис. 3).

Анализировалась удельная производительность, влажность осадка и его вторичное увлажнение при отдуве. Данные показатели определялись посредством отбора проб обезвоженного ЖРК. Пробы отбирались при различных режимах работы вакуум-фильтра (частоте вращения дисков от 0,5 до 1,1 об/мин; разрежении в коллекторе от 0,08 до 0,085 МПа; вакууме набора на головке от 0,02 до 0,09 МПа; расходе вакуумного воздуха от 2,0 до 2,5 м³/мин; давлении отдувки от 0,05 до 0,065 МПа). При этом удельная поверхность обезвоживаемого железорудного концентрата составляла от 1409 до 1771 см²/г.

В зависимости от способа отбора проб (со всех дисков, с каждого второго дис-

ка, с 1-го диска) отмечена незначительная разница по удельной производительности, составляющая 0,03–0,06 т/м²ч в пользу стандартных труб. В то же время отмечена разница по влаге 0,22–0,24% в пользу футерованных коллекторных труб. Результаты опытов по исследованию обратного намочения осадка на вакуум-фильтре с футерованными полипропиленом коллекторными трубами показали, что примерно такое же значение (0,19%) составляет разность по влажности осадка между сторонами при отдувке. Содержание влаги в осадке на стороне В в среднем составляет 10,12%, на стороне С – 9,85%.

Дальнейшее снижение влажности осадка при неизменной скорости вращения ячейкового вала

может быть обеспечено за счет увеличения времени сушки τ_c . Этап сушки заканчивается при входе из суспензии края сектора, расположенного вблизи коллекторной трубы. При этом время, в течение которого из суспензии выйдет дистальный конец сектора, является временем технологической паузы.

Новая компоновка сектора относительно ячейкового вала обеспечит одновременный выход всего торца сектора (рис. 4).

Поворот средней оси сектора x_1-x_1 (см. рис. 4) на угол γ относительно оси x_0-x_0 , проходящей через ось ячейкового вала, обеспечит одновременный выход из суспензии всего торца сектора, а следовательно, время сушки увеличится на величину



Рис. 3. Схема отбора проб на дисковом вакуум-фильтре ДТВО-100-2.58:
1, 2, 3, 4, 5, 6 – номера секторов

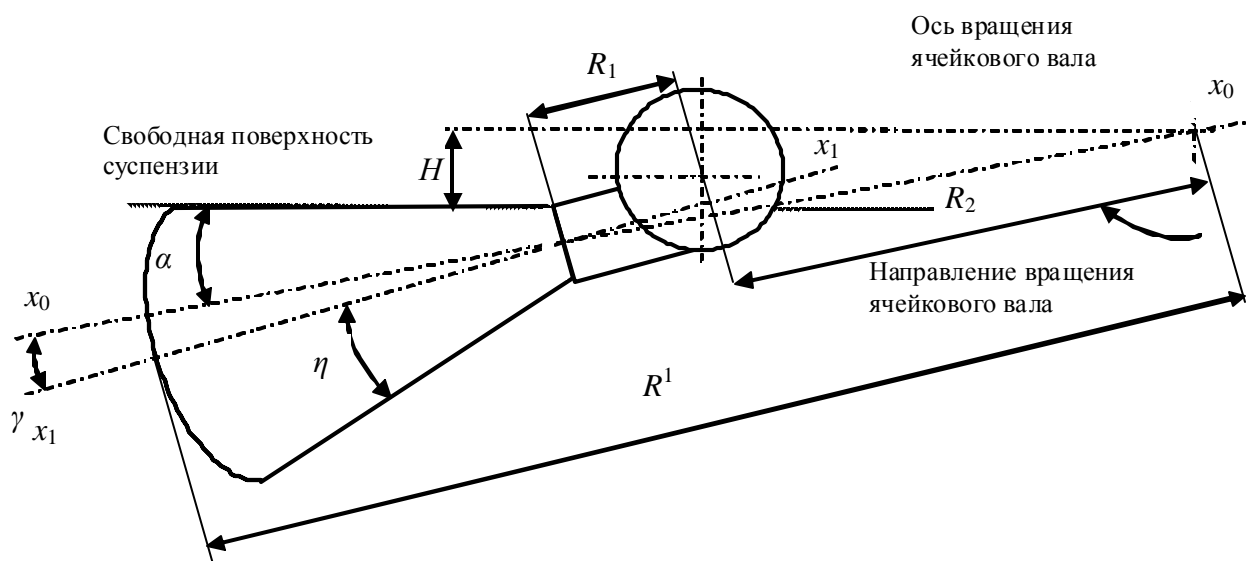


Рис. 4. Положение сектора в момент начала выхода из суспензии

$$\Delta \tau_c \left(\left((2\pi R_1^1 n^1 - d_{II}) / 2 \right) / (R^1 \omega_B) \right),$$

где R^1 – максимальный диаметр ячеекового вала в сборе с сектором, м; d_{II} – диаметр патрубка сектора, м; ω_B – угловая скорость ячеекового вала, рад⁻¹; n^1 – число секторов в ряду.

Следует отметить, что в силу единообразия секторов величина d_{II} одинакова для всего агрегата, в отличие от d_{IIi} .

При этом величина угла γ определяется через постоянные параметры агрегата из решения системы уравнений:

$$\begin{cases} (R_1 + R_2) \cos \alpha = H - 0,5 d_{II} \sin(\alpha - \gamma); \\ \eta - \alpha = \gamma, \end{cases}$$

где H – расстояние от оси ячеекового вала до уровня суспензии; R_1, R_2, η – постоянные геометрические параметры агрегата (см. рис. 4).

Таким образом, при неизменных условиях фильтрования: удельной поверхности, марки и состоянии фильтроткани, вакуум-насосах оптимизация параметров коллекторной трубы позволяет уменьшить содержание влаги в осадке от 0,2 до 0,45%. Одновременное увеличение времени сушки за счет рациональной компоновки сектора и коллекторной трубы позволит дополнительно снизить содержание влаги. При этом результат достигается при сохранении значительной удельной производительности дискового вакуум-фильтра.

Библиографический список

1. Попов Д.Н. Нестационарные гидромеханические процессы. М.: Машиностроение, 1982. 284 с.
2. Химмельблау М. Прикладное нелинейное программирование. М.: Мир, 1975. 534 с.

УДК 622.7

Н.А. Сединкина

ВЛИЯНИЕ РАЗЛИЧНЫХ ПАРАМЕТРОВ НА СЕПАРАЦИЮ ПРОМПРОДУКТА ДОФ-5 ОАО «ММК»

Возможность увеличения выпуска и снижения себестоимости железорудного концентрата в значительной мере зависит от эффективности предварительного обогащения – сухой магнитной сепарации. Сухая магнитная сепарация широко применяется при обогащении магнетитовых руд с целью выделения значительного количества «сухих» хвостов и снижения затрат на последующую переработку.

Сепарации подвергалась дробленая магнетитовая руда ДОФ-5 ОАО «ММК» крупностью 15–0 мм, которая после измельчения поступает на мокрую магнитную сепарацию. Поскольку руда крупностью 50–15 мм предварительно проходит сухую магнитную сепарацию на барабанных сепараторах и значительная часть вмещающей породы удалена, то изучалась возможность выделения аглоруды и «сухих» отвальных хвостов из руды крупностью 15–0 мм. Реализация сухой магнитной сепарации промпродукта ДОФ-5 позволит повысить и стабилизировать массовую долю железа в питании мокрой магнитной сепарации, снизить расходы электроэнергии, шаров, футеровок и воды. Однако уменьшение крупности исходного питания сухой магнитной сепарации резко снижает эффективность разделения на барабанных сепараторах мел-

ких влагоемких классов крупности. Мелкие свободные частицы вмещающих пород, содержащихся, как правило, в значительном количестве в питании, налипая на частицы магнетита, трудно выделяются в хвосты. Одновременно мелкие частицы магнетита вследствие магнитоадгезионного налипания теряются с немагнитным продуктом.

Таким образом, наиболее оптимальным способом сухой магнитной сепарации мелкодробленого материала является сепарация его во взвешенном состоянии, реализуемая при перемещении материала в электромагнитном поле с резко изменяющейся и убывающей по ходу движения материала максимальной напряженностью магнитного поля, обеспечивающей неоднократное выпягивание частиц с различной скоростью из потока материала и отрыв от магнитной системы, в результате чего происходит освобождение и выпадение механически увлеченных частиц, самоочистка сталкивающихся частиц от налипших мелких и повышение качества магнитного продукта в каждой последующей зоне сепарации*. Выпадению механи-

* Чижевский В.Б., Сединкина Н.А. Особенности сухой магнитной сепарации мелких продуктов во взвешенном состоянии // Обогащение руд. 2007. № 1. С. 25–28.

чески увлеченных и налипших частиц из магнитного продукта способствует и вибрация ленты, снимающей магнитный продукт.

На результаты магнитной сепарации во взвешенном состоянии влияют: напряженность магнитного поля, высота подъема частиц, угол подъема магнитной системы, скорость перемещения материала и его крупность, положение разделительных шиберов, скорость съема магнитного продукта, влажность обогащаемого материала и его количество.

Изучение влияния напряженности магнитного поля на показатели обогащения промпродукта (табл. 1) показывает, что при ее повышении выход аглоруды увеличивается при некотором снижении в ней массовой доли железа.

Так, при повышении напряженности магнит-

ного поля с 87 до 120 кА/м выход аглоруды увеличивается с 45,56 до 54,32% при снижении массовой доли железа с 59,23 до 57,92%. Массовая доля железа в «сухих» хвостах при повышении напряженности магнитного поля с 87 до 105 кА/м также снижается с 10,84 до 8,15%. При повышении напряженности магнитного поля свыше 105 кА/м извлечение железа в аглоруду повышается незначительно. Оптимальным значением напряженности магнитного поля в процессе сепарации во взвешенном состоянии является 105 кА/м.

Изучение влияния угла подъема магнитной системы на показатели обогащения промпродукта ДОФ-5 (табл. 2) показало, что с увеличением угла выход аглоруды уменьшается с 55,87 до 46,9%, а массовая доля железа в аглоруде повышается 55,71 до 62,33%.

Таблица 1

Влияние напряженности магнитного поля на показатели обогащения промпродукта ДОФ-5

Наименование продуктов	Напряженность магнитного поля, кА/м								
	87			105			120		
	Показатели обогащения, %								
	Выход	Массовая доля	Извлечение	Выход	Массовая доля	Извлечение	Выход	Массовая доля	Извлечение
Аглоруда	45,56	59,23	60,14	53,57	58,21	69,50	54,32	57,92	70,12
Промпродукт	29,52	51,44	33,84	27,16	44,61	27,01	26,80	44,33	26,48
Хвосты	24,92	10,84	6,02	19,27	8,15	3,49	18,88	8,08	3,40
Исходный	100,00	44,87	100,00	100,00	44,87	100,00	100,00	44,87	100,00

Таблица 2

Влияние угла подъема магнитной системы на показатели обогащения промпродукта ДОФ-5

Наименование продуктов	Угол подъема магнитной системы, °								
	5			15			25		
	Показатели обогащения, %								
	Выход	Массовая доля	Извлечение	Выход	Массовая доля	Извлечение	Выход	Массовая доля	Извлечение
Аглоруда	55,87	55,71	70,41	53,57	58,21	69,50	46,90	62,33	66,12
Промпродукт	21,41	52,68	25,51	27,16	44,61	27,01	27,42	44,26	27,45
Хвосты	22,72	7,94	4,08	19,27	8,15	3,49	25,68	11,07	6,43
Исходный	100,00	44,21	100,00	100,00	44,87	100,00	100,00	44,21	100,00

Таблица 3

Влияние высоты подъема частиц на показатели обогащения промпродукта ДОФ-5

Наименование продуктов	Высота подъема частиц, мм								
	30			40			60		
	Показатели обогащения, %								
	Выход	Массовая доля	Извлечение	Выход	Массовая доля	Извлечение	Выход	Массовая доля	Извлечение
Аглоруда	55,03	57,13	71,21	53,57	58,21	69,50	46,68	61,85	65,40
Промпродукт	21,54	50,25	24,48	27,16	44,61	27,01	24,53	49,46	27,48
Хвосты	23,43	8,12	4,31	19,27	8,15	3,49	28,79	10,92	7,12
Исходный	100,00	44,15	100,00	100,00	44,87	100,00	100,00	44,15	100,00

Таблица 4

Влияние крупности промпродукта ДОФ-5 на показатели обогащения (проба 1)

Наименование продуктов	Крупность промпродукта, мм								
	15-0			10-0			7-0		
	Показатели обогащения, %								
	Выход	Массовая доля	Извлечение	Выход	Массовая доля	Извлечение	Выход	Массовая доля	Извлечение
Аглоруда	53,57	58,21	69,50	54,98	58,31	71,45	55,47	58,22	71,97
Промпродукт	27,16	44,61	27,01	26,88	42,30	25,34	26,43	42,27	24,90
Хвосты	19,27	8,15	3,49	18,14	7,94	3,21	18,10	7,76	3,13
Исходный	100,00	44,87	100,00	100,00	44,87	100,00	100,00	44,87	100,00

Таблица 5

Результаты промышленного опробования сухой магнитной сепарации во взвешенном состоянии

Номер пробы	Наименование продукта	Выход, %	Извлечение, %	Массовая доля, %								
				Fe	S	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	TiO ₂	P	MnO
201	Аглоруда	37,90	48,50	53,80	1,48	10,67	4,90	1,55	2,66	1,54	0,032	0,19
202	Промпродукт	62,10	51,50	34,80	1,36	25,60	9,70	2,32	7,54	0,96	0,088	0,25
203	Аглоруда	60,40	75,60	52,60	1,47	11,37	5,05	1,54	2,88	1,35	0,040	0,19
204	Промпродукт	39,60	24,40	25,80	1,39	33,30	11,50	2,87	9,47	0,87	0,077	0,26
200	Исходный продукт	100,00	100,00	42,00	1,45	20,40	7,55	2,00	5,51	1,10	0,064	0,21

Но решающими показателями, определяющими оптимальное значение угла подъема магнитной системы, являются массовая доля железа в «сухих» хвостах и потери с ними железа. Так, если при значениях угла подъема магнитной системы 5 и 15° массовая доля железа в «сухих» хвостах составляет 7,94 и 8,15%, а потери железа с ними от 3,49 до 4,08%, то при угле подъема 25° массовая доля железа повысилась до 11,07%, а потери железа увеличились до 6,43%. Поэтому оптимальным значением угла подъема магнитной системы является 15°.

Исследования по влиянию высоты подъема частиц на показатели сепарации промпродукта (табл. 3) свидетельствуют о том, что при ее увеличении выход аглоруды снижается, а массовая доля железа в ней повышается.

Выход аглоруды уменьшается при увеличении высоты подъема с 30 до 60 мм с 55,03 до 46,68%. Изменение этих показателей монотонное, достаточно плавное. Решающими показателями при определении оптимальной высоты подъема частиц являются массовая доля железа в хвостах и потери с ними железа. Так, если при высоте подъема частиц 30 и 40 мм массовая доля железа в хвостах составляет от 8,12 до 8,15%, а потери железа с ними изменяются от 4,31 до 3,49%, то при высоте подъема частиц 60 мм эти показатели увеличиваются соответственно до 10,92 и 7,12%. Поэтому оптимальным значением высоты подъема следует считать 40 мм.

Одним из важнейших факторов, определяющих эффективность сухой магнитной сепарации, является крупность обогащаемого материала. Уменьшение крупности материала увеличивает степень раскрытия сростков и создает возможность повышения технологических показателей.

Результаты обогащения промпродукта различной крупности (табл. 4) показывают, что выход аглоруды при снижении крупности промпродукта с 15-0 мм до 7-0 мм повышается с 53,57 до 55,47, а извлечение железа повышается с 69,5 до 71,97%.

При этом снижение крупности промпродукта наряду с увеличением выхода аглоруды и извлечения в нее железа массовая доля железа снижается незначительно. Это свидетельствует о высокой избирательности процесса сухой магнитной сепарации во взвешенном состоянии.

Для проверки эффективности использования сухой магнитной сепарации во взвешенном состоянии для обогащения промпродукта ДОФ-5 с целью получения аглоруды было проведено промышленное опробование сепарации во взвешенном состоянии в условиях участка по переработке металлургических шлаков (УПМШ). Крупность промпродукта составляла 15-0 мм. Для сепарации использовался подвесной железотделитель ПС-120. Опробование производилось при производительности 58,7 т/ч при двух различных положениях разделительного шибера, результаты опробования приведены в табл. 5.

Приведенные в табл. 5 результаты показывают возможность получения из промпродукта ДОФ-5 аглоруды и свидетельствуют о высокой селективности процесса магнитной сепарации во

взвешенном состоянии. Так, увеличение выхода аглоруды с 37,9 до 60,4% вызывает снижение массовой доли в ней железа всего лишь на 1,2%.

УДК 622.765.06

Н.В. Гмызина, В.А. Гмызин

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТИРУЕМОСТИ УГЛЕЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ В КАЧЕСТВЕ РЕАГЕНТОВ ОРГАНИЧЕСКИХ СОЕДИНЕНИЙ И ПРОДУКТОВ НЕФТЕХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Анализ литературных источников по изучению влиянию реагентов вспенивателей на флотуруемость углей позволил установить:

- флотуемость углей во многом определяется характером полярной функциональной группы [1];
- наиболее высокая флотуемость углей достигается в случае использования в качестве реагентов-вспенивателей алифатических спиртов [2, 3];
- при использовании смеси химических соединений с различными функциональными группами проявляется суммарный эффект флотационной активности, приводящий к улучшению флотуемости углей по сравнению с использованием индивидуальных химических соединений [4].

В связи с этим нами были проведены исследования по изысканию эффективных сочетаний поверхностно-активных веществ (ПАВ) при флотации каменных углей.

В данной работе исследование флотуемости углей Печорского бассейна проводили с использованием в качестве вспенивателей следующих органических соединений: энантового альдегида, этилового эфира валерьяновой кислоты, 2-бутил-1,3-диоксана, ацеталь ($C_6H_{14}O_2$) и гексилового спирта, а в качестве собирателей – изопропилбензола и нонана. Установлено, что при постоянном расходе собирателя (2,0 кг/т) и вспенивателя (0,16 кг/т) лучшие показатели флотации были достигнуты при использовании в качестве вспенивателя гексилового спирта независимо от используемого реагента-собирателя. Так, например, при совместном действии гексилового спирта (1-гексанола) с изопропилбензолом выход концентрата составил 92,2%, что на 2,2–15,0% выше, чем при использовании других ПАВ (рис. 1). Исследования действия 1-гексанола совместно с нонаном подтвердили установленные закономерности: выход концентрата составил

92,3%, что на 14,9–29,6% выше, чем у остальных вспенивателей (рис. 2).

Результаты исследования показали, что функциональная группа ПАВ имеет очень важное значение при флотации угля. Ранее выполненными исследованиями установлено, что по активности химические соединения с полярными группами располагаются следующим образом: $OH > COOH > CO > NH_2 > SO_3$ [5]. Данные наших исследований подтверждают этот порядок.

По флотационной активности исследуемые нами реагенты-вспениватели можно расположить в таком порядке: алифатические спирты > циклическая ацеталь (1,3-диоксан) > алифатический кетон > алифатический альдегид > алифатический эфир (см. рис. 1, 2).

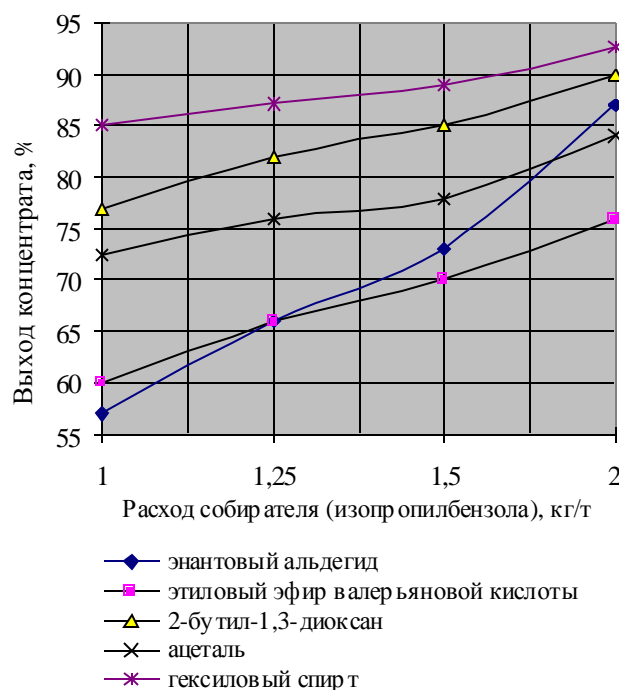


Рис. 1. Влияние функциональной группы ПАВ на выход концентрата

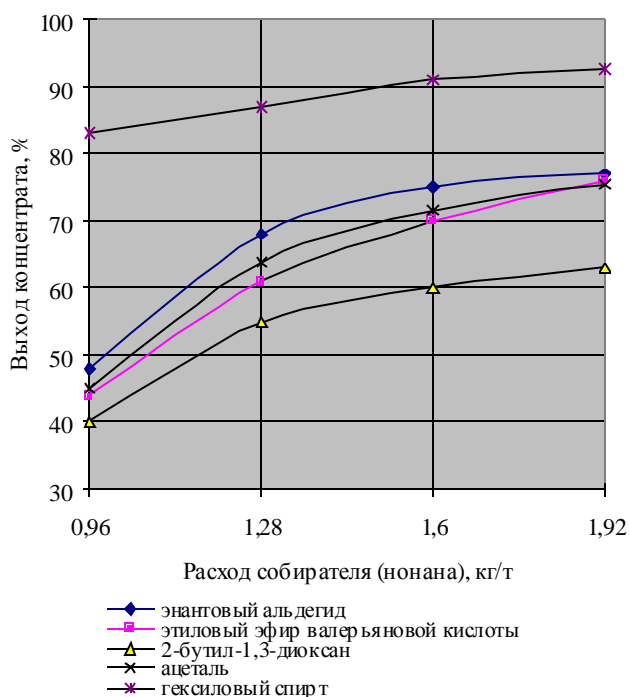


Рис. 2. Зависимость функциональной группы ПАВ от расхода собирателя

Повышение флотуемости углей с использованием в качестве реагента-вспенивателя гексильевого спирта может объясняться его повышенной пенообразующей способностью. Так, например, высота двухфазной пены для 1-гексанола изменяется от 70 до 160 мм при различной концентрации реагента в воде. Это на 40–100 мм превышает результаты остальных исследуемых нами вспенивателей (рис. 3).

Исследование флотуемости углей ЦОФ «Северсталь» проводили с использованием в качестве вспенивателей следующих химических соединений: ацеталь, гексильевый спирт, а также их смесь в соотношении 50:50. В качестве собирателя использовался нонан. Установлено, что

при постоянном расходе собирателя (2,4 кг/т) и вспенивателя (0,06 кг/т) лучше показатели флотации были достигнуты при использовании в качестве вспенивателя смеси гексильевого спирта с ацеталью (50:50). Так, выход концентрата при использовании в качестве реагента-вспенивателя смеси ПАВ составил 59,0%, что на 1% выше, чем при использовании высокоэффективного вспенивателя гексильевого спирта и на 26,6% в случае использования ацетали (табл. 1).

Изучение влияния расхода собирателя на эффективность действия реагентов-вспенивателей также подтвердило вышеуказанные закономерности. Самая низкая флотуемость угля наблюдается при использовании ацетали, а наиболее высокие показатели получены при использовании в качестве реагента-вспенивателя смеси гексильевого спирта с ацеталью (см. рис. 1).

Повышение флотуемости углей с использованием в качестве реагента-вспенивателя смеси гексильевого спирта и ацетали (50:50) может объясняться повышенной пенообразующей способностью смеси по сравнению с индивидуальными химическими соединениями.

Изучение влияния концентрации чистых химических соединений на изменение высоты 2-фазной пены позволило установить:

- наименьшей вспенивающей способностью обладает ацеталь. Высота 2-фазной пены при изменении концентрации реагента в воде от 20 до 60 мг/л составляет 60–105 мм соответственно;
- применение гексильевого спирта позволяет при той же концентрации реагента в воде повысить высоту 2-фазной пены до 70–160 мм;
- наибольшую вспенивающую способность проявляет смесь гексильевого спирта с ацеталью (50:50) (см. рис. 3).

Таблица 1

Результаты флотации чистых химических соединений*

Собира-тель	Реагентный режим			Показатели флотации				
	Вспениватель	Расход, кг/т			Продукты	Выход концентрата, %	Зольность концентрата, %	Извлечение горючей массы в концентрат, %
Собира-тель		Вспени-ватель	Общий					
Нонан	Ацеталь	2,444	0,06	2,504	Концентрат	32,4	5,0	36,3
					Отходы	67,6	19,9	
	Гексильевый спирт		0,06	2,504	Концентрат	58,0	5,2	64,7
					Отходы	42,0	28,8	
	Смесь: ацеталь + гексильевый спирт (50:50)		0,06	2,504	Концентрат	59,0	5,3	65,8
					Отходы	41,0	29,2	

* Исходная зольность – 15,1%.

Повышенная пенообразующая способность смеси химических соединений объясняется строением их молекул и наличием в молекуле кислорода с различной электронной плотностью. Заряд на атоме кислорода в молекуле спирта составляет 0,4585, а в ацетали – 0,2500; изменение заряда на кислородных атомах молекулы приводит к изменению их дипольного момента к поверхностной активности. Дипольный момент гексилового спирта составляет 2,56 Д, а дипольный момент ацетали 1,08 Д. Повышение дипольного момента к заряду на атомах кислорода в молекулах гексилового спирта к ацетали значительно влияет на их поверхностную активность.

Исследование поверхностного натяжения водных растворов гексилового спирта к ацетали позволило установить, что при одинаковой концентрации реагентов в воде поверхностное натяжения в случае использования гексилового спирта намного ниже по сравнению с ацеталью (табл. 2).

В случае использования смеси гексилового спирта с ацеталью (50:50) происходит более заметное снижение поверхностного натяжения смеси по сравнению с наиболее полярным гексиловым спиртом (см. табл. 2). Таким образом, при использовании сочетания гексилового спирта с ацеталью нами обнаружен суммарный эффект их флотационной активности, который подтвержден кинетикой флотации угля.

Применение в качестве реагента-вспенивателя смеси гексилового спирта с ацеталью позволяет повысить скорость флотации при одновременном увеличении выхода концентрата на 5,8% по сравнению с гексиловым спиртом и на 32,4% по сравнению с использованием ацетали. Подобные закономерности по изменению флотационной активности смесей чистых химических соединений при флотации минерального сырья

Таблица 2

Исследование поверхностного натяжения чистых органических соединений

Вспениватель	Концентрация реагентов в воде, мг/л	Поверхностное натяжение, Дж/м ² · 10 ³
Ацеталь	2225	63,0
	3560	59,2
	4450	50,4
Гексиловый спирт	2225	59,2
	3560	56,2
	4450	47,9
Смесь гексилового спирта и ацетали (50:50)	2225	57,9
	3560	54,7
	4450	42,8
Дистиллированная вода		73,05

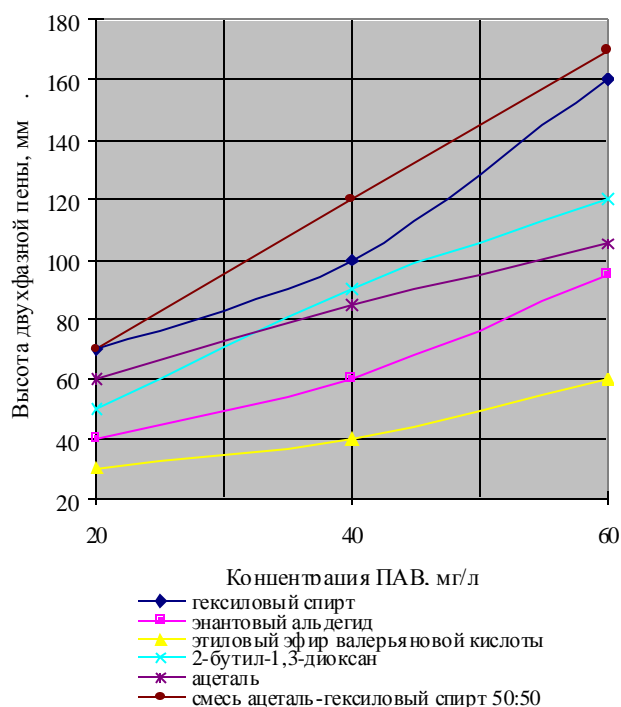


Рис. 3. Вспенивающая способность органических соединений

установлены в работе [3].

Проводились исследования эмульгирующей способности ПАВ (чистых) и их смеси. В общем случае стабилизирующая способность ПАВ зависит от геометрии молекулы и ее расположения на поверхности раздела фаз, энергетики поверхностного слоя, количества и концентрации ПАВ на поверхности. Согласно современным взглядам, разрушение эмульсии может происходить по двум причинам: коалесценции и молекулярной перегонки маленьких капелек в большие. Разрушаются эмульсии и пены благодаря тому, что разделяющая фазы пленка стремится приобрести меньшую свободную энергию за счет сокращения поверхности. Препятствуют коалесценции силы, удерживающие молекулы ПАВ на поверхности раздела фаз (работа адсорбции), так как при коалесценции происходит десорбция ПАВ.

Нами установлено, что оптическая плотность водной эмульсии, характеризующая дисперсность капелек реагента-собираателя (нонана) со вспенивателями: ацетали, гексилового спирта к их смеси (50:50) в воде, выше у смеси, по сравнению с индивидуальным применением ПАВ с собирателем, что оказывает существенное влияние на эффективность флотации.

В ходе исследований флотуемости углей с использованием в качестве вспенивателей чистых органических соединений выявили высокую эффективность действия спиртов, что дало возможность перейти к техническим продуктам

Исследование вспенивающей и гидрофобизационной способности технических продуктов

Вспениватель	Концентрация ПАВ, мг/л		Высота 2-фазной пены, Н, мм (1)	Выход концентрата в монопузырьковом аппарате, % (2)
	(1)	(2)		
КОБС	25	10	125	5,6
	50	30	180	11,5
	75	50	210	27,7
Т-80	25	10	30	8,3
	50	30	80	11,0
	75	50	135	11,9
Смесь КОБС: тяжелая фракция КОБС (50:50)	25	10	130	7,0
	50	30	190	23,9
	75	50	220	30,1

нефтехимии, содержащим в групповом химическом составе в преобладающем количестве спирты и алкилпроизводные 1,3-диоксана [6].

Реагенты-вспениватели нефтехимического производства исследовались при совместном действии с собирателями – тракторным керосином и Нефрасом Ар-120/200. Установлено, что при расходе тракторного керосина 0,45 кг/т замена реагента-вспенивателя Т-80 на КОБС (кубовые остатки от производства бутилового спирта) позволяет увеличить выход концентрата с 57,6 до 71,4%. Использование реагентов-вспенивателей ВПП и КЭТГОЛ [7–8] вместо Т-80 при расходе 0,04 кг/т (постоянном для всех ПАВ) также увеличивает выход концентрата соответственно на 3,2 и 10,2%.

Исследование флотации угля при совместном действии технических продуктов с Нефрас – Ар-120/200 позволило получить аналогичные результаты. Так, например, при расходе собирателя 0,6 кг/т и при использовании в качестве вспенивателя КОБС достигается наибольший выход концентрата 86,6%, что на 2,0–11,0% выше, чем при использовании остальных ПАВ.

Таким образом, исследуемые нами реагенты-вспениватели по эффективности действия располагаются в следующем порядке: КОБС > КЭТГОЛ > ВПП > Т-80 (табл. 3).

Высокая эффективность действия КОБС объясняется его повышенными гидрофобизационной и вспенивающей способностями по сравнению с другими техническими продуктами.

Так, например, высота 2-фазной пены при использовании КОБС изменяется со 125 до 210 мм против 30–135 мм у Т-80. Выход концентрата в монопузырьковом аппарате для КОБС изменяется с 5,6 до 27,7%, а для Т-80 – с 8,3 до 11,9% при различной концентрации реагентов в воде.

Кроме того, повышение флотационной активности КОБС объясняется его значительной дисперсностью эмульсии. Так, например, при

изменении расхода собирателя (тракторного керосина) с 0,16 до 0,48 кг/т оптическая плотность КОБС после стабилизации эмульсии увеличивается с 0,21 до 0,43, а Т-80 – с 0,17 до 0,36.

Однако групповой химический состав реагентов-собирателей также оказывает влияние на флотацию угля. Так, например, использование Нефрас Ар-120/200 вместо тракторного керосина (при расходе 0,40 кг/т) позволило установить, что выход концентрата увеличивается независимо от применения реагента-вспенивателя. В результате исследования в качестве вспенивателя Т-80 получили повышение выхода концентрата с 52,0 до 55,0%, ВПП – с 53,6 до 65,0%, КЭТГОЛ – с 60,9 до 63,8%, КОБС – с 66,1 до 70,0%.

Это объясняется тем, что Нефрас Ар-120/200 по сравнению с тракторным керосином имеет в своем составе больше ароматических углеводородов, что, в свою очередь, влияет на величину адсорбции реагентов, а также на дисперсность эмульсии собирателей в воде и соответственно на флотоактивность аполярного реагента.

Библиографический список

1. Власова Н.С., Классен В.И., Плаксин И.Н. Исследование действия реагентов при флотации каменных углей. М.: Изд-во АН СССР, 1961.
2. Жовтук Г.В. и др. Теория и практика флотации углей в СССР // Кокс и химия. 1980. № 7. С. 12–15.
3. Тюрникова В.И., Наумова М.Е. Повышение эффективности флотации. М.: Недра, 1980. С. 224.
4. Арсентьев В.А., Горловский С.И., Устинов И.Д. Комплексное действие флотационных реагентов. М.: Недра, 1992. 160 с.
5. Петухов В.Н. Флотационная активность химических соединений различного состава и строения при флотации угля // Кокс и химия. 1982. № 7. С. 18–21.
6. Гмызин В.А., Петухов В.Н., Сысоева Т.И. Интенсификация процесса флотации углей за счет использования смеси отходов нефтехимии в качестве реагентов-вспенивателей // Проблемы развития металлургии Урала на рубеже XXI века: Сб. науч. тр. [по мат. межгосуд. науч.-техн. конф. 14–17 мая]. Т. 3. Магнитогорск, 1996. С. 132–139.
7. Дебердеев И.Х., Пиккат-Ордынский Г.А., Рудановская Л.А. О применении новых эффективных реагентов во флотации // Уголь. 1988. № 11. С. 49–50.
8. Шубов Л.Я., Иванов С.И., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья: Справочник: В 2 кн. М.: Недра, 1990. Кн. 2. 263 с.

УДК 622

В.И. Гладских, В.П. Лекин, Н.И. Хасанов, А.И. Ушеров, М.Е. Полушкин, Е.В. Ушерова

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПОДГОТОВКИ ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ К АГЛОМЕРАЦИИ В ОАО «ММК»

Подготовка шихтовых материалов к агломерации представляет собой сложный процесс, начинающийся при добыче руд и заканчивающийся в шихтовых бункерах аглофабрик. От организации работы рудника, обогатительных фабрик, рудоусреднительных складов зависит равномерность состава руд.

Постоянство шихтовых материалов по химическому и минералогическому составу является одним из необходимых условий для получения качественного агломерата, а также повышения производительности доменных печей и снижения расхода кокса при производстве чугуна.

Современная схема подготовки шихтовых материалов для производства агломерата показана на схеме (см. рисунок).

Часть привозных руд и концентратов (вспомогательный поток железорудного сырья – ЖРС – для производства агломерата), поступающих в цех подготовки аглошихты (ЦПАШ), направляется на открытый склад №1 емкостью 300 тыс. т, где складировается по сортам в штабеля. Аглоруда и концентраты используются как технологическое

воздействие для получения агломерата заданного состава. Отбор проб на влажность и химический состав производится в специально оборудованных точках отбора проб.

Для основного потока ЖРС используется 6 из 8-ми пролетов складов № 2 и 3 емкостью 400 тыс. т. Здесь формируется смесь привозного сырья и железосодержащих материалов (ЖСМ) ОАО «ММК».

При избыточном поступлении привозного ЖРС практикуются перевозки на временные склады ЦПАШ, а также на склады ДОФСР.

При формировании штабелей усреднённой смеси с учётом скорости хода барабанной сбрасывающей тележки 0,3 м/с, что соответствует 768 ходам тележки и образуется 70–90 слоев различной высоты в соответствии с поступлением ЖСМ.

На основании учёта массы поступивших материалов и их химического состава инженером контрольного участка агломерационной лаборатории ЦЛК составляется паспорт штабеля усреднённой смеси. Паспорт штабеля включает в себя: номер склада и номера пролётов (где находится смесь); количество выгруженных в штабель полувагонов; масса штабеля, т; материальный состав штабеля, %; химический состав штабеля, %.

Усредненная смесь со склада № 2 и ЖРС со склада № 1 поступают в приемные бункера УУК.

При создании АСУ П ГОП появилась необходимость в проведении анализа грузопотоков, который выявил следующие недостатки подготовки шихтовых материалов для агломерации.

Во-первых, неудовлетворительное усреднение смеси в штабелях ЦПАШ. Это связано с неравномерной поставкой ЖРС различных месторождений. В случае выгрузки подряд 2-х и более составов одного типа сырья в штабеле образуется однородный слой толщиной до 3-х метров, который плохо усредняется при отгрузке смеси из штабеля (см. таблицу). Контроль химического состава прибы-

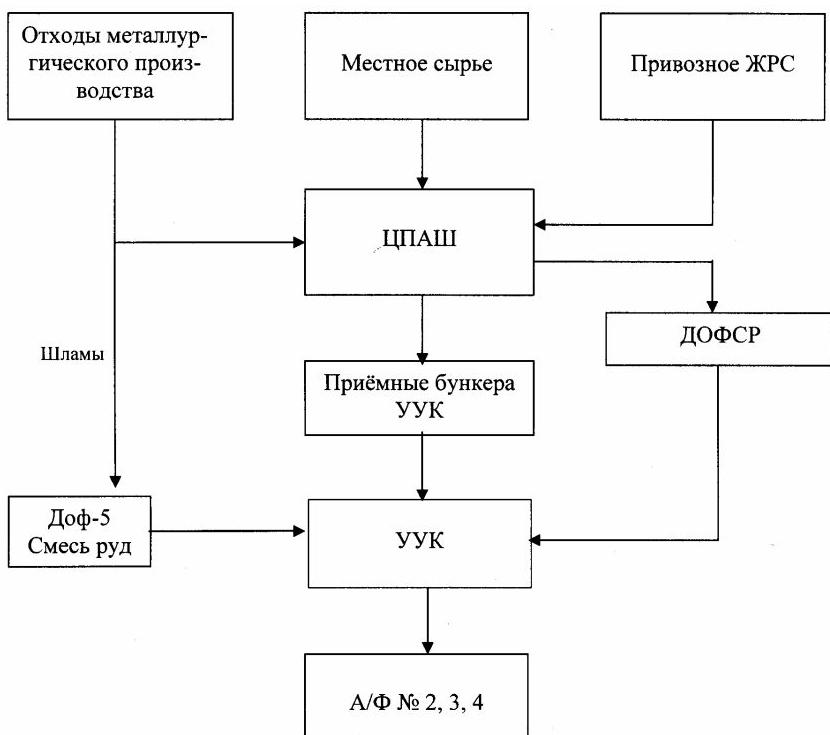


Схема подготовки сырья к агломерации

вающего сырья также находится не на должном уровне, в результате чего составляется непредставительный паспорт штабеля.

Во-вторых, недостаточное усреднение штабелей СК. Причиной этого служит подача в приемные бункера УУК из ЦПАШ достаточно больших партий однородных материалов, вследствие чего в штабелях СК образуются повторяющиеся по высоте слои материала одного состава до 0,5 м. Существующая схема выборки штабелей СК не позволяет отгрузить ЖРС ровное по химическому составу.

В результате колебания содержания железа в ЖРС и основности при поступлении в бункера аглофабрик достигают 2% (абс.) и 0,28 ед. (абс.) соответственно.

В-третьих, большой промежуток времени (3 ч) между отбором проб ЖРС из бункеров аглофабрик до получения результатов химического анализа не позволяет использовать данные анализов для оперативной корректировки состава аглошихты.

Корректирующие воздействия на химический состав агломерата производят на основании паспортов штабелей УУК, а также химического анализа проб готового агломерата. В настоящее время предпринимаются меры для определения химического состава ЖРС в бункерах аглофабрик. Для получения необходимой информации предлагается установить рентгено-флуоресцентные анализаторы в потоке на основных конвейерах, участвующих в формировании штабеля УУК и транспортирующих материалы в бункера аглофабрик, и использовать экспресс-лаборатории для УУК и аглофабрик, позволяющих производить химический анализ проб ЖРС на те элементы, определение которых недоступно анализатору в потоке. Это позволит технологическому персоналу оперативно регулировать состав аглошихты по данным химического состава материалов в бункерах шихтовых отделений.

Химический состав слоев усредненных штабелей ЦПАШ и СК

Компоненты	Содержание, %								
	Паспорт ЦПАШ	Слои ЦПАШ			Паспорт СК	Слои СК (4-6)			Слои СК (7-9) без смеси ЦПАШ
		Центральный	Внутренний	Внешний		Центральный	Внутренний	Внешний	
ПМПП	2,60	3,95	1,63	3,06	1,85	3,70	1,67	2,95	0,88
Fe	60,1	58,4	64,9	58,8	60,3	57,5	63,2	58,9	60,5
CaO	2,50	2,95	1,71	3,79	4,32	3,67	2,59	4,39	4,78
SiO ₂	5,60	5,60	3,98	5,66	5,19	6,36	4,95	6,32	4,57
MgO	2,00	3,29	0,90	2,23	2,00	3,11	1,05	2,20	2,77
Al ₂ O ₃	1,6	1,76	1,38	1,61	1,61	1,90	1,57	1,77	1,74
Основность	0,45	0,53	0,43	0,67	0,83	0,58	0,52	0,66	1,05

Опытный рентгено-флуоресцентный анализатор в потоке планируется установить в шихтовом отделении аглофабрики № 4 в июне 2007 года.

Проведенные в рамках данной работы исследования показывают, что при анализе железорудных смесей очень важно получить представительную пробу. Чтобы решить данную проблему, предлагается установить механизированные пробоотборники, которые при отборе пробы будут пересекать весь поток движущихся материалов через заданные промежутки времени. Опытный механизированный пробоотборник установлен в шихтовом отделении аглофабрики № 4 на конвейере Ш-1 (перед заполнением бункеров).

Выводы

Установка детекторов химического состава компонентов аглошихты, экспресс-анализаторов и механизированных пробоотборников позволит технологическому персоналу оперативно влиять на производство агломерата заданного состава и управлять тепловым режимом аглопроцесса.

При удовлетворительной работе указанного оборудования возможен (через систему АСУ ТП) автоматический режим ведения процесса агломерации.

ЭКОНОМИКА, ОРГАНИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

УДК 622.23.054.72

Г.Д. Першин, В.А. Утешев

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРИ ОЦЕНКЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ КАНАТНЫХ ПИЛ В КАРЬЕРЕ*

Эффективность высокоуступной канатно-алмазной технологии добычи с применением канатно-алмазных пил доказана в ряде работ [1], а практикой подтверждено повышение выхода товарных блоков мрамора посредством увеличения объемов добываемых монолитов.

Переход на высокоуступную технологию на сегодняшний день – один из основных способов повышения объемов добываемых монолитов, который успешно практикуется на итальянских карьерах. Но это требует установки более мощного двигателя на канатную пилу, поскольку с ростом высоты обрабатываемого уступа возрастает протяженность участка контакта гибкого инструмента с породой. На основании работы [2] мощность распиловки прямо пропорционально зависит от длины контакта при условии, что остальные параметры процесса принимают постоянное значение:

$$N_{pac} = \mu \cdot \sigma_n \cdot b \cdot k_{II} \cdot l_K \cdot V_p, \quad (1)$$

где μ – коэффициент распиловки; σ_n – давление инструмента на породу, Н/м²; b – диаметр режущей втулки, м; k_{II} – коэффициент прерывистости режущей поверхности инструмента (отношение длины режущего контура к длине рабочего алмазного слоя); l_K – длина контакта инструмента с породой, м; V_p – скорость распиловки (скорость движения гибкого режущего органа), м/с.

В процессе отделения монолита вертикальными пропилами продольного и поперечного направления длина линии контакта l_K непостоянна и принимает значение от $l_K \approx 0$ (момент запилки) до, например, $l_K \approx (0,25 \div 0,5) \pi$, м (момент окончания реза при диаметре приводного шкива $D_{ш}=1$ м). На схеме (рис. 1) можно выделить три

стадии протекания продольного пропила при отделении добываемого монолита: 1 – запилывание; 2 – стационарное пиление; 3 – допиливание.

Максимальное значение длины контакта инструмента с породой, которая соответствует окончанию 1 стадии распиловки, будет определяться как

$$l_K^{max} = \frac{\pi \cdot H}{2} + R \cdot \varphi_o, \quad (2)$$

где H – высота отделяемого монолита, м; $R=H/2$ – радиус дополнительного сектора контакта, м; φ_o – дополнительный угол охвата, рад.

Аналитическими исследованиями [3] определено значение дополнительного угла охвата φ_o при производстве продольного и поперечного пропилов.

Связь между максимальной мощностью распиловки, как установленной мощностью канатно-алмазной пилы, и соответствующей ей предельно возможной производительности резания примем в энергетической форме по следующему выражению:

$$P_{max} = \frac{N_{max}}{A_{уд} \cdot b}, \quad (3)$$

где $A_{уд}$ – удельная работа распиловки, Дж/м³; N_{max} – максимальная (установленная) мощность канатной пилы, Вт.

При заданной скорости резания, для каждой конкретной породы, $A_{уд}$ зависит от силового режима σ_n и может быть определена на основе экспериментальных исследований в условиях стеновых, а также промышленных испытаний.

В алмазосберегающем режиме распиловки $A_{уд}$ принимает постоянное значение, определяемое только прочностью породы и режущей способностью алмазного инструмента. Для реализации ал-

* Работа выполнена при поддержке гранта правительства Челябинской области.

мазосберегающего режима необходимо в процессе пиления независимо от изменения длины контакта инструмента с породой выдерживать всегда постоянным контактное давление величиной $\sigma_n = \sigma_n^{on}$. Этому условию в достаточной мере будет отвечать режим перемещения канатно-алмазной пилы по направляющим с постоянной скоростью $V_n = const$. Используя экспериментальную зависимость удельного расхода алмазонасного слоя на рабочих элементах от величины контактного давления [4] и методику расчета контактного давления инструмента на породу от времени распиловки в режиме $V_{II} = const$, были получены графические взаимосвязи (рис. 2), откуда следует, что повышение контактного давления на стадии допиливания реза происходит на 20% от установленного максимального значения. Данное изменение контактного давления в соответствии с приведенной на рис. 2 диаграммой $R_{уд} = f(\sigma_n)$ вызывает повышение удельного расхода алмазного инструмента всего лишь на 6% по отношению к минимальной величине. На этом основании можно сделать вывод о незначительном влиянии на удельный расход алмазного инструмента ($R_{уд} \cdot \gamma_\alpha$) силового параметра σ_n , когда режим распиловки осуществляется при условии $V_{II} = const$ ($R_{уд}$, м³/м³ – относительный расход алмазного инструмента; γ_α , карат/м³ – содержание алмазов в единице объема алмазонасного слоя инструмента).

Среднюю производительность канатной пилы, через ее максимальное значение (3), определяем следующим образом:

$$P_{cp} = \frac{H \cdot L}{t_{пил}} K_m \cdot P_{max}, \quad (4)$$

где $t_{пил}$ – время пиления наибольшей по площади продольной (фронтальной) плоскости отделения монолита камня от массива породы; L – длина отделяемого монолита, м; $K_m < 1$ – коэффициент пропорциональности.

Время проходки продольного реза рассчитываем по формуле

$$t_{пил} = \frac{l_{пер}}{V_{II}} = \frac{l_{пер} \cdot H}{P_{max}}, \quad (5)$$

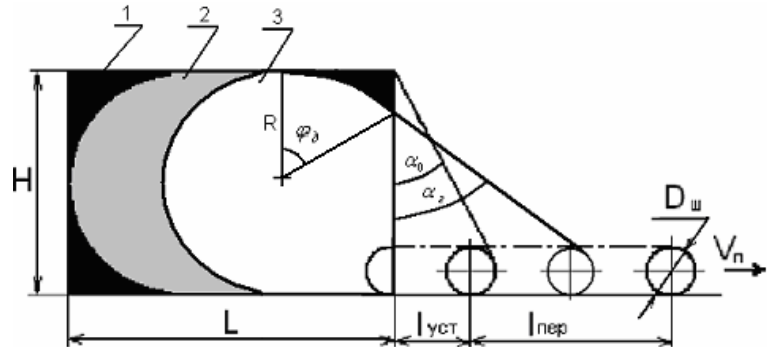


Рис. 1. Расчетная схема к определению геометрических и кинематических параметров отделения монолита гибким инструментом по продольному направлению

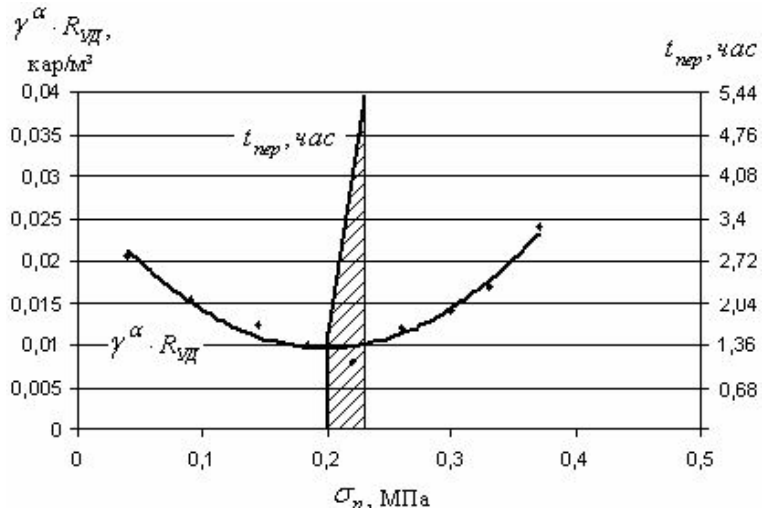


Рис. 2. Изменение контактного давления инструмента на породу и его удельного расхода от времени пиления в режиме $V_{II} = const$ (для продольного пропила с линейными размерами $L \times H = 12 \times 6$ м)

где $l_{пер}$ – окончательный путь перемещения тележки, м.

Путь перемещения тележки канатной пилы к моменту окончания реза по заданной плоскости определяется из особенностей кинематики процесса распиловки гибким инструментом при условии неизменности длины контура в начальный и конечный момент времени (см. рис. 1):

$$l_{пер} = H \left[k_\phi + 0,5 \cdot \left(1 + \frac{1 - \sin \alpha_0}{\cos \alpha_0} \right) - 0,5 \frac{D}{H} \cdot \left(\frac{\pi}{4} + \frac{1 - \sin \alpha_0}{\cos \alpha_0} \right) \right], \quad (6)$$

где $k_\phi = L/H$ – коэффициент формы продольной плоскости отделения (L – длина контакта, м).

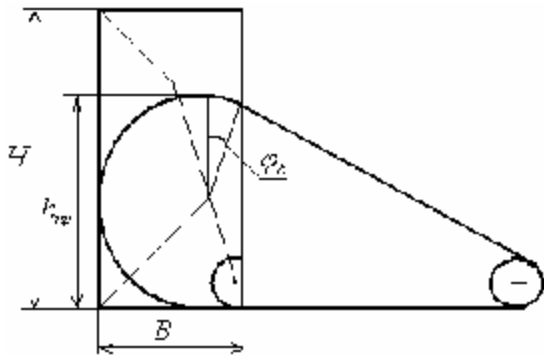


Рис. 3. Схема производства поперечного реза

Как показывает практика, α_0 назначается в пределах $30-35^\circ$, тогда выражение (6) упрощается до вида

$$l_{пер} = H \cdot \left[k_\phi + \frac{3}{4} - \frac{1}{8}(\pi + 2) \frac{D}{H} \right].$$

После чего становится возможным определить среднюю производительность канатной пилы за время пиления фронтальной плоскости заданной площади при условии, когда $k_\phi \geq 1$:

$$P_{cp} \frac{L \cdot \Pi_{max}}{l_{пер}} = K_m \cdot \frac{N_{max}}{A_{уд} \cdot b}, \quad (7)$$

где $K_m = \frac{k_\phi}{\left[k_\phi + \frac{3}{4} - \frac{(\pi + 2)}{8} \cdot \frac{D}{H} \right]}$ – определяется

как коэффициент влияния геометрии плоскости отделения монолита на среднюю величину производительности резания от ее максимального значения.

Отличительной особенностью поперечного пропила, отделяющего монолит камня от массива, является его вытянутая в вертикальном направлении прямоугольная форма, когда длина плоскости отделения равна ширине монолита $k_\phi = B/H$, и при этом выполняется геометрическое условие $k_\phi \leq 1$. В этом случае максимальная высота пропила не равна высоте монолита и находится из уравнения (рис. 3)

$$h_{пр} = H \cdot \frac{k_\phi \cdot \left(2 - k_\phi - \frac{D}{2H} \right)}{\left(1 - \frac{D}{2H} \right)},$$

что в итоге изменит величину коэффициента K_m в формуле (7), расчетная величина которого в этом случае

$$K_m = \frac{\left(2 - \frac{D}{H} \right)}{\left[k_\phi + \frac{3}{4} - \frac{(\pi + 2)}{8} \cdot \frac{D}{H} \right] \cdot \left(4 - 2k_\phi - \frac{D}{H} \right)}. \quad (8)$$

Очевидно, что при условии $k_\phi = 1$ коэффициенты K_m в формулах (7) и (8) равны.

На рис. 4 приведен график зависимостей расчетных величин дополнительного угла охвата ϕ_0 и коэффициента K_m от значения k_ϕ , которое характеризует на практике геометрию плоскостей отделения монолита от массива как в поперечном ($k_\phi = 0,15 \div 0,4$), так и продольном ($k_\phi = 1,0 \div 2,0$) направлениях.

Коэффициент K_m устанавливает влияние геометрии пропила на среднюю величину производительности резания от ее максимального значения при работе канатной пилы в режиме, когда $V_{II} = const$ на протяжении всего периода распиловки плоскости отделения монолита. При этом согласно принятому алмазосберегающему режиму скорость подачи канатной пилы вдоль ее направляющих на основании вышеполученных выражений определяется по следующей зависимости:

$$V_{II} = k_H \cdot \frac{\mu_p \cdot k_{II} \cdot \sigma_n^{on} \cdot V_p}{A_{уд}}, \quad (9)$$

где $k_H = \frac{7\pi}{10}$ – для продольной плоскости отделения монолита от массива, когда $k_\phi = 1,0 \div 2,0$;

$k_H = \left(\frac{5}{9} \div \frac{2}{3} \right) \pi$ – для поперечной плоскости, когда $k_\phi = 0,15 \div 0,4$.

Данные значения коэффициента k_H приведения максимальной длины контакта гибкого инструмента к высоте пропила следуют из рис. 4, где в графическом виде показано изменение угла ϕ_0 от k_ϕ

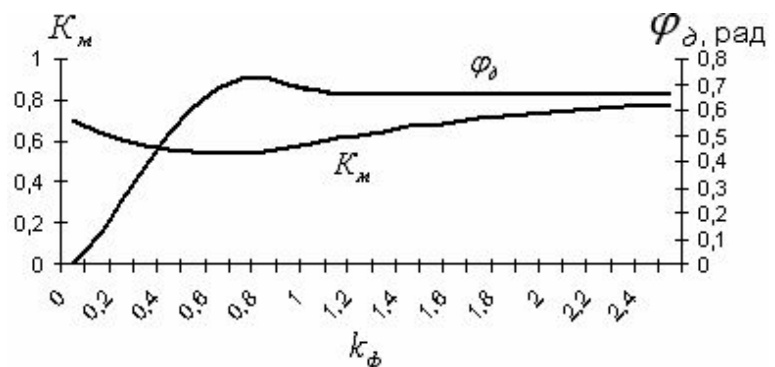


Рис. 4. График зависимости коэффициента K_m и дополнительного угла охвата ϕ_0 от величины коэффициента формы k_ϕ плоскостей отделения монолита от массива

В табл.1 приведены расчетные значения технологических параметров и показателей отделения монолитов в алмазосберегающем режиме работы канатной пилы для условий Коелгинского месторождения мрамора. В расчетах принято: $\sigma_n^{on} = 0,22$ МПа; $A_{y\delta} = 0,75 \cdot 10^9$ Дж/м³; $\mu_p = 0,3$; $k_{II} = 0,16$; $b = 0,01$ м.

Расчеты выполнялись для работающих в настоящее время канатно-алмазных пил фирмы производителя «Micheletti» – Telestar 2002 G, техническая характеристика которых: $N_{к.п.} = 37$ кВт; $V_p = 32$ м/с; $D = 1,0$ м.

Суммарное время пиления продольной и поперечной плоскостей отделения монолита от массива (см. табл.1) с учётом их суммарной площади определяет среднюю суммарную производительность канатной пилы:

$$\sum \Pi_{cp} = S^c / t^c, \quad (10)$$

где S^c – суммарная площадь продольной и поперечной плоскостей отделения монолитов камня от массива; t^c – суммарное время пиления продольной и поперечной плоскости.

В зависимости от того, какой силовой режим реализуется в процессе всего цикла пиления, будет зависеть и величина средней производительности проходки отдельных плоскостей отделения и их средняя суммарная величина.

Аналитическое выражение для определения показателя наработки запишем в следующем виде [5]:

$$H = t_{ai} \cdot \sum \Pi_{cp}, \quad (11)$$

где t_{ai} – время абразивного износа алмазосносного слоя на рабочих элементах втулках одного погонного метра инструмента.

Время t^c находится как результат замера в условиях промышленной эксплуатации канатных пил, либо путем расчета по вышеизложенной методике.

Время t_{ai} также может быть определено из практики, расчетное значение находится следующим образом [5]:

$$t_{ai} = \mathcal{E}_a \cdot \frac{W_a}{P_{p.a} \cdot V_p} \cdot \frac{\mu_{p.a}}{\mu} \cdot \frac{A_{y\delta}}{R_{y\delta}} \cdot \frac{W_a}{V_p}, \quad (12)$$

где W_a – объем изношенного алмазосносного слоя на рабочих элементах (втулках); $P_{p.a}$ – сила разрушения алмазосносного слоя, Н; \mathcal{E}_a – показатель энергоёмкости разрушения алмазосносного слоя, МПа; $\mu_{p.a}$ – показатель разрушения алмазосносного слоя; $R_{y\delta}$ – относительный расход алмазного инструмента.

Суммарный объем алмазосносного слоя по длине контура равен:

$$W_a = \frac{\pi}{4} \cdot d_s^2 \cdot (\lambda^2 - \gamma^2) \cdot R_n \cdot L_K, \quad (13)$$

где $\lambda = d_0/d_k$, d_s – внешний диаметр алмазорежущей втулки, d_k – диаметр несущего каната; $\gamma = d_0/d_k$, d_0 – внешний диаметр металлической втулки, на которой расположен алмазосносный слой; k_n – коэффициент прерывистости режущей поверхности инструмента; L_K – длина режущего контура, м.

Силу разрушения (абразивного износа) алмазосносного слоя согласно [4] запишем как

$$P_{p.a} = \mu_{p.a} \cdot \frac{(e^{\mu\varphi} - 1)}{\mu} \cdot P_0 \cdot k_\varphi \cdot \frac{\mu_{p.a}}{\mu} \cdot \frac{P_{np}}{[n]}, \quad (14)$$

где $P_{np} = \frac{\pi \cdot d_k^2}{4} \cdot k_3 \cdot \sigma_s$ – продольная сила, приводящая к статическому разрыву каната, Н; k_3 – коэффициент заполнения сечения каната металлом; σ_s – временное сопротивление разрыву материала канатной проволоки, Па; φ – угол контакта инструмента с распиливаемой породой, рад; P_0 – усилие предварительного натяжения каната, Н; $[n] = P_{np} / P_{max}$, P_{max} – максимальная сила натяжения каната, Н; k_φ – коэффициент полезного использования несущей способности гибкого режущего инструмента.

Сила P_{max} действует на ведущей ветке каната и всегда ограничивается установленной мощно-

Таблица 1

Расчет технологических параметров и показателей

Параметр	Плоскость отделения монолита мрамора от массива	
	продольная	поперечная
Размер плоскости отделения ($L \times H_i$, $B \times H$), м	12,0×6,0	1,85×6,0
Коэффициент формы k_φ	2,0	0,308
Значение коэффициента K_m	0,76	0,59
Максимальная мощность распиловки N_{max} , кВт	37	17,3
Скорость подачи V_{II} , м/мин	0,049	0,042
Максимальная производительность Π_{max} , м ² /ч	17,74	8,28
Средняя производительность Π_{cp} , м ² /ч	13,27	4,28
Время пиления, ч	5,42	2,27
Средняя суммарная производительность $\sum \Pi_{cp}$, м ² /ч	10,8	

стью главного привода канатной пилы N через величину предельно возможной силы распиловки P_{max} , так как

$$P_{max} = \frac{P_{рас}}{k_\phi} \leq \frac{1}{k_\phi} \cdot \frac{N}{V_p} \quad (15)$$

Соотношение (15) дает возможность рассчитать минимальное значение коэффициента запаса прочности несущего каната по статической нагрузке из условия конкретно установленной мощности главного привода канатной пилы:

$$[n] \geq k_\phi \cdot \frac{P_{мп}}{N} \cdot V_p \quad (16)$$

С учетом формул (13) и (14) получим окончательное выражение для расчета времени разрушения алмазоносного слоя:

$$t_{ai} = K_a (\lambda^2 - \gamma^2) \frac{L_K}{V_p} \quad (17)$$

где $K_a = \frac{A_{y\phi}}{R_{y\phi}} \cdot \frac{k_{II} \cdot [n]}{\sigma_e \cdot k_3 \cdot k_\phi}$.

В табл. 2 приведено расчетное значение времени t_a , в течение которого происходит полный износ алмазоносного слоя на рабочих элементах в зависимости от толщины слоя, т.е. показателя λ .

Численные расчеты по определению t_a выполнялись для следующих показателей и параметров: $A_{y\phi}=0,665 \cdot 10^9$ Дж/м³; $V_p=32$ м/с; $L_K=40,5$ м.

Максимальное расчетное значение наработки в соответствии с формулой (11) было получено при: $L_K=1$ м, $S^c=83,1$ м²; $t^c=7,69$ ч; $t_{ai}=3,84$ ч/пог.м.

Таблица 2

Показатели износа алмазоносного слоя в зависимости от его толщины h

h , мм	1,25	1,125	1,0	0,875	0,75	0,625	0,5	0,375
λ	2,00	1,95	1,90	1,85	1,80	1,75	1,70	1,65
t_a , ч	82	72	63	54	47	37	30	21

Таблица 3

Расчет минимальных удельных затрат при отделении монолита по вертикальным плоскостям

Показатель	Значение
$C_{AO+3П}$, руб./м ²	15,30
$C_{ЭЭ}$, руб./м ²	3,30
$C_{АН}$, руб./м ²	41
C_S , руб./м ²	59,6
C_V , руб./м ³ , при $K_B=0,5$	73,9

Для алмазного инструмента, изготовленного на связке М1 с использованием природных алмазов марки А, зернистостью 500/400, 50% концентрации, расчетная наработка составила $H^{max}=36,6$ м²/пог.м.

Полученные результаты показывают, что установленная мощность канатной пилы, перемещаемой с постоянной скоростью её подачи на забой, высота добычного уступа и форма вертикальных плоскостей отделения монолита от массива задают силовой режим контактного взаимодействия системы «порода – инструмент», значение которого должно соответствовать минимальному удельному расходу алмазного инструмента. Это обеспечивает максимальную наработку гибкого алмазного инструмента и, таким образом, минимальные удельные эксплуатационные затраты по распиловке единицы поверхности плоскостей отделения монолита от массива.

Как уже отмечалось, процесс добычи блоков по двухстадийной схеме получил широкое применение как наиболее эффективный способ повышения выхода конечной продукции при этом, в качестве оптимизационного критерия экономической оценки примем условие, при котором удельные затраты по подготовке монолита к выемке путем прорезания направленных щелей в массиве должны быть минимальными, т.е.:

$$C_v = \frac{C_s \times S_m}{K_B} \rightarrow \min, \quad (18)$$

где C_s – удельные затраты, связанные с резанием камня при отделении монолита от массива, руб./м²; S_m – удельная площадь обнажения монолита в массиве, м⁻¹; K_B – коэффициент выхода товарных блоков из объема монолита.

Удельные затраты на резание камня согласно работе [6]

$$C_s = \frac{C_o}{K_{НО} \cdot \sum P_{cp}} + C_3 \cdot N_{y\phi} + \frac{C_u}{H^{max}} = C_{AO+3П} + C_{ЭЭ} + C_{АН}, \quad (19)$$

где C_o , C_3 , $C_{АН}$ – удельные стоимости соответственно эксплуатации канатной пилы, руб./ч; электроэнергии, руб./кВт·ч; алмазного инструмента, руб./пог.м; $N_{y\phi} = N^{max} / P_{max}$ – удельная мощность распиловки, кВт·ч/м³; $K_{НО}$ – коэффициент использования оборудования.

В данном уравнении первое слагаемое представляет собой затраты на амортизационные отчисления камнерезного оборудования с учетом затрат на обслуживание и ремонт и заработную

плату оператору канатной машины. Второе слагаемое – это затраты на электроэнергию, потребляемую двигателем в процессе пиления. Третье слагаемое показывает затраты, связанные с расходом алмазного инструмента.

Численный расчет выполнен для: $K_{ио}=0,75$; $C_0=124$ руб./ч; $C_э=1,5$ руб./кВт·ч; $C_{и}=1500$ руб./пог.м; $S_M=0,62$ м²/м³, значения его представлены в табл. 3.

Анализ расчетных данных показывает на превалирующее положение удельных расходов по приобретению и использованию алмазно-канатного инструмента (69%) в балансе эксплуатационных затрат по отделению монолита от массива вертикальными плоскостями, что полностью под-

тверждается и практикой и эксплуатации канатных пил. Однако данная доля затрат может существенно измениться, если процесс распиловки вести в неалмазосберегающем силовом режиме. В этом случае суммарные эксплуатационные затраты увеличатся по отношению к их минимальному значению за счет повышения удельного расхода гибкого алмазного инструмента.

Так, повышение удельного расхода инструмента на 20% по отношению к минимально возможному значению дает годовое увеличение расходов по приобретению дополнительного количества инструмента на одну канатную пилу в количестве 200 тыс. рублей.

Библиографический список

1. Першин Г.Д., Караулов Н.Г., Караулов Г.А. Добыча блоков мрамора алмазно-канатными пилами: Учеб. пособие. Магнитогорск: МГТУ, 2003. 103 с.
2. Першин Г.Д. Энергетический принцип расчета поверхностного разрушения горных пород алмазно-абразивным инструментом // Изв. вузов. Горный журнал. 1992. № 6. С. 69–76.
3. Першин Г.Д., Утешев В.А. Расчет производительности канатно-алмазной пилы при постоянной скорости ее подачи на забой // Добыча, обработка и применение природного камня: Сб. науч. тр. № 7. Магнитогорск: МГТУ, 2007. С. 4–12.
4. Акопян Р.В., Лусинян К.Г. Исследование влияния режимов резания на износ алмазных элементов алмазно-канатного режущего инструмента // Изучение природных каменных материалов и силикатного сырья, разработка эффективной техники и технологии производства: Сб. науч. тр. Ереван, 1983. С. 40–49.
5. Першин Г.Д., Чеботарев Г.И. Расчет и конструирование канатно-алмазного режущего инструмента // Добыча, обработка и применение природного камня: Сб. науч. тр. № 2. Магнитогорск: МГТУ, 2002. С. 79–98.
6. Першин Г.Д. Технично-экономическое обоснование технологических параметров процесса резания камня канатно-алмазными пилами // Строительные материалы. 1994. № 8. С. 4–6.

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

УДК 669.046.4.001

К.Н. Вдовин, А.И. Ушеров, Е.С. Махоткина

ИЗУЧЕНИЕ ПОВЕДЕНИЯ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ВТОРИЧНОГО АЛЮМИНИЯ (ОПВА) В ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ

Доменная плавка железистых бокситов – металлургический процесс, в котором одновременно выплавляют в доменной печи природно-легируемые титанистые чугуны и высокоглиноземистые шлаки для производства быстротвердеющего глиноземистого цемента – ценного строительного материала. Доменная плавка бокситов – наиболее рациональное производство высокоглиноземистых шлаков для цементной промышленности. Важнейшим глиноземсодержащим сырьевым компонентом в производстве глиноземистого цемента являются сравнительно мало распространенные бокситы, к тому же этот вид сырья продолжает оставаться основным источником глинозема для алюминиевой промышленности [1]. Изыскания недефицитных глиноземистых материалов, способных заменить часть боксита в доменной плавке, очень важны для развития производства глиноземистого цемента, при этом желательно обеспечение сырьем без существенного расширения переработки первичного сырья. Решением проблемы может быть использование алюмосодержащих отходов различных отраслей промышленности. При этом решается и вопрос с утилизацией отходов, которому в настоящее время придается большое значение.

На предприятиях вторцветмета при дроблении алюминиевых шлаков образуются отходы производства вторичного алюминия (ОПВА), которые представляют собой отсеvy крупностью 3 мм и пыль газоочистки крупностью 0,1 мм. Эти отходы не находят сбыта и являются отвальными. Химический состав ОПВА (Al_2O_3 – 60,0...70,0%; $Al_{мет.}$ –

15,0...30,0% – основные компоненты, $MeCl$ – 4,0...10,0%) позволил изучить возможность замены части боксита – дорогостоящего сырья – на отходы производства вторичного алюминия. ОПВА, по сравнению с бокситом, содержат больше алюминия в пересчете на Al_2O_3 , немного больше кремнезема, значительно больше хлоридов щелочных металлов при отсутствии диоксида титана. Хлориды щелочных металлов являются вредными составляющими ОПВА.

С целью изучения поведения ОПВА в процессе доменной плавки были проведены термогравиметрические исследования на установке института металлургии им. Л.А. Байкова РАН. Схема и принцип действия её приведены в работе [2]. Исследования включают две серии экспериментов.

Порядок выполнения первой серии был следующий: навеску пыли отсеvов ОПВА массой 117 и 390 г поместили в кварцевый тигель с внутренним диаметром 7 мм и глубиной 5 мм, который прикреплялся к регистрирующей системе. Установка герметизировалась, и в нее подавали аргон или воздух с интенсивностью 100...120 см³/мм. Нагрев образца производили со скоростью 40...50°С/мин до заданной температуры.

На всех полученных термогравиметрических диаграммах наблюдается наличие трех участков изменения массы образца. Результаты обработки диаграмм приведены в **таблице**.

Первый участок изменения массы образца соответствует убыли массы в интервале 40...620°С и связан с удалением гидратной влаги из алюминатных систем. Среднее содержание

Условия и результаты термогравиметрических исследований

Атмосфера	Материал	M, мг	I участок убыль массы				II участок прибыль массы				III участок убыль массы				Δ m	
			tн	tк	-Δm	%	tн	tк	+Δm	%	tн	tк	-Δm	%	мг	%
Аргон	Пыль	117	80	500	12,4	10,6	700	880	1,1	0,94	980	1350	29,15	25,0	41,55	35,5
Аргон	Пыль	128	40	550	15,4	12,0	780	930	0,2	0,16	960	1400	32,70	25,5	48,1	37,6
Аргон	Отсев	390	–	500	12,8	3,3	640	900	1,2	0,31	950	1400	37,65	9,7	50,45	12,9
Аргон	Отсев	147	50	620	6,2	4,2	750	950	0,4	0,27	1030	1300	14,3	9,7	20,5	13,9
Воздух	Пыль	194	40	560	23,5	12,1	760	1020	4,0	2,06	1120	1330	37,7	19,4	61,2	31,5

гидратной влаги 10...12% для ОПВА и 3...5% – для отсевов.

На втором участке наблюдается прирост массы образца: для пыли – от 0,16 до 1,1% в среде аргона и 2,06% в среде воздуха, а для отсевов – около 0,3% в среде аргона. Указанный участок соответствует интервалу температур 760...1080°C. Прибыль массы связана с гетерогенными реакциями взаимодействия металлического алюминия, нитрида и карбида алюминия с газовой фазой. Изменение массы образца в среде аргона находится в пределах ошибки эксперимента, поэтому невозможно утверждать о протекании этих процессов в среде аргона. Третий участок – убыль массы образца при температурах 1100...1350°C – соответствует процессу испарения хлоридов. При этом в среде аргона массы образцов пыли уменьшаются на 25%, отсевов – на 9,7%. В среде воздуха изменение массы образца пыли составило 19,4%, что является результатом наложения двух процессов: окисления компонентов пыли, сопровождающегося прибылью массы, и испарения хлоридов, приводящего к убыли массы.

Характерный вид термогравиметрической диаграммы представлен на рисунке. В результате нагрева образцов в аргоне убыль массы составила 35,5...37,6% для пыли и 12,9 и 13,9% для отсевов. В воздушной среде масса пыли уменьшилась на 31,5%.

Таким образом, в данной серии экспериментов установлено, что при нагреве ОПВА до тем-

пературы 1400°C происходит удаление гидратной влаги и полное испарение хлоридов (в образцах после термогравиметрического исследования хлоридионы качественно не обнаружены).

По данным термогравиметрических диаграмм были рассчитаны абсолютные и относительные скорости испарения хлоридов. Анализ результатов показывает, что с увеличением температуры рост относительной скорости испарения хлоридов замедляется от ~ 125 до 22,2% на каждое исследование 50...40°C и выше 1300°C её можно считать величиной, не зависящей от температуры и примерно равной 2% массы в минуту.

Во второй серии экспериментов исследовалось поведение ОПВА при нагреве в среде CO₂. Для изучения были представлены образцы, содержащие повышенное количество оксидов кальция и магния (CaO и MgO соответственно), и образцы с малым содержанием металлического алюминия. Исследования показали, что атмосфера не влияет на температурную область и кинетику I и II участков, на которых происходит убыль массы образцов. В основном сохраняется и температурный интервал данных участков, а некоторое его увеличение на первом участке кривой (убыль массы) для одного из образцов связано, по нашему мнению, с разложением карбонатов, повышенным содержанием которых отличался данный образец.

В данной серии экспериментов можно отдельно выделить опыт, в котором изучалось поведение образца отсевов, предварительно прошедшего нагрев в атмосфере аргона.

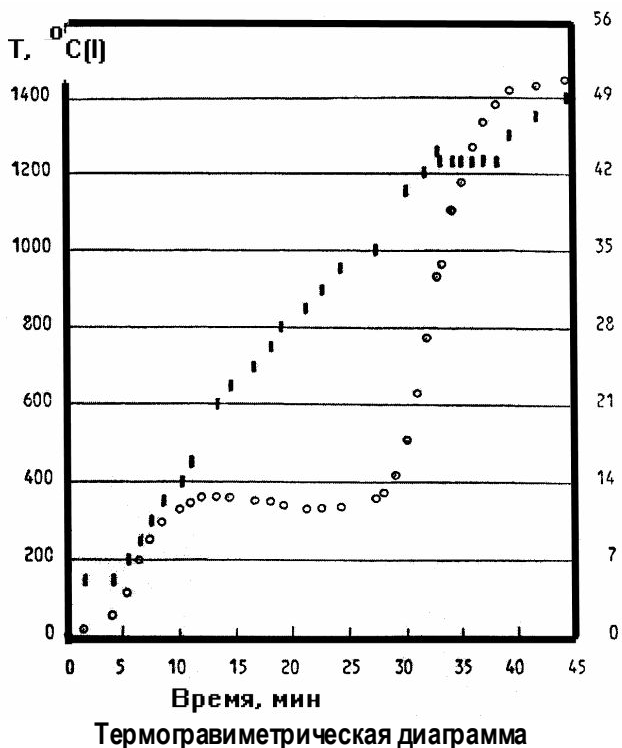
Повторный нагрев данного образца, но уже в атмосфере воздуха, показал, что на термограмме отсутствуют I и II участки, соответствующие убыли массы. Значит, испарение хлоридов заканчивается при температурах 1300...1350°C.

Изучение кинетики удаления хлоридов из пыли ОПВА в окислительной и восстановительной атмосфере показало, что состав атмосферы практически не влияет на процесс удаления хлоридов.

На основании приведенных исследований и полученных результатов можно предположить поведение летучих составляющих ОПВА в промышленных условиях. Учитывая конструкцию и температурный режим доменной печи, поведение изучаемых компонентов ОПВА представляется следующим.

Удаление гидратной влаги из алюминатных систем начинается на верхних горизонтах печи, еще до нагрева шихты до температуры колошника (~ 300°C), и заканчивается в той части шахты печи, где температура достигает 620...650°C.

В средней части шахты, в области 750...1100°C, будут происходить гетерогенные



реакции взаимодействия металлического алюминия, нитрида и карбида алюминия, входящих в состав ОПВА, с газовой фазой.

В нижней части шахты и распаре, т. е. в температурной области 1100...1350°C, происходит процесс удаления хлоридов из ОПВА.

Таким образом, процесс испарения хлоридов заканчивается до образования жидкой фазы в заплечиках доменной печи, и хлориды не будут усваиваться образующимся шлаком.

Скорость испарения соединений щелочных металлов из ОПВА при температурах выше 1300°C можно считать постоянной величиной.

Учитывая среднее время пребывания шихты

в печи ($\tau_{cp}=6,6$ с [3]) и результаты изучения содержания хлоридов при прокаливании, можно предположить, что концентрация хлоридов в нижних горизонтах печи (заплечики, горн) будет столь незначительна, что не окажет никакого влияния на химический состав конечного шлака.

Сравнительный анализ химического состава отходов производства вторичного алюминия, проведенные термогравиметрические исследования позволяют рассмотреть возможность замены части боксита в доменной плавке при производстве глиноземистых шлаков на отходы производства вторичного алюминия.

Библиографический список

1. Сокольский А.Д. Доменная плавка бокситов. М.: Metallurgy, 1969. 324 с.
2. Термогравиметрическая установка и методика для высокотемпературных исследований кинетики ОВР / О.Н. Цыбин, Д.М. Чижиков, Ю.В. Цветков и др. // Новые методы исследований процессов восстановления цветных металлов. М.: Наука, 1973. С. 36–41.
3. Вегман Е.Ф., Жеребин Б.Н., Похвиснев А.Н., Юсфин Ю.С. Metallurgy чугуна. М.: Metallurgy, 1978. 480 с.

УДК 669.1

С.Н. Ушаков, С.В. Горосткин, Т.С. Масальский, М.А. Богатов, В.Л. Алексеев

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗЛИВКИ СТАЛИ НА МНЛЗ ККЦ ОАО «ММК»

Повышение чистоты внутренней структуры непрерывнолитых слитков является одной из важнейших проблем черной металлургии. Наличие неметаллических включений в жидкой стали не только приводит к возникновению целого ряда дефектов на слябах и листах, но существенно может усложнить процесс разлива металла на МНЛЗ. Из-за повышенного теплоотвода в каналах стаканов-дозаторов происходит постоянное отложение тугоплавких неметаллических соединений. Способность алюминатов или сложных комплексных соединений на основе окислов алюминия (из-за высокой температуры плавления – более 1600°C) накапливаться в виде отложений на твердой подложке (стопорной механизм, сталеразливочные каналы) известна с начала освоения непрерывной разлива стали.

Из-за зарастания каналов неметаллическими включениями ухудшается процесс по обеспечению требуемого расхода металла из промежуточного ковша. В данный момент производят прокачку стопором (многократное поднятие стопора на полную высоту). При переходе на режим разлива в ручное управление высок риск возникновения аварийной ситуации (подвисяние

корочки слитка в кристаллизаторе, прорыв корочки слитка под кристаллизатором из-за колебаний уровня металла в кристаллизаторе или ошибочных действий разливочного персонала).

Для решения указанной проблемы на МНЛЗ ККЦ ОАО «ММК» были применены стаканы-дозаторы с газопроницаемым слоем и полые стопора-моноблоки с продувкой аргоном.

Разливка стали на МНЛЗ с использованием стаканов-дозаторов с газопроницаемым слоем на всех промежуточных ковшах проводится с начала 2006 года. Было получено увеличение пропускной способности погружных стаканов при подаче аргона в канал стакана дозатора в среднем на 20% для всех групп марок сталей. Это позволило увеличить выход годного металла за счет снижения технологической обрезки от «поясов» до 4 кг/т.

Установлено косвенное влияние стаканов-дозаторов на качество металла. Благодаря воздействию аргона на неметаллические включения происходит их разрушение, а мелкие частицы хорошо поглощаются шлаком кристаллизатора. Другая часть неметаллических включений, которая поступает в зону вторичного охлаждения, располагается равномерно по сечению слитка.

Таблица 1

Годовая отсортировка слябов в пониженную сортность и брак по дефектам загрязнения металла неметаллическими включениями

Год	Производство, т	Отсортировка слябов в несоответствующую продукцию				Отсортировка в брак	
		Точечная неоднородность		Шлаковое включение		Шлаковое включение	
		т	%	т	%	т	%
2005	10065467	2605	0,0259	3276	0,0325	864	0,0090
2006	10244446	2622	0,0256	1313	0,0128	594	0,0058

Таблица 2

Показатели работы промежуточных ковшей

Показатель	Группа марок сталей	Стопор-моноблок	Наборный стопор
Количество разлитого металла на 1 погружной стакан, т	Низколегированные	532,5	422,2
	Низкоуглеродистые и углеродистые	295,8	279,7
Количество разлитого металла на 1 прокатку стопора, т	Низколегированные	301,8	206,0
	Низкоуглеродистые и углеродистые	162,7	121,1

В табл. 1 приведен сравнительный анализ 2005 и 2006 годов, где представлены данные по отсортировке металла в несоответствующую продукцию и брак по дефектам, относящимся к загрязнению неметаллическими включениями.

Из табл. 1 следует, что круговое использование стаканов-дозаторов позволило снизить отсортировку металлопродукции в пониженную сортность по дефекту «точечная неоднородность» на 0,0003%, по шлаковым включениям на 0,020%, выход брака по грубым шлаковым включениям снизился на 0,0032%.

Использование стопоров-моноблоков с продувкой металла аргоном

Стопора-моноблоки на МНЛЗ ККЦ начали применять с конца 2006 года совместно со стаканами-дозаторами с газопроницаемой вставкой, и на данный момент уже можно сделать заключение по их использованию.

В табл. 2 показано преимущество использования стопоров-моноблоков по сравнению с наборными стопорами.

Из данных табл. 2 следует, что вдувание аргона через полый стопор дополнительно увеличивает количество разлитого металла через один погружной стакан на 6–26% в зависимости от марки разливаемой стали. Снижение количества прокаток стопоров при разливке разных марок сталей составляет 34–47%.

По итогам 2006 года в ККЦ ОАО «ММК» в результате использования продувочных уст-

ройств различных конструкций в промежуточных ковшах во время непрерывной разливки стали было достигнуто снижение отсортировки слябов по дефекту «точечная неоднородность» на 0,003%, по шлаковым включениям на 0,020%, выход брака слябов по грубым шлаковым включениям снизился на 0,0042%. Произошло увеличение выхода годного металла за счет снижения технологической обрезки от «поясов» на 4 кг/т. Общий экономический эффект превысил 90 млн рублей.

УДК 669.14.018.298.8:669–155.3

С.С. Быков, А.М. Столяров

ИЗУЧЕНИЕ СТЕПЕНИ НАСЫЩЕНИЯ АЗОТОМ ПОЛУПРОДУКТА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ НЕРЖАВЕЮЩЕЙ АЗОТИСТОЙ СТАЛИ

Нержавеющая азотистая сталь марки 55X20Г9АН4 используется для изготовления клапанов автомобильных двигателей. Эта сталь является высокопрочной, жаростойкой и содержит 0,30...0,60% азота. В ОАО «Ижсталь» основное легирование такой стали азотом производится в процессе плазменно-дугового переплава (ПДП). Переплаву подвергаются металлические электроды диаметром 370 мм, предварительно отливается на машине полунепрерывного литья заготовок (МПНЛЗ). Для получения требуемого в гото-

вой стали количества азота его доля в полупродукте для отливки расходуемых электродов должна составлять 0,17...0,30% при относительно низком содержании кремния – не более 0,45%. По существовавшей ранее технологии весь азот в полупродукт для получения электродов вводился в процессе его выплавки в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) вместимостью 25 т. При этом использовался метод переплава высоколегированных отходов с продувкой или без продувки металла кислородом. Металлической шихтой электроплавки

являлись собственные азотсодержащие отходы и азотированные ферросплавы. Для увеличения содержания азота в выплавляемом металле применялось также введение азотированных ферросплавов в печь в восстановительный период плавки. В качестве таких ферросплавов в основном использовался азотированный феррохром, производящийся методом самораспространяющегося высокотемпературного синтеза (СВС). После введения в эксплуатацию агрегата «печь-ковш» (АПК) появилась возможность введения части азота в процессе ковшевой обработки полупродукта, что позволило бы уменьшить расход дорогостоящих азотированных ферросплавов. В данной работе изучается степень насыщения азотом полупродукта при его обработке на АПК.

По опытной технологии был обработан металл 23 плавов. Азотирование металла производилось в 30-т сталеразливочном ковше при продувке газобразным азотом через донную пробку ковша в течение всего технологического процесса на АПК.

Интервал изменения и средние значения основных параметров ковшевой обработки металла были следующими:

Параметр	Интервал изменения	Среднее значение
Масса металла, т	28,6–33,1	31,2
Объём дувяемого газа, м ³	7–38	17,7
Продолжительность продувки, мин	42–112	72

Химический состав и температура металла до и после ковшевой обработки представлены в таблице.

Содержание азота в полупродукте при ковшевой обработке на АПК в результате дувания газа увеличилось на 0,02–0,08% или в среднем на 0,05%.

Степень насыщения азотом металла, называемая также в работах [1, 2] относительной концентрацией азота, определялась как отношение фактического содержания азота в металле к его равновесному содержанию.

Химический состав и температура полупродукта до и после ковшевой обработки на АПК

Параметр	Значение параметра	
	до обработки	после обработки
Содержание элемента, %:		
углерода	0,43–0,54	0,52–0,56
кремния	0,13–0,36	0,20–0,40
марганца	6,87–8,96	8,10–9,00
серы	0,010–0,030	0,010–0,020
фосфора	0,022–0,036	0,026–0,041
хрома	19,2–21,5	20,0–21,5
никеля	3,51–4,21	3,62–4,10
азота	0,13–0,20	0,16–0,26
Температура металла, °С	1466–1594	1483–1503

Для расчёта равновесного содержания азота при атмосферном давлении использовалась формула

$$[N]_p = \frac{10^{-\frac{850}{T}-0,905}}{10^{\sum_{i=1}^n e_N^E}}, \quad (1)$$

где $[N]_p$ – равновесное содержание азота в металле, %; T – температура металла, К; i – условный номер элемента-примеси в расплаве; n – количество элементов-примесей в расплаве; e_N^E – параметр взаимодействия азота с элементом E в расплаве; $[E]$ – содержание элемента E в расплаве, %.

Рассчитанное по формуле (1) равновесное содержание азота в металле перед ковшевой обработкой изменялось в интервале от 0,45 до 0,61%, в среднем – 0,51%. После обработки этот параметр имел значения в диапазоне 0,55–0,67%, в среднем – 0,58%. Растворимость азота в полупродукте для рассмотренного диапазона химического состава и температуры при условии равновесия системы оказалась более чем на порядок выше максимальной растворимости азота в жидком железе (0,044%) при температуре 1600°С и атмосферном давлении 0,1 МПа [3]. Существенному увеличению растворимости азота способствовало высокое содержание в металле в первую очередь хрома, а также марганца.

Степень насыщения азотом полупродукта перед ковшевой обработкой на АПК имела значения от 0,25 до 0,40, а после обработки – от 0,27 до 0,47.

Корреляционный анализ массива опытных данных показал наличие тесной взаимосвязи ме-

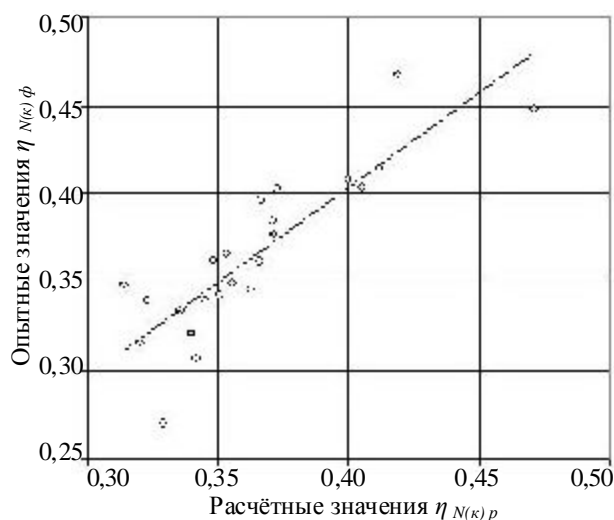


Рис. 1. Сравнительная оценка фактических и расчётных значений степени насыщения азотом металла после окончания ковшевой обработки полупродукта на АПК

жду степенью насыщения металла азотом после ковшевой обработки и такими факторами, как удельный расход газа на тонну металла, степень насыщения азотом металла перед обработкой и содержание серы в металле в конце обработки. Кроме этих факторов рассматривались также начальное содержание азота в металле, начальное и среднее содержание серы в металле, температура металла и удельная интенсивность дугтя (расход газ на одну тонну металла в единицу времени).

При помощи регрессионного анализа была установлена следующая зависимость:

$$\eta_{N(\kappa)} = 0,255 + 0,12 \cdot V_z + 0,30 \cdot \eta_{N(\eta)} - 4,44 \cdot [S]_{\kappa}, \quad (2)$$

где $\eta_{N(\eta)}$, $\eta_{N(\kappa)}$ – начальная и конечная степень насыщения азотом металла; V_z – удельный расход вдуваемого газа, м³/т; $[S]_{\kappa}$ – конечное содержание серы в металле, %.

Коэффициент множественной корреляции получился равным 0,8054 и был больше его нормированного значения (0,7702).

На рис. 1 сравниваются опытные и рассчитанные по зависимости (2) значения степени насыщения азотом металла после окончания ковшевой обработки полупродукта на АПК.

Зависимость фактических значений степени насыщения азотом металла $\eta_{N(\kappa)\phi}$ от её расчётных значений $\eta_{N(\kappa)p}$ выражается в виде уравнения

$$\eta_{N(\kappa)\phi} = 1,071 \cdot \eta_{N(\kappa)p} - 0,0247, \\ r = 0,8613, r_{\alpha=0,001} = 0,6414.$$

С использованием зависимости (2) была рассчитана степень насыщения азотом металла после окончания ковшевой обработки полупродукта на АПК при различных значениях трёх факторов, значения двух из которых варьировались в диапазонах, соответствующих реальному изменению этих параметров (см. таблицу), а значение третьего фактора принималось постоянным и равным его средней реальной величине. Результаты расчётов представлены на рис. 2–3.

Анализ полученных данных показывает, что в рассмотренном диапазоне значений таких факторов, как степень насыщения металла азотом перед обработкой и конечное содержание серы в металле, изменение степени насыщения металла азотом после окончания обработки происходит на одинаковую по модулю величину. Однако, если с увеличением значений первого фактора значения функции отклика возрастают, то с ростом значе-

ний второго фактора они уменьшаются. Это объясняется замедлением процесса азотирования металла серой, являющейся поверхностно-активным элементом. Более сильное (примерно в 2,7 раза) влияние оказывает третий фактор – удельный расход газа на продувку металла в ковше.

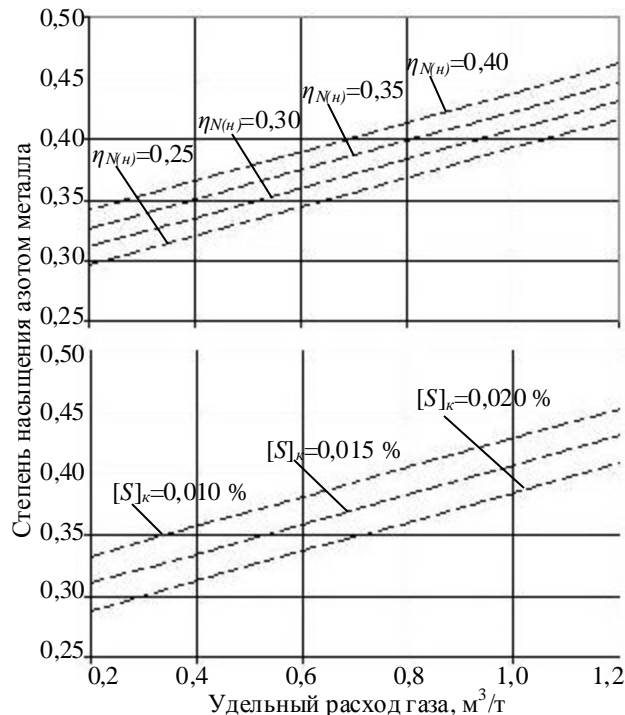


Рис. 2. Расчётные зависимости степени насыщения азотом металла после окончания ковшевой обработки полупродукта на АПК от удельного расхода газа и степени насыщения азотом металла перед обработкой $\eta_{N(\eta)}$ (вверху при $[S]_{\kappa}=0,013\%$), конечного содержания серы в металле (внизу при $\eta_{N(\eta)}=0,33$)

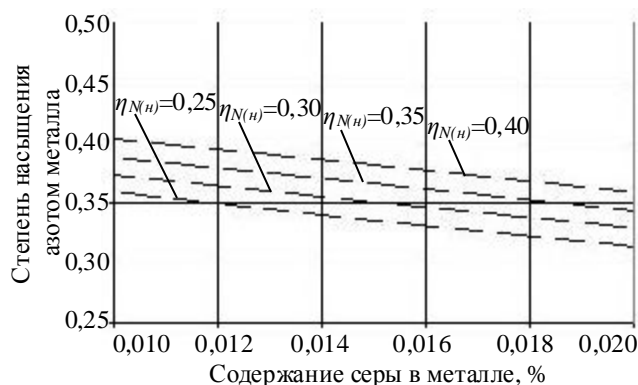


Рис. 3. Расчётная зависимость степени насыщения азотом металла после окончания ковшевой обработки полупродукта на АПК от конечного содержания серы в металле и степени насыщения азотом металла перед обработкой $\eta_{N(\eta)}$ при удельном расходе газа 0,6 м³/т

Таким образом, степень насыщения азотом металла после окончания ковшевой обработки на агрегате «печь-ковш» полупродукта для получения нержавеющей азотистой стали марки 55X20Г9АН4 изменяется от 0,27 до 0,47. Её величина статистически значимо зависит от трёх факторов: удельного расхода газообразного азота

на продувку в ковше, начальной степени насыщения металла азотом и конечного содержания серы в металле. Наиболее существенное влияние на степень насыщения азотом металла после обработки полупродукта оказывает удельный расход газа на продувку в ковше.

Библиографический список

1. Свяжин А.Г., Капуткина Л.М. Стали, легированные азотом // Изв. вузов. Чёрная металлургия. 2005. № 10. С. 36–46.
2. Свяжин А.Г. Высокоазотистые стали // Труды восьмого конгресса сталеплавильщиков / АО «Черметинформация». Ассоциация сталеплавильщиков. М., 2005. С. 319–323.
3. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. М.: Мир. 2003. 528 с.

УДК 666.76

Ю.Н. Кочубеев, Н.А. Босякова, Ю.В. Неклюдова

РАЗРАБОТКА ОПТИМАЛЬНОГО СОСТАВА ШИХТЫ ДЛЯ ПЕРИКЛАЗОУГЛЕРОДИСТОЙ ФУТЕРОВКИ СТАЛРАЗЛИВОЧНЫХ КОВШЕЙ ЭСПЦ

Изучение механизма разрушения периклазоуглеродистых огнеупоров (ПУ) при контакте со шлакометаллическим расплавом показывает, что одним из значительных факторов износа является обезуглероживание рабочей зоны огнеупора. При температурах выше 500°C начинается окисление (выгорание) углеродистой составляющей (графита и углеродистой связки) и продолжается до максимальной температуры их службы [1]. Это приводит к разупрочнению изделий в интервале температур от 500 до 900°C, увеличению их пористости. После окисления всего углерода в поверхностном слое огнеупора происходит его ошлаковывание с последующим растворением периклазового порошка и вымыванием продуктов контакта.

Для защиты углерода от окисления в состав огнеупора вводят антиоксиданты в виде дисперсного порошка, количество которого оптимизируется для каждого вида изделий и, как правило, их содержание не превышает 5% [2]. Эти добавки быстрее окисляются кислородом и оксидами железа шлака, что снижает скорость окисления углерода. Несмотря на ограниченную долю в шихте, антиоксидантные добавки оказывают существенное влияние на различные свойства огнеупора: окислительные, термомеханические, коррозионные, фазовый состав огнеупора и др.

В цехе магнезиально-доломитовых огнеупоров (ЦМДО) ЗАО «Огнеупор» при изготовлении огнеупоров для футеровки шлакового пояса сталеразливочных ковшей в качестве антиоксиданта применяют алюминий металлический. С целью

совершенствования периклазоуглеродистых изделий проводятся работы по поиску более эффективных добавок, позволяющих повысить устойчивость к окислению и достичь более высокой стойкости футеровки в шлаковой зоне.

Анализ литературных данных свидетельствует, что борсодержащие соединения обладают еще большей по сравнению с алюминием активностью при нагревании в воздушной среде [3]. Такими соединениями являются диборид титана, карбид бора, диборид магния, нитрид бора и др.

Антиокислительное действие этих добавок объясняется двумя механизмами: окислением при температуре >1300°C с образованием расплава бората магния ($3\text{MgO}\cdot\text{B}_2\text{O}_3$) и газообразных продуктов реакции окисления боратов (B_2O_3 , Mg газообразный и др.). Образование жидкой фазы способствует снижению открытой пористости и тем самым предотвращает диффузию кислорода в огнеупор. Образующие газы снижают давление кислорода в порах кирпича, предотвращая окисление графита, диффундируют в направлении горячей поверхности футеровки и повторно окисляются, вследствие чего образуется вторичный оксид магния, уплотняющий структуру.

В качестве опытного антиоксиданта был исследован диборид титана, представляющий собой сплав титана с бором. Массовая доля титана в сплаве была в пределах от 71,16 до 72,86%, массовая доля бора – от 17,05 до 18,59%.

Окислительную активность опытного и серийно применяемого антиоксидантов оценивали

по степени увеличения массы в процессе нагрева при температурах 400, 600, 800 и 1000°С (рис. 1).

Из рис. 1 видно, что диборид титана свои защитные свойства проявляет значительно раньше – в интервале температур от 400 до 800°С. Алюминий металлический наиболее активен при более высоких температурах – от 700 до 1000°С. На основании полученных результатов можно сделать вывод, что применение диборида титана позволит защитить углерод в шихте углеродсодержащих огнеупоров в начальной стадии окисления, а комплексное применение данных антиоксидантов расширит температурный интервал защиты углерода от окисления от 400 до 1000°С.

С применением опытного и серийно применяемых сырьевых материалов (плавильный периклаз, графит, СФП, этиленгликоль, алюминиевый порошок АПВ-П) были изготовлены лабораторные образцы. Составы шихт представлены в таблице. Для сравнения качественных показателей были изготовлены контрольные образцы, составы шихт которых соответствуют составам формовочных масс при изготовлении ковшевых изделий для стен (состав К-1) и ковшевых изделий для шлаковых поясов (состав К-2).

Опытный материал был поставлен в виде кусков размером 50–100 мм. С целью равномерного и воспроизводимого распределения антиоксиданта в объеме шихты его вводили в виде дисперсного порошка двух фракций 400 и 63 мкм, в чистом виде и смеси с алюминием металлическим. При подготовке опытного антиоксиданта отмечены его повышенная твердость и абразивность.

Образцы прессовали на гидравлическом лабораторном прессе при удельном давлении прессова-

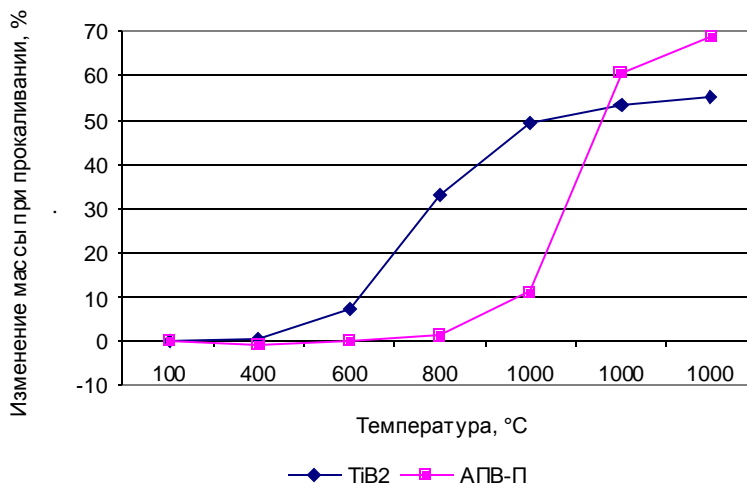


Рис. 1. Степень изменения массы антиоксидантов при нагревании

ния 150 Н/мм². После прессования образцы термообработывали в сушильном шкафу в воздушной среде при 220°С с выдержкой при максимальной температуре в течение 120 мин, нагрев от 25 до 220°С в течение 60 мин. Коксующий обжиг проводили в керамической емкости, в криптоловой засыпке при температуре 1000°С в печи. Качественные показатели лабораторных образцов после термообработки и после коксующего обжига представлены в таблице. Из таблицы видно, что добавка в шихту диборида титана приводит к повышению прочности и снижению пористости образцов.

Эффективность антиоксидантов оценивали по двум показателям – величине обезуглероженного слоя лабораторных образцов после нагрева в окислительной среде и степени увеличения их массы. Испытания производили следующим образом: лабораторные образцы нагревали в воздушной среде до 1000°С с выдержкой при максимальной температуре в течение 1 ч и до 1200°С с выдержкой в течение 5 ч, затем охлаждали.

Результаты испытания лабораторных образцов с добавкой диборида титана

Номер состава	Антиокислительная добавка			Открытая пористость, %		Предел прочности при сжатии, Н/мм ²		Кажущаяся плотность, г/см ³		Окисляемость при термообработке в окислительной среде, %		Доля обезуглероженного слоя, %	Огнеупорность, °С	Степень шлакоразъедания, %
	Al _{мет}	TiB ₂ фр 400–63 мкм	TiB ₂ фр < 63 мкм	до коксующего обжига	после коксующего обжига	до коксующего обжига	после коксующего обжига	до коксующего обжига	после коксующего обжига	1000°С – 1 ч	1000°С (1 ч) +1200°С (5 ч)			
К-1	–	–	–	3,8	13,8	49,0	24,4	2,92	2,84	3,5	13,3	67,5	> 1770	26,8
К-2	+	–	–	4,3	13,4	49,0	26,8	2,89	2,82	2,8	11,3	57,9	–	24,6
3	+	+	–	4,6	12,5	50,4	29,3	2,92	2,90	2,3	9,9	58,2	–	22,6
4	–	+	–	3,1	12,4	54,8	30,0	2,96	2,91	2,3	9,7	58,0	–	–
5	+	–	+	3,8	12,6	51,6	31,7	2,92	2,90	2,2	9,7	58,5	–	10,3
6	–	–	+	3,0	12,5	54,8	33,6	2,96	2,90	2,2	9,5	58,5	> 1770	14,0

Степень увеличения массы определяли взвешиванием образцов до и после термообработки. По результатам испытаний установлено положительное влияние добавки диборида титана на снижение степени окисляемости образцов.

Для определения величины обезуглероженного слоя образцы распиливали по оси цилиндра (рис. 2). С помощью штангенциркуля замеряли площадь распила (S_1) и площадь науглероженной зоны (S_2). Долю обезуглероженного (D_0) слоя вычисляли по формуле

$$D_0 = (S_1 - S_2) / S_1.$$

Доля обезуглероженного слоя образцов состава К-1 (см. таблицу) больше, чем у образцов с применением антиоксидантов $Al_{мет}$ и TiB_2 . При этом величина обезуглероженного слоя с применением серийного и опытного антиоксидантов практически одинакова.

Следует отметить различие в структуре обезуглероженного слоя:

- обезуглероженный слой у образцов состава К-1 (№ 1, рис. 2) рыхлый и сыпучий;
- у образцов состава К-2 (№ 2, рис. 2) структура рыхлая, но несипучая;
- при использовании диборида титана – составы № 3, 4, 5, 6 (см. рис. 2) обезуглероженный и переходный слой образцов приобрел дополнительную прочность, при этом обезуглероженный слой практически не отслаивается.

Огнеупорность обезуглероженного слоя образцов без антиоксиданта (состав К-1) и с добавкой TiB_2 (состав 6) одинаково высокая – выше $1770^\circ C$, что указывает на отсутствие легкоплавкой эвтектики в образце опытного состава.

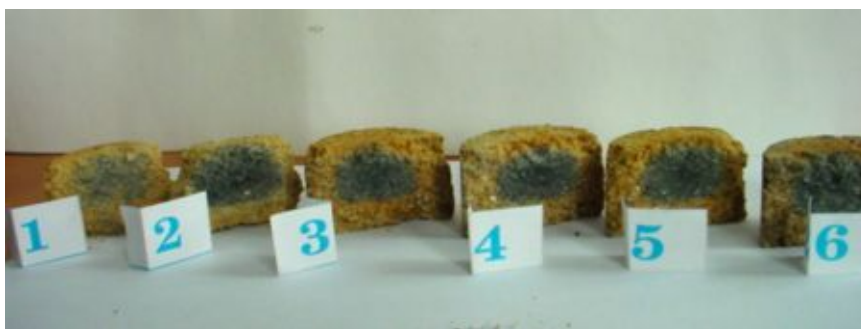


Рис. 2. Лабораторные образцы после коксующего обжига

Для оценки устойчивости лабораторных образцов к шлаку использовали тигельный метод, сущность которого заключается в следующем: в образцах высверливали цилиндрические углубления – “тигель”, в который засыпали шлак, измельченный до зёрен размером менее $0,063$ мм. Испытываемые образцы со шлаком ставили в печь и нагревали до температуры $1600^\circ C$ с выдержкой при максимальной температуре в течение 1 ч. Шлакоустойчивость образцов оценивали по степени шлакоразъедания, которую вычисляли как отношение площади, разъеденной шлаком, к площади углубления до испытания (см. таблицу).

Минимальную степень разъедания показали образцы составов № 5 и 6, где опытный антиоксидант представлен в тонкодисперсном виде. Образцы данных составов, по результатам петрографического исследования, отличаются плотной мелкопористой структурой. Следует также отметить, что введение опытного антиоксиданта в тонкодисперсном виде в комплексе с алюминием металлическим (состав 5, см. таблицу) более предпочтительно.

На основании проведенных лабораторных исследований для промышленного испытания был рекомендован состав шихты № 5 – с добавкой комплексного антиоксиданта, вводимого в виде тонкодисперсного порошка.

Библиографический список

1. Хорошавин Л.Б., Перепелицын В.А., Кононов В.А. Магнезиальные огнеупоры. М.: Интермет Инжиниринг, 2001. 576 с.
2. Стрелов К.К., Кашеев И.Д., Мамыкин П.С. Технология огнеупоров. М.: Металлургия, 1988. 528 с.
3. Антиоксиданты в углеродсодержащих огнеупорах / Бамбуров В.Г., Сивцова О.В., Семянников В.П., Киселев В.А. // Огнеупоры и техническая керамика. 2000. № 2. С. 2–5.

УДК 669.1

А.В. Чевычелов, В.П. Гридасов, Н.С. Штафиенко, А.А. Харлов, А.В. Нечепуренко, С.Ю. Кривенцов

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕПЛОИЗОЛИРУЮЩЕЙ СМЕСИ ТИС-1 НА ДОМЕННОЙ ПЕЧИ № 6

С января по сентябрь 2006 г. количество чугуновозных ковшей, выведенных из эксплуатации по причине «закозления», колебалось с 93 до 48 шт. и составило в среднем 75 шт. (см. **рисунок**). В связи с этим встал вопрос о разработке мероприятий по снижению «закозления» ковшей и потерь чугуна. Лабораторией чугуна совместно с лабораторией огнеупоров была разработана программа опытно-промышленных испытаний теплоизолирующей смеси ТИС-1.

В октябре 2006 г. на основе молотого кокса, отсевов алюминиевой стружки и заполнителя периклазуглеродистого состава изготовили опытно-промышленную партию смеси (см. **таблицу**).

Смесь произвели на технологическом оборудовании дробильно-помольного участка спецделений ЗАО «Огнеупор» и затарили в бумажные мешки по 15 кг.

Засыпку ТИС в количестве 10 мешков производили на зеркало металла после налива ковша чугуном.

В период с 19.10.2006 г. по 03.12.2006 г. на доменной печи № 6 было использовано смеси в количестве 99,85 т. Средний расход смеси составил 105 кг/ковш. Количество подсыпанных ковшей от общего количества налитых ковшей по доменному цеху составило 42%.

Согласно результатам, полученным при обработке данных испытания ТИС на ДП № 6, в течение опытного периода увеличилось значение среднего слива чугуна с 44,8 (базовый период) до 45,9 т. В опытный период было выведено из эксплуатации 94 чугуновозных ковша по причине их закозления, за такое же время базового периода – 131. Однако относительное количество закозленных ковшей к общему количеству слитых ковшей в опытном периоде незначительно возросло по сравнению с базовым периодом и составило 5,12 и 5,11% соответственно. Это связано с внеплановыми изменениями потребности ККЦ в чугуне, когда для сохранения графика выпусков и ровного хода доменных печей приходилось брать дополнительно ковши

из резерва, что привело к росту продолжительности оборота. Оборот ковшей составил 11,9 ч в базовом периоде и 12,4 ч в опытном периоде.

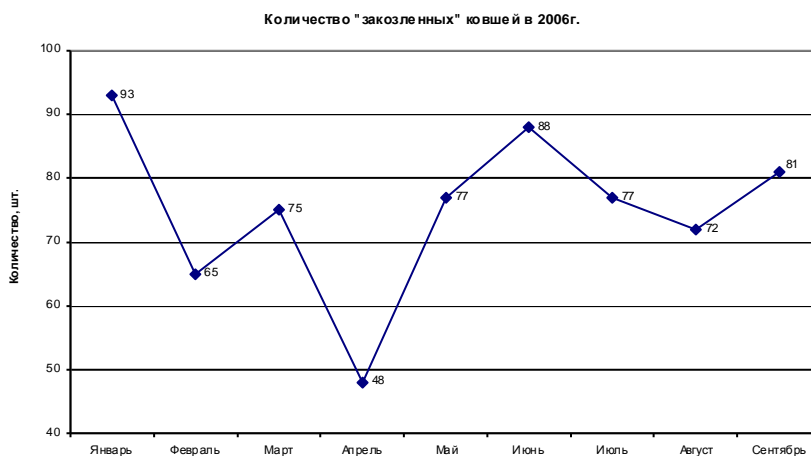
По результатам замеров тепловых потерь, проведённых ЦЭСТ при транспортировке чугуна от доменного цеха до потребителя, установили, что средняя скорость снижения температуры чугуна составила 45 град/ч в ковшах, подсыпанных ТИС, против 70 град/ч без подсыпки. Данное снижение тепловых потерь увеличивает время пребывания чугуна в ковше до наступления температуры начала кристаллизации с 4,4 до 6,9 ч.

По проведённым исследованиям можно сделать выводы:

1. На процесс закозления значительное влияние оказывает организация транспортировки и слива чугуна у потребителя, так как из общего времени оборота ковша (в среднем 12 ч) ковши с чугуном от момента налива и до слива у потребителя находятся в среднем 2–2,5 ч.

Качественные показатели опытной смеси ТИС-1

Наименование показателей	Фактическое значение	Норма (по технологическому письму)
Массовая доля, %		
– алюминия (Al) растворимого в щелочи	5,55–6,12	5–7
– углерода (C)	14,38–18,95	14–20
– влаги не более	0,1–0,3	не более 2
– содержание фракции 3–0 мм	99,1–100	не менее 98



Динамика ковшей, выведенных из эксплуатации

2. Задержка слива или неполный слив является основным фактором при закослении ковшевого парка доменного цеха.

3. Использование теплоизолирующей смеси ТИС-1 позволило снизить тепловые потери при транспортировке чугуна, повысить температуру чугуна у потребителя и увеличить время пребывания чугуна в ковше до его затвердевания, но не

позволило снизить «закозление» ковшей при существующем их обороте 11–12 ч.

В заключение можно сказать что, для механизации работ выдано техническое задание ОАО «Магнитогорский ГИПРОМЕЗ» на проектирование опытно-промышленной установки для засыпки ТИС в чугуновозные ковши. Исследования в этом направлении будут продолжены.

УДК 621.771

Е.А. Сенина, И.В. Сергеева

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СПЕКТРОМЕТРА ТЛЕЮЩЕГО РАЗРЯДА «GDA-750 HP» ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИМЕСЕЙ В ЦИНКЕ

Одним из видов продукции, которая производится в ОАО «ММК» на агрегате непрерывного горячего цинкования, является тонколистовой оцинкованный прокат. Он используется преимущественно в качестве конструкционного материала для строительства, а также в автомобилестроении, приборостроении и производстве бытовой техники.

В качестве сырья для цинковых расплавов используются цинк-алюминиевые сплавы марок ЦА0, ЦА03, ЦА04, ЦА10 (ТУ 6310 РК 00200928 ДГП-096-2005) или цинк марок Ц0А, Ц0, Ц1 (ГОСТ 3640) [1].

Согласно нормативной документации в цинке и цинк-алюминиевых сплавах регламентируется содержание алюминия, железа, свинца, олова, меди, кадмия.

Входной контроль цинка, поступающего в ОАО «ММК», осуществляется в спектрально-химической лаборатории на спектрометре тлеющего разряда «GDA-750 HP» фирмы Spectro (Германия).

Анализатор тлеющего разряда «GDA 750 HP» предназначен для определения качественного и количественного элементного состава металлических и неметаллических покрытий образцов, а также определения химического состава металлов и сплавов.

Для возбуждения спектра в спектрометре используется камера тлеющего разряда с полым катодом, в которой образуется газовый разряд в промежутке между двумя проводниками в потоке аргона при давлении 0,01–10 кПа, известный как тлеющий разряд низкого давления.

Катод состоит из медной пластины с воздушным охлаждением. Сменный анод Ø 4 мм прикручен непосредственно к блоку лампы. Такой безводный вариант лампы тлеющего разряда,

разработанный фирмой «Spectruma Analytik», предотвращает ошибки по току, что имеет место в водоохлаждаемых лампах. Напротив анода на определенном расстоянии устанавливаются образцы, который имеет тепловой и электрический контакт с катодом, то есть находится под катодным потенциалом.

Испарившиеся с поверхности образца атомы попадают в разряд и, соударяясь с электронами и метастабильными атомами аргона, возбуждаются. Свет, испускаемый атомами, имеет характеристический спектр, который попадает в спектрометр и регистрируется фотоэлектрическими умножителями.

Разделение процессов испарения с поверхности образца и возбуждения атомов, так же как и их разбавление в аргоновой плазме, делают метод тлеющего разряда в значительной степени независимым от матричных эффектов.

Низкая плотность атомов анализируемого элемента в плазме приводит к снижению эффекта самопоглощения и обеспечивает, таким образом, линейность градуировочных кривых.

Таблица 1

Калибровочные данные контролируемых элементов в цинке

Элемент	Длина волны, нм	Диапазон определения, %	Коэффициент корреляции r	Калибровочный полином
Al	396,152	0,0020 ÷ 0,60	0,992586	$y=0,331 \cdot x-0,003$
Fe	238,204	0,0010 ÷ 0,20	0,999147	$y=0,245 \cdot x-0,007$
Pb	220,353	0,0020 ÷ 1,0	0,999468	$y=0,690 \cdot x-0,002$
Sn	303,412	0,0010 ÷ 0,050	0,999632	$y=0,780 \cdot x-0,002$
Cu	327,396	0,00050 ÷ 0,10	0,998749	$y=0,143 \cdot x-0,002$
Cd	228,802	0,0010 ÷ 0,40	0,999559	$y=0,105 \cdot x-0,003$
Zn	330,258	Матричный элемент		

Основным преимуществом тлеющего разряда перед другими источниками возбуждения спек-

тров являются узкие спектральные линии, уменьшающие взаимовлияние и повышающие разрешающую способность спектрометра. Из-за низкой температуры плазмы отсутствует реабсорбция спектральных линий, наблюдается стабильность излучения. Это позволяет использовать для построения калибровочных кривых во всем диапазоне концентраций одну спектральную линию. Следствием особенностей тлеющего разряда является стабильность и линейность градуировочных характеристик, по сравнению с характеристиками, получаемыми традиционными методами возбуждения спектров [2].

Таблица 2

Результаты контроля точности и воспроизводимости при выполнении измерений примесей в цинке

Элемент	ГСО	A_{CO}	\bar{X}_1	\bar{X}_2	$ \bar{X}_1 - \bar{X}_2 $	R	$ \bar{X}_{max} - A_{CO} $	K_T
Al	4380Zn5	0,005	0,0045	0,0051	0,0006	0,0031	0,0005	0,0016
	41Z2	0,017	0,0177	0,0163	0,0014	0,0064	0,0007	0,0032
	41Z3	0,0081	0,0081	0,0077	0,0004	0,0031	0,0004	0,0016
	41Z4	0,0096	0,0101	0,0085	0,0016	0,0031	0,0011	0,0032
	GLV-5	0,014	0,0138	0,0152	0,0014	0,0064	0,0012	0,0032
Fe	41Z2	0,0028	0,0032	0,0028	0,0004	0,00086	0,0004	0,00042
	41Z3	0,0020	0,0019	0,0020	0,0001	0,00043	0,0001	0,00021
	GLV-2	0,048	0,0484	0,0511	0,0027	0,02	0,0031	0,0095
	GLV-3	0,012	0,0123	0,0133	0,001	0,0043	0,0013	0,0021
	GLV-4	0,017	0,0173	0,0170	0,0003	0,0043	0,0003	0,0021
GLV-5	0,076	0,082	0,076	0,006	0,041	0,0060	0,020	
4380Zn4	0,056	0,052	0,053	0,001	0,02	0,0040	0,0095	
	4380Zn6	0,040	0,041	0,038	0,003	0,02	0,0020	0,0095
Pb	4380Zn1	0,068	0,067	0,0695	0,0025	0,013	0,0015	0,0060
	4380Zn2	0,26	0,27	0,26	0,01	0,043	0,01	0,021
	4380Zn3	0,21	0,22	0,21	0,01	0,043	0,01	0,021
	41Z2	0,0036	0,0038	0,0035	0,0003	0,00071	0,0002	0,00035
	41Z3	0,0052	0,0051	0,0054	0,0003	0,0013	0,0002	0,00060
41Z4	0,0091	0,0086	0,0085	0,0001	0,0016	0,0006	0,00074	
41Z5	0,0236	0,0234	0,0238	0,0004	0,0071	0,0002	0,0032	
GLV-3	0,0080	0,0080	0,0076	0,0004	0,0013	0,0004	0,00060	
Sn	4380Zn1	0,049	0,046	0,044	0,002	0,011	0,005	0,0053
	4380Zn5	0,009	0,0102	0,0098	0,0004	0,0027	0,0012	0,0021
	4380Zn7	0,0047	0,0045	0,0051	0,0006	0,0019	0,0004	0,00092
	4380Zn8	0,011	0,0094	0,010	0,0006	0,0043	0,0016	0,0021
	41Z2	0,0017	0,0018	0,0019	0,0001	0,00043	0,0002	0,00021
41Z4	0,0070	0,0064	0,0072	0,0008	0,0019	0,0006	0,00092	
41Z5	0,0215	0,0192	0,0208	0,0016	0,011	0,0023	0,0053	
GLV-2	0,0030	0,0028	0,0027	0,0001	0,00086	0,0003	0,00042	
Cu	4380Zn2	0,030	0,0309	0,0311	0,0002	0,0027	0,0011	0,0046
	4380Zn3	0,092	0,0925	0,0923	0,0002	0,010	0,0005	0,014
	4380Zn4	0,0022	0,0021	0,0022	0,0001	0,00023	0,00010	0,00042
	4380Zn7	0,012	0,0116	0,0119	0,0003	0,0019	0,0004	0,0021
	4380Zn8	0,020	0,0196	0,0198	0,0002	0,0019	0,0004	0,0021
41Z4	0,0047	0,0049	0,0049	0,0	0,00043	0,0002	0,00092	
GLV-1	0,0028	0,0028	0,0027	0,0001	0,00023	0,0001	0,00042	
GLV-2	0,0052	0,005	0,0051	0,0001	0,00043	0,0002	0,00092	
Cd	4380Zn2	0,29	0,286	0,276	0,0100	0,086	0,014	0,039
	4380Zn3	0,18	0,179	0,179	0,0	0,043	0,001	0,021
	4380Zn4	0,094	0,098	0,099	0,0010	0,027	0,005	0,013
	4380Zn6	0,040	0,039	0,0393	0,0003	0,019	0,001	0,0042
	4380Zn7	0,015	0,0162	0,0147	0,0015	0,0043	0,0012	0,0021
41Z2	0,0017	0,0017	0,0019	0,0002	0,00043	0,0002	0,00021	
41Z3	0,0044	0,0047	0,0044	0,0003	0,0019	0,0003	0,00092	
41Z4	0,0066	0,0072	0,0071	0,0001	0,0019	0,0006	0,00092	
GLV-2	0,0025	0,0024	0,0023	0,0001	0,00086	0,0002	0,00042	

Для анализа цинка на примеси был создан метод «Bulk Zn-Base 4mm», в котором выбраны аналитические линии и параметры тлеющего разряда:

- время откачки – 10 с;
- время продувки аргоном – 5 с;
- время предобжига – 40 с;
- время анализа – 10 с;
- условия возбуждения предобжига – 1000 V;
- условия возбуждения анализа – 700 V, 32 mA;
- диаметр анода – 4 мм.

Так как метод эмиссионного спектрального анализа является относительным, то необходимо построение градуировочных характеристик, которые представляют собой зависимости интенсивностей аналитических линий определяемых элементов от их концентраций.

С использованием выбранных аналитических параметров была проведена калибровка метода объемного анализа цинка. Градуировочные характеристики для каждого контролируемого элемента рассчитаны по комплектам стандартных образцов цинка.

Результаты калибровки и диапазоны определения массовых долей контролируемых элементов в цинке приведены в табл. 1.

Как видно из **табл. 1**, калибровочные кривые всех контролируемых элементов описываются уравнениями 1-го порядка, коэффициенты корреляции имеют значения близкие к 1,0.

Контроль точности и воспроизводимости методики выполнения измерений был проведен по стандартным образцам.

Результаты измерений, полученные в условиях воспроизводимости, приведены в **табл. 2**.

В таблице: A_{CO} – аттестованное содержание массовой доли компонента в стандартном образце, %; \overline{X}_1 ; \overline{X}_2 – средние значения результатов измерений, полученные на спектрометре в разные дни, %; $|\overline{X}_1 - \overline{X}_2|$ – абсолютное расхождение

между результатами измерений, %; R – предел воспроизводимости, %; $|\overline{X}_{max} - A_{CO}|$ – максимальное абсолютное расхождение результата измерений от аттестованного значения в стандартном образце, %; K_T – норматив контроля выполнения процедуры измерений (точность), %.

Из данных **табл. 2** следует, что результаты измерений, выполненных в условиях воспроизводимости, не превышают нормативов контроля по ГОСТ 17261, что позволяет проводить входной контроль цинка и его сплавов эмиссионным методом на спектрометре тлеющего разряда.

Библиографический список

1. Производство стального тонколистового проката на агрегате непрерывного горячего цинкования: Технологическая инструкция. 2004.
2. Григорович А.В., Яйцева Е.В. Спектрометрия тлеющего разряда новое перспективное направление в приборостроении // Аналитика и контроль. 2002. Т. 6. № 2. С. 143–150.

УДК 330.131.7:614.8

М.Г. Сулейманов, Л.Ш. Тимиргалеева, В.В. Уржумцев, С.И. Кутный, Ю.Н. Бородулин, Е.Н. Коробов

ИДЕНТИФИКАЦИЯ И ПРИЧИНЫ РИСКА КОКСОВОГО ПРОИЗВОДСТВА И НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ РАБОТЫ ПРЕДПРИЯТИЯ

Коксохимическая промышленность обеспечивает коксом черную металлургию и ряд других отраслей промышленности. В последние годы потребности в коксе удовлетворяются сокращением его расхода при выплавке чугуна и увеличением его производства путем ввода дополнительных мощностей. Одним из направлений увеличения объемов и улучшения качества кокса является повышение устойчивости работы коксохимических переделов за счет снижения уровня инцидентов и аварий при производстве продукции и сокращения времени регламентированных и нерегламентированных простоев объекта.

Известно, что на уровень аварийности любого объекта влияют различные факторы, в том числе качество производства ремонтно-профилактических работ. Они позволяют минимизировать отказы, связанные с дефектом конструкций, технологией, спецификой производства, эксплуатационно-технической документацией, ограниченностью сроков службы комплектующих элементов и другими факторами. Время, затраченное на указанные мероприятия, зависит от сложности производимых планово-предупредительных и капитальных ремонтов. Такие виды работ осуществляются во время регламентиро-

ванных простоев. К нерегламентированным относятся простои, связанные с авариями и инцидентами при эксплуатации оборудования.

В настоящее время уровень аварийности для металлургических и коксохимических предприятий оценивают по классификации, рекомендованной Ростехнадзором РФ. К авариям на коксохимических производственных объектах относятся любые виды разрушений зданий, сооружений и технических устройств, а также неконтролируемые взрывы и (или) выбросы опасных веществ, газов на различных устройствах и агрегатах, пожары, возникающие на этих же объектах.

К инцидентам относятся: отказы, повреждения, остановки, отклонения от заданных режимов технологических агрегатов и устройств; нарушения правил эксплуатации и других нормативных технических документов, устанавливающих правила ведения работ; выбросы газов и утечки из технологических агрегатов; нарушения в снабжении шихтовыми материалами, топливом и энергоносителями.

При идентификации следует учесть также риски, связанные с внешними факторами. К ним относятся: отказы, связанные с отсутствием ресурсов и отказы, связанные с потреблением готового продукта.

Указанные виды нерегламентированных простоев, связанных с инцидентами, как правило, возникают по техническим и организационным причинам. Нами на основании проведенных исследований установлены следующие причины их реализации:

– к техническим причинам относятся: неудовлетворительное состояние технических устройств, зданий, сооружений и их неисправность; неисправность средств или отсутствие средств противоаварийной защиты, сигнализации или связи; несовершенство технологии; конструктивные недостатки оборудования, приборов, средств контроля за процессом; нарушение технологии производства (отклонение от проектной документации и технологических регламентов); нарушение регламента ревизии или обслуживания технических устройств; нарушение регламента ремонтных работ или их некачественное выполнение;

– к организационным следует отнести: неправильную организацию производства работ; отсутствие или неэффективность производственного контроля; низкий уровень знаний персонала; нарушение технологической и трудовой дисциплины; неосторожные несанкционированные действия исполнителей работ; несовершенство нормативных и технических требований; прекращение или несвоевременная подача энергоресурсов или сырья; отсутствие потребителей готовой продукции.

Для установления вида инцидентов и причин их возникновения нами проанализированы уровни промышленной безопасности в коксовом цехе № 2 (КЦ № 2) в период с 1990 по 2006 гг. За анализируемый период в КЦ № 2 произошло 16 отказов технических устройств и 14 раз печей.

К основным видам инцидентов следует отнести: забуривание (тугой ход) кокса – 10 случаев;

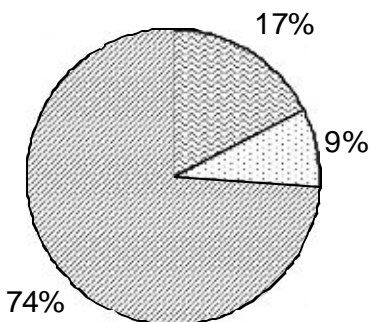


Рис. 1. Технические причины инцидентов

выход из строя коксовыгалькивающих устройств – 5; сход с рельс тушильного вагона – 5; выдача кокса на пути электровоза – 3; столкновение двересъемных машин – 1; разрушение стенки отопительной системы – 1; обесточивание системы энергоснабжения – 1; смещение стояков коксовых печей – 1; загорание газа – 1; загорание конвейерной ленты – 1; загрузка ремонтируемой печи – 1 случай.

Распределение инцидентов по техническим устройствам и участкам связано с отказом печей, коксовыгалькивающих и двересъемных машин, конвейерного тракта, трансформаторной подстанции.

Анализ полученных данных показал, что наибольшее количество инцидентов связано с работой: коксовых печей (46,67%); тушильных вагонов (16,67%); коксовыгалькивателей (13,3%); двересъемных машин и газосборника машинной стороны (6,67%); конвейера, трансформаторной подстанции и регенератора с коксовой стороны (3,33%). Инциденты, связанные с отказом печей, наблюдались из-за ухудшения состояния печного фонда.

На основании анализа полученных данных по расследованию инцидентов, произошедших в КЦ № 2, установлены технические, организационные и другие причины их возникновения.

Распределение технических причин инцидентов показало три наиболее значимых фактора, предшествующих возникновению инцидента (рис. 1).

К ним относятся: нарушение технологии производства работ (74%); неудовлетворитель-

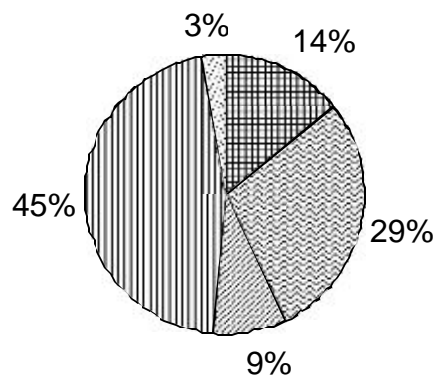


Рис. 2. Организационные причины инцидентов

ное состояние технических устройств, зданий, сооружений (17%); несовершенство технологии или конструктивные недостатки (9%).

Организационные причины возникновения инцидентов (рис. 2) складываются из пяти групп, которые в порядке приоритета распределились следующим образом: нарушение технологической и трудовой дисциплины, неосторожные не санкционированные действия исполнителей работ (45%); неэффективность или отсутствие производственного контроля за соблюдением требований промышленной безопасности (29%); неправильная организация производства работ (14%); низкий уровень знаний требований промышленной безопасности (9%); несовершенство нормативных и технических требований (3%).

С целью разработки рекомендации по повышению устойчивости работы предприятия нами проанализированы современные направления развития техники и технологии коксового производства, включающие способы продления сроков службы печей, материалы для производства ремонта, установки для обслуживания батареи и другие рекомендации [1–16]. Они следующие:

- стабилизация угольной сырьевой базы коксования и методы подготовки угольных шихт к коксованию;
- использование современных методов диагностирования кладки коксовых печей для своевременной оценки состояния печного фонда и продления срока эксплуатации коксовых батарей;
- применение современных материалов и способов для организации горячего и холодного ремонта печного фонда;
- совершенствование методов капитальных и текущих ремонтов огнеупорной кладки с учетом опыта европейских, канадских, японских и отечественных коксохимических предприятий;
- использование новых технических решений при реконструкции старых и строительстве новых комплексов коксовых батарей;
- применение новейших типов коксовых машин и других технических устройств;
- совершенствование обучения персонала, профессионального отбора для снижения ошибочных решений и нарушений.

Библиографический список

1. Перспективы развития коксового производства и его технологии в начале третьего тысячелетия / Рудыка В. И., Малина В.П., Ковалев Е.Т., Старовойт А.Г. // Кокс и химия. 2000. № 11–12. С. 17–22.
2. Ухмылова Г.С. Продление срока службы коксовых батарей // Кокс и химия. 2001. № 4. С. 21–24.
3. Сухоруков В.И., Швецов В.И. Сохранность коксового печного фонда России – важная задача коксохимии // Кокс и химия. 2004. № 5. С. 44–53.
4. Сухоруков В.И., Швецов В.И., Стахеев С.Г. Основные проблемы сохранности коксового печного фонда // Кокс и химия. 2006. № 3. С. 26–36.
5. Швецов В.И. О выборе метода перекладки головочных частей обогревательных простенков // Кокс и химия. 2001. № 4. С. 17–18.
6. Горячие ремонты кладки печных камер коксовых батарей № 4, 5 с применением оборудования фирм «Fosbel» и «Lichtenberg» / Зубицкий Б.Д., Тихов С.Д., Булаевский Б.Х., и др. // Кокс и химия. 2004. № 2. С. 17–19.
7. Дябин В.В., Ройзен Л.С., Лушников А.Д. Опыт горячих ремонтов коксовых печей керамической наплавкой // Кокс и химия. 2005. № 1. С. 19–21.
8. Золтуев И.А., Васильченко М.П. Методы ремонта огнеупорной кладки в ОАО «Алтай-кокс» // Кокс и химия. 2006. № 11. С. 37–39.
9. Sakaida M, Yokomizo M. Продление срока службы коксовых батарей. Разработка системы диагностики состояния кладки коксовых печей // Новости черной металлургии за рубежом. 2003. № 1. С. 11–12.
10. Takayama N., Inamasu H. Меры по увеличению срока службы коксовых батарей в Японии. Внедрение технологии ремонта коксовых печей по данным измерения ширины камер коксования // Новости черной металлургии за рубежом. 2004. № 1. С. 10–12.
11. Nivoix F., Gaillet J-P. Усовершенствованная автоматизированная система диагностирования кладки коксовых батарей Videofil // Новости черной металлургии за рубежом. 2004. № 6. С. 19–21.
12. Matsushita H., Inamasu H. Система постоянного мониторинга состояния камер коксования // Новости черной металлургии за рубежом. 2006. № 6. С. 12.
13. Система видеонаблюдения за состоянием кладки отопительных каналов и стен камер коксования / Манкевич А.Н., Суханов А.Н., Самойлов Г.Н., Терешков С.В. // Кокс и химия. 2004. № 11. С. 36–37.
14. Ухмылова Г.С. Применение фирмой DOFASCO методики определения износа коксовых батарей // Кокс и химия. 2006. № 5. С. 38.
15. Ухмылова Г.С. Аппарат видеофил для диагностики разрушения кладки коксовых батарей // Кокс и химия. 2006. № 8. С. 31–32.
16. Анисимов А.В., Гатаулин Р.Г., Тарасов Н.А. Об основных принципах организации работ для сохранности огнеупорной кладки коксовых батарей // Кокс и химия. 2006. № 12. С. 18–19.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.778

А.Г. Корчунов, К.Г. Пивоварова, В.Н. Лебедев, В.Е. Семенов, Е.А. Слабожанкин

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МАЛЫХ ПЛАСТИЧЕСКИХ ДЕФОРМАЦИЙ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ ФОРМИРОВАНИЯ КАЧЕСТВА МЕТИЗНЫХ ИЗДЕЛИЙ*

В современном метизном производстве многие технологические процессы базируются на применении малых пластических деформаций. Малые пластические деформации в пределах от 2,0 до 15% используются как на операциях формоизменения, так и на этапах отделочной или упрочняющей обработки с целью окончательного формирования необходимых механических свойств, точности геометрических размеров и качества поверхности изделий, изменения знака и величины остаточных напряжений от предшествующей обработки, повышения релаксационной, циклической и коррозионной стойкости (см. рисунок).

Малые пластические деформации применяют в технологических процессах производства калиброванной стали простой и фасонной формы, арматурной проволоки периодического профиля для армирования железобетонных конструкций, пружинных клемм для железнодорожных рельсовых скреплений, пластически обжатых канатов, стабилизированной высокопрочной проволоки, крепежных и других видов изделий. Характерной особенностью при этом является холодная обработка малыми пластическими деформациями заготовки больших сечений с различным исходным структурным состоянием, сопровождающаяся значительным изменением основных механических свойств металла. Исходная заготовка может быть горячекатаной, холоднодеформированной, предварительно подвергнутой различным видам термического воздействия, а в ряде случаев и поверхностной механической обработке.

Комплексное изучение особенностей влияния малых пластических деформаций на формирование потребительских свойств метизных изделий и определение на этой основе эффективных управляющих воздействий на объект обработки, обеспечивающих получение требуемого качества продукции и стабильность технологических про-

цессов, является одной из актуальных задач метизной отрасли.

В настоящей работе приводятся некоторые результаты исследований формирования качества метизных изделий малыми пластическими деформациями на примере технологических процессов производства калиброванной стали и железнодорожных пружинных клемм.

В технологических процессах производства калиброванной стали малые пластические деформации используются на операциях окончательного формоизменения при калибровании металла в бунтах, либо совместно с последующими отделочными операциями правки или правки – полирования при выпуске холоднотянутых прутков.

Калибрование представляет одну из разновидностей процесса однократного холодного волочения исходного подката с небольшими обжатиями в коническом очаге деформации с целью придания высокой точности размеров и повышения качества поверхности профиля. Наряду с достижением этих двух важных показателей качества необходимо обеспечить при калибровании требуемый комплекс механических свойств продукции. Процесс характеризуется неравномерностью пластического течения поверхностных и центральных слоёв металла в очаге деформации, что определяет особенности распределения деформаций и напряжений по сечению обрабатываемых профилей [1]. При некотором сочетании технологических параметров это приводит к возникновению неблагоприятного напряженного состояния в очаге деформации с преобладанием напряжений растяжения. Такое напряженное состояние в зависимости от механических свойств материала, его структуры, степени деформации при калибровании и параметров рабочего инструмента может привести к снижению сопротивления металла к разрушению, понижению твердости во внутренней области изделия и явлению «разрыхления» [2]. Возникающая при этом схема распределения остаточных напряжений по сечению изделия приводит к искривле-

* Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ.

нию профиля в продольном направлении и требует для обеспечения прямолинейности калиброванной стали выполнения дополнительной отделочной операции – правки. При калибровании волокна испытывает большие распорные усилия и упруго деформируется, а диаметр получаемого металла становится отличным от диаметра волокна в ненагруженном состоянии. После снятия нагрузки это приводит к упругому последствию и некоторому увеличению размеров профиля в радиальном направлении. Совместное действие указанных факторов обуславливает отличие размера профиля после калибрования от размера калибрующей зоны волокна. Процесс калибрования обладает рядом положительных особенностей. Высокая жесткость и степень отделки поверхности рабочего инструмента, значительные давления на поверхности контакта, длительное время пребывания элементарного объема металла в очаге деформации, а также локализация деформации в периферийных слоях способствуют значительному формоизменению исходного микрорельефа поверхности заготовки. Это приводит к тому, что при калибровании даже за одну протяжку достигается высокое качество поверхности.

Изучали вопросы формирования качества поверхности и точности размеров калиброванной стали при волочении в монолитной волоке в области пластических деформаций от 5 до 15%. Эксперименты проводились в калибровочном цехе ОАО «ММК-МЕТИЗ» на промышленных партиях углеродистых и легированных сталей марок 10, 20, 35, 45, 20Г2Р, 40Х, 40С2А, АС14. Для оценки качества поверхности калиброванной стали использовали высотный параметр шероховатости Ra .

Измерения параметра шероховатости Ra в продольном и поперечном направлениях выполняли на образцах калиброванной стали по методике ГОСТ 2789 на профилометре PGN-1 (Mahr GmbH, Германия). При исследовании формирования точности размеров профиля величину упругого последствия определяли как разницу между диаметром калибрующей зоны волокна, размер которой после отделки контролировали шаблонами с точностью до 0,01 мм, и диаметром получаемой калиброванной стали, который измеряли микрометром МК 0–25 по ГОСТ 6507.

Для обработки результатов экспериментов использовали пакет программ «Statistica» и «Mathcad Professional».

В результате получили статистические модели, описывающие изменение высотного параметра шероховатости Ra калиброванной стали в зависимости от технологических факторов процесса калибрования и параметров исходной заготовки:

– в продольном направлении

$$\frac{Ra_{np}}{Ra_{онр}} = 1,63 - 1,27 \frac{d_0}{d_1} + 0,28 \frac{\sigma_B}{\sigma_{B0}} - 0,01\alpha - 0,23 \frac{l_{кп}}{d_1}; \quad (1)$$

– в поперечном направлении

$$\frac{Ra_{non}}{Ra_{онon}} = 4,11 - 2,41 \frac{d_0}{d_1} + 0,23 \frac{\sigma_B}{\sigma_{B0}} - 0,058\alpha - 0,98 \frac{l_{кп}}{d_1}, \quad (2)$$



где Ra_{np}/Ra_{0np} и Ra_{non}/Ra_{0non} – критерии, характеризующие изменение параметра Ra в продольном и поперечном направлениях соответственно; d_0/d_1 – критерий, характеризующий степень деформации при калибровании; σ_B/σ_{B0} – критерий, характеризующий упрочнение стали при калибровании; α – критерий, характеризующий угол рабочего канала волоки; $l_{кл}/d_1$ – критерий, характеризующий форму калибрующей зоны волоки.

Анализ зависимостей (1) и (2) показал, что при калибровании изменение параметра шероховатости поверхности стали Ra в поперечном направлении происходит в меньшей степени, чем в продольном. Угол рабочего канала волоки и степень деформации оказывают большее влияние на поперечный микропрофиль поверхности стали, чем на продольный. Упрочнение металла в процессе деформации одинаково воздействует на изменение высотного параметра шероховатости поверхности калиброванной стали как в продольном, так и в поперечном направлениях. Анизотропия шероховатости поверхности калиброванной стали $Ra_{np}/Ra_{non} < 1$, т.е. характерна направленность микрорельефа преимущественно вдоль оси калибрования.

Зависимость диаметра калибрующей зоны волоки от номинального диаметра и содержания углерода в стали с учетом величины упругого последействия и предельного отклонения размеров профиля по качеству h11 по ГОСТ 7417 выглядит следующим образом:

$$d_{вол} = 0,9962 \cdot d_1 + 0,0483 \cdot C - 0,097, \quad (3)$$

где d_1 – номинальный диаметр калиброванной стали; C – содержание углерода в стали, %.

На базе зависимости (3) разработана таблица для экспресс-определения диаметра калибрующей зоны волок по заданному диаметру калиброванной стали, изготавливаемого из углеродистых марок сталей.

Статистические модели (1)–(3) служат основой для определения результативных режимов процесса калибрования, обеспечивающих достижение требуемого уровня качества поверхности и точности размеров профиля.

Другим направлением исследований явилось изучение возможностей расширения роли малых пластических деформаций в формировании качества пружинных клемм ОП105 из кремнистой стали 40С2. Пружинная клемма спроектирована с небольшим запасом прочности, и проблема повышения ресурса ее работоспособности без изменения

конструкции и перехода на дорогостоящие марки стали особенно актуальна. В настоящее время малые пластические деформации в производстве клемм используются при окончательном контроле их качества при сдаточных испытаниях. Процесс осуществляется путем холодной осадки петли клеммы регламентированным усилием на стенде специальной конструкции. В результате упрочняющего эффекта [3] стабилизируются геометрические размеры клемм, выявляется брак по термообработке, повышается несущая способность изделий. Особенность эксплуатации пружинных клемм заключается в том, что наиболее нагруженными являются их поверхностные слои. Напряжения кручения и изгиба, действующие в поверхностных слоях и принимающие наибольшие значения в местах технологических перегибов клемм, могут при неудовлетворительном качестве поверхности приводить к их излому и выходу из строя.

В технологии производства пружинных клемм качество их поверхности формируется в результате взаимодействия различных методов термического, механического и деформационного воздействия на металл. Наиболее значительно поверхность видоизменяется на операции резцово-обточкой, цель которой заключается в удалении дефектов поверхности исходного подката металлургического происхождения и обезуглероженного слоя после структурного отжига. Последующие операции формоизменения предусматривают холодную пластическую деформацию обточенной прутковой заготовки путем изгиба при малых значениях относительных радиусов гибки. При этом наружные слои прутка получают значительную пластическую деформацию растяжения. В этих условиях образовавшиеся в процессе резания микронеровности являются неблагоприятными концентраторами напряжений и могут инициировать развитие дефектов поверхности, которые усугубляются на стадии выполнения закалочных операций и выявляются только при контрольных испытаниях или в процессе эксплуатации клемм.

Решение этой проблемы возможно за счет обработки поверхности обточенной стали малыми пластическими деформациями путем продольной обкатки. Выполненные исследования [4] показали, что обкатка обточенной стали позволяет существенно повысить качество ее поверхности. Применительно к действующей в ОАО «ММК-МЕТИЗ» технологии производства пружинных клемм наиболее рациональным вариантом реализации этого способа является совмещение операций обкатки и правки обточенной стали на вспомогательном оборудовании холодногибочного автомата. В раз-

витии этого направления необходимо провести исследования по определению параметров калибровок правильно-задающих валков и степени их отделки, а также деформационных режимов обработки, обеспечивающих повышение качества поверхности обточенной стали перед выполнением операций холодной гибки.

Важным фактором повышения качества пружинных клемм после выполнения термоупроч-

няющих операций может стать финишная дробеструйная обработка. Такая обработка приводит к уничтожению упругих деформаций растяжения термического происхождения в поверхностных слоях клемм и формированию в последних благоприятных сжимающих остаточных напряжений. Это позволит повысить циклическую и коррозионную стойкость клемм, продлить срок их эксплуатации.

Библиографический список

1. Перлин И.Л., Ерманок М.З. Теория волочения М.: Металлургия, 1971.
2. Аркулис Г.Э., Копыловский Х.И. Влияние условий волочения на образование трещин в проволоке // Сталь. 1970. № 3.
3. Шалин В.Н. Расчет упрочнения изделий при их пластической деформации. М.: Машиностроение. 1971.
4. Влияние способа обработки на состояние поверхности и калиброванного металла / Корчунов А.Г., Чукин В.В., Пивоварова К.Г. и др. // Вестник МГТУ. 2003. № 3.

УДК 621.771

В.Н. Дерманский, Н.В. Хмелевцов, Г.А.Куницын, Р.В. Файзулина, О.Н.Молева, Д.В.Соханчук

ВНЕДРЕНИЕ И ОСВОЕНИЕ ПРИБОРОВ ИЗМЕРЕНИЯ ОТНОСИТЕЛЬНОГО ОБЖАТИЯ ПОЛОСЫ НА ДРЕССИРОВОЧНЫХ СТАНАХ 1200 ЛПЦ-3 ОАО «ММК»

На дрессировочных станах листопрокатного цеха № 3 ОАО «ММК» внедрена система автоматического измерения вытяжки полосы (САИВП «Вытяжка»). Определение вытяжки (относительного удлинения) основано на частотном методе измерения скорости прокатываемой полосы до и после обжатия. Метод состоит в том, что разница в пройденном полосой пути за одинаковый интервал времени до и после обжатия равна величине удлинения полосы и прямо пропорциональна разности частот вращения роликов, стоящих перед первой и после второй клетей стана. Частота вращения роликов снимается датчиками световых импульсов. Полученные датчиками импульсы обрабатываются на специально разработанном аппаратно-программном комплексе решений. Величина удлинения полосы в процессе дрессировки рассчитывается через разницу в частоте вращения роликов.

Согласно структурной схеме (рис. 1) датчики импульсов установлены в машинном зале на нижних выходных и верхних входных S-образных роликах.

При вращении роликов импульсы, создаваемые датчиками, поступают на пульт системы. Внутри пульта расположены три модуля ADAM, соединенные между собой по схеме, указанной на рис. 2.

Импульсы поступают в модуль ADAM 4080D, имеющий два канала. Значения импульсов считываются коммуникационным модулем ADAM 4500 с интервалом в одну секунду, совместимым с персональным компьютером. Модуль обрабатывает полученные значения по заложенному алгоритму.

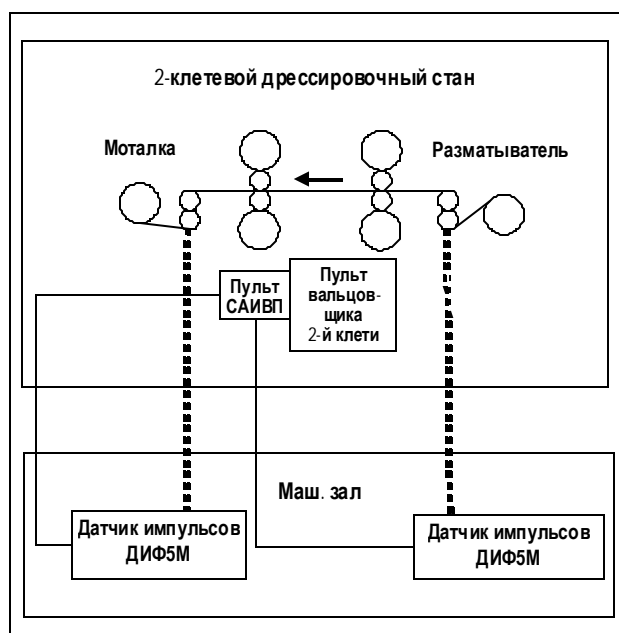


Рис. 1. Структурная схема расположения датчиков импульсов ДИФ5М

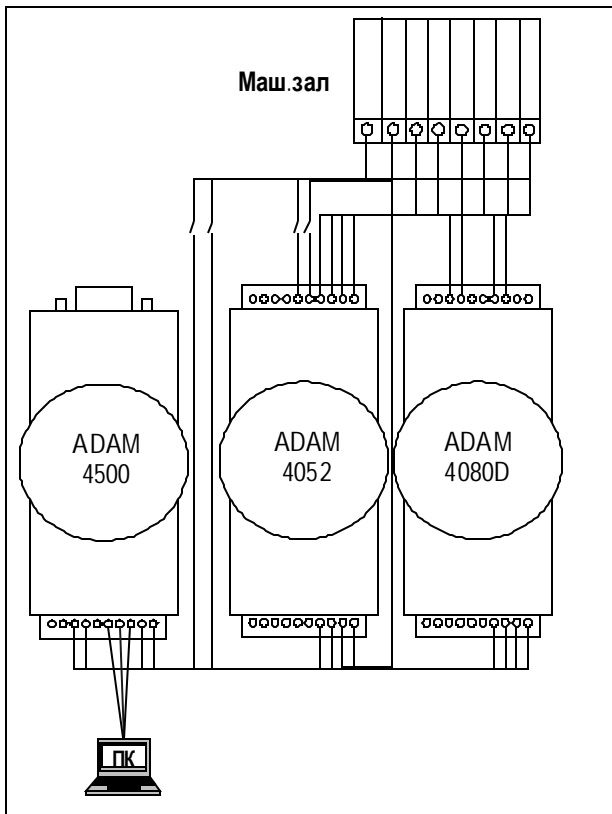


Рис. 2. Принципиальная схема расположения модулей ADAM-4500, ADAM-4052, ADAM-4080D

Готовый результат отправляется в модуль ADAM 4080D для вывода на индикатор.

Модуль дискретного ввода/вывода ADAM 4052 считывает или принимает сигналы с тумблера «работа/настройка» и состояния секторов моталки и разматывателя. Тумблер настройки предназначен для перевода системы в режим корректировки. Сигналы с реле позволяют перевести систему в режим ожидания в случае, если моталка или разматыватель разжаты.

Система работает в автоматическом режиме и не требует внешнего вмешательства, за исключением ситуации, когда требуется произвести настройку системы для адаптации к установленным на стане S-образным роликам: при перевалке роликов, при первом и последующих включениях системы в работу.

Основная задача прибора – контроль относительного обжатия полосы при дрессировке жести. Кроме того, система обеспечивает передачу и вывод информации на экран монитора в виде диаграммы (рис. 3), идентифицированной по маркировке рулона. Информация по каждому рулону на электронном носителе сохраняется в течение 6 месяцев и содержит дату, время и скорость дрессировки, длину рулона, обжатие по длине рулона.

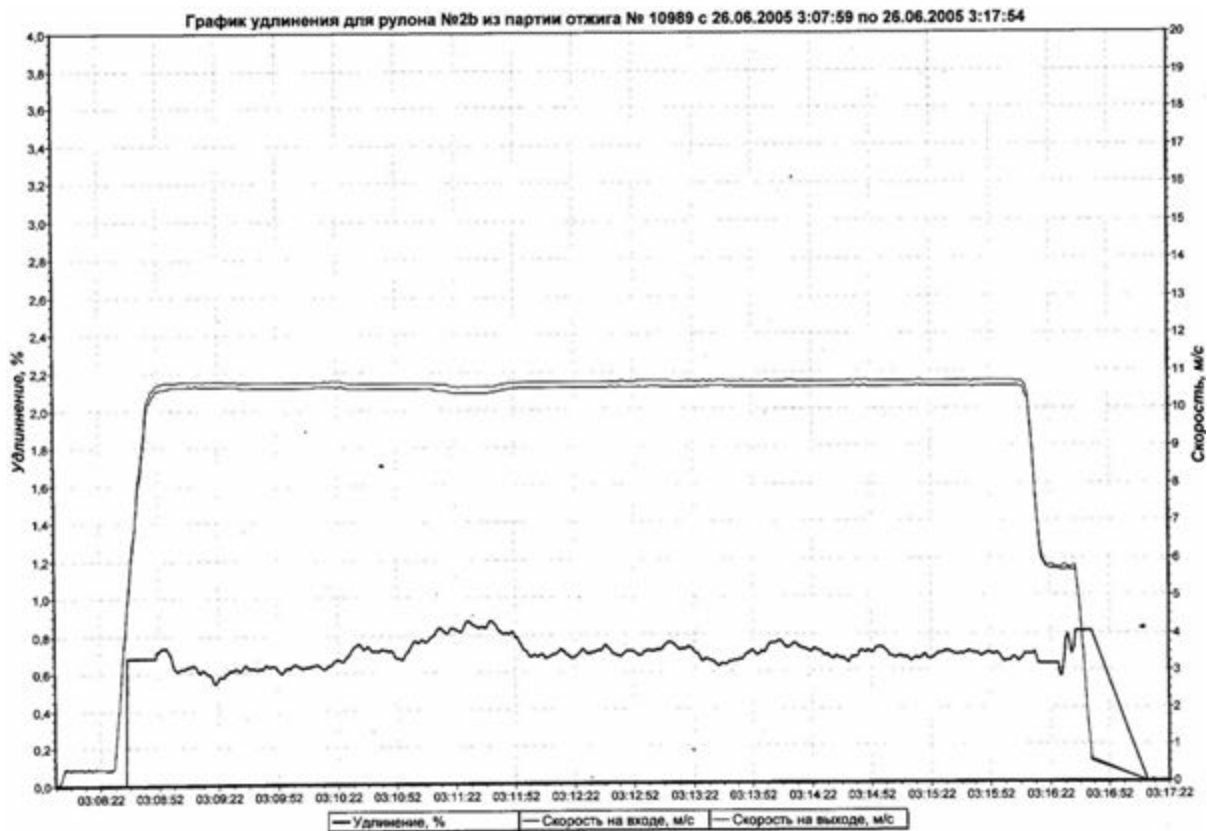


Рис. 3. Вид диаграммы вытяжки САИВП

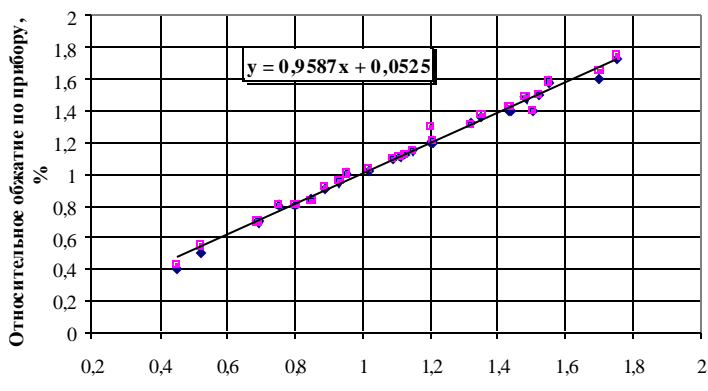


Рис. 4. Корреляция измерений относительного удлинения при дроссировке жести и показаний САИВП

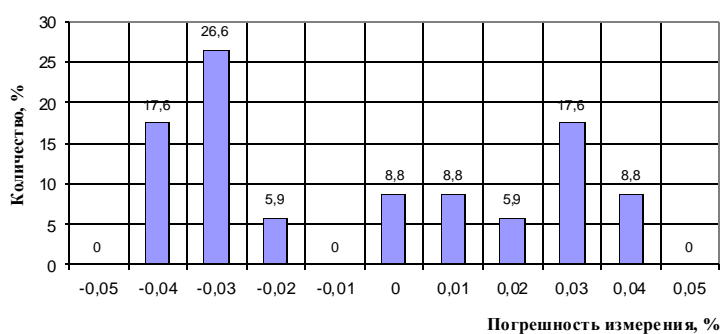


Рис. 5. Частотное распределение погрешности показаний прибора вытяжки

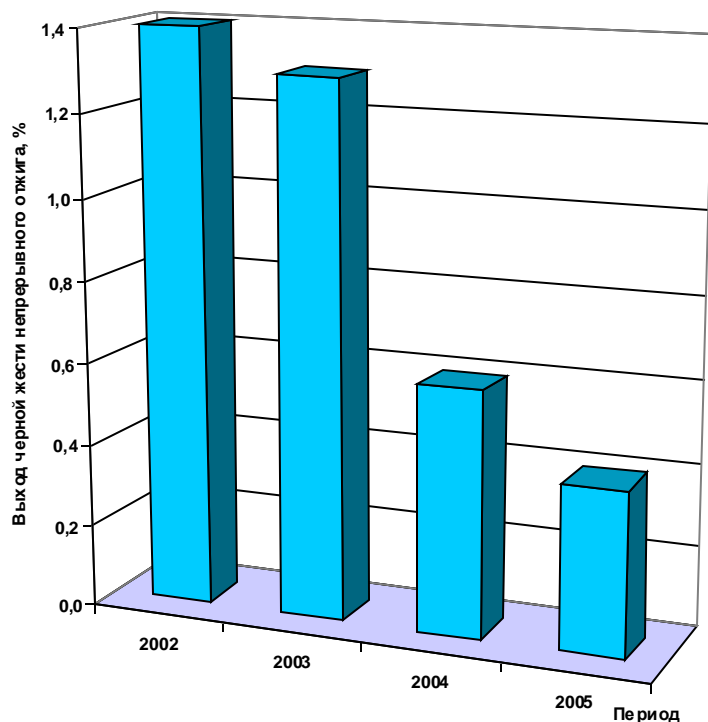


Рис. 6. Выход черной жести непрерывного отжига, не соответствующей требованиям нормативной документации

По диаграмме вытяжки можно проверить соответствие режимов обжатий при дроссировке каждого рулона в любой момент времени нормам, установленным в технологической инструкции, вывести результаты на дисплей монитора и распечатать графики удлинений по длине полосы.

С целью определения соответствия показаний САИВП «Вытяжка» фактической величине удлинения полосы произведены промышленные испытания на дроссировочных станах № 1 и 2 ЛПЦ-3. На 10-ти рулонах черной жести (5 – колпакового отжига и 5 – непрерывного отжига) отметили 30 опытных участков длиной 500 мм по длине полосы (передний, задний концы, середина) до дроссировки. После дроссировки на опытных участках определили удлинение полосы. В процессе дроссировки снимали показания обжатий по прибору. Корреляция фактического удлинения при дроссировке и относительного удлинения по показаниям прибора представлена на рис. 4.

На всех опытных участках определили разницу между фактическим удлинением и удлинением, определяемым по прибору вытяжки (погрешность прибора). Погрешность измерений обжатий по прибору согласно технической документации составляет $\pm 0,05$. Результаты определения погрешности измерений обжатий по прибору вытяжки на опытных участках представлены на рис. 5.

Из рис. 5 следует, что на всех опытных участках полосы погрешность измерения обжатий по прибору находится в пределах нормы и составляет $\pm 0,04$. Надежность системы позволяет использовать ее в режиме круглосуточной промышленной эксплуатации.

Внедрение системы САИВП «Вытяжка» позволило контролировать режимы обжатий при дроссировке жести. Влияние режимов обжатий при дроссировке особенно проявляется на жести непрерывного отжига, так как она обладает небольшим запасом пластичности. Для получения жести непрерывного отжига, удовлетворяющей требованиям нормативно-технической документации, необходимо строго соблюдать узкий интервал обжатий при дроссировке металла. Положительные результаты контроля обжатий при дроссировке жести были выявлены уже на пер-

Глубина сферической лунки черной жести непрерывного отжига

Толщина, мм	Глубина сферической лунки Ie, мм			
	2002 г.	2003 г.	2004 г.	2005 г.
0,18	6,9	7,1	7,5	8,0
0,20	7,1	7,3	7,7	8,2
0,22	7,3	7,5	7,9	8,4

вом этапе внедрения приборов в 2003 году, когда показания величин обжатий полосы выводились на экран цифрового индикатора.

Результатом контроля технологии дрессиров-

ки явилось значительное повышение глубины сферической лунки, определяющей пластичность жести непрерывного отжига (см. таблицу).

На рис. 6 представлена диаграмма выхода черной жести непрерывного отжига, не соответствующей требованиям нормативной документации.

Таким образом, внедрение САИВП «Вытяжка» на дрессировочных станах № 1 и 2 ЛПЦ-3 ОАО «ММК» позволило контролировать обжатия при дрессировке жести и при этом снизить производство черной жести, не соответствующей требуемым свойствам по заказам.

УДК 621.771

В.Г. Антипанов, В.Л. Корнилов, А.С. Бельшев*

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВА ГНУТЫХ ПРОФИЛЕЙ И ПРОФИЛЬНЫХ ТРУБ В ОАО «ММК»

Совершенствование и развитие производства гнутых профилей проката в ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» ведётся в направлении создания новых и конкурентоспособных видов продукции. Разработка технологии их профилирования идет параллельно с совершенствованием существующей технологии производства на четырех профилегибочных агрегатах: 1÷4×50÷300 и 2÷8×100÷600 (сортовые профили), 0,5÷2,5×300÷1500 и 1÷5×300÷1650 (листовые гофрированные, в том числе с полимерными покрытиями, и профили высокой жёсткости – ПВЖ, с периодически повторяющимися гофрами).

Одним из недостатков известных гофрированных профилей является большая разница их моментов сопротивления в двух взаимно перпендикулярных направлениях: для листов с продольными гофрами величина сопротивления продольному изгибу значительно больше, чем поперечному изгибу. Это вызывает необходимость при эксплуатации таких профилей (например, в качестве настилов или перекрытий) использовать дополнительные усиливающие элементы, что повышает расход металла. Освоенный на агрегате «0,5÷2,5» гофрированный профиль с волнистыми гофрами (рис. 1) практически лишён этих недостатков, т.е. он близок к профилю «изотропной» жесткости [1].

Широкое распространение получили гофрированные листы с трапецевидными гофрами. Однако при воздействии на них большой про-

дольной изгибающей нагрузки нередко происходит уменьшение высоты гофров (с одновременным увеличением их ширины), что ухудшает прочностные характеристики профилей. С целью устранения этого недостатка освоено производство оригинального листового профиля с «грибовидными» гофрами (рис. 2). Испытания его показали, что при больших нагрузках (нормальных или продольно-скручивающих) происходит уменьшение высоты гофров и в конечном итоге соприкосновение их вершин, что только повышает несущую способность профиля [2].

Гофрированные листы нередко используют для изготовления панелей различного назначения, обычно с внутренним наполнителем [3]. На ММК разработана оригинальная конструкция панель-кассеты (рис. 3), а также технология её производства.

Панель-кассета образована парой гофрированных листов с противоположно-направленными (продольными и поперечными) гофрами. Листы плотно соприкасаются друг с другом (гофры – наружу), а их боковые кромки соединены «в замок». Испытания панель-кассет показали, что при оптимальном соотношении параметров листов и гофров (высота гофров от 10 до 40 толщин листа; количество гофров – от 3 до 9) кассеты обладают одинаковым сопротивлением продольному и поперечному изгибам на участках равной ширины и длины и способны выдерживать значительные скручивающие усилия.

Технология изготовления панель-кассет предусматривает двухуровневое профилирование

* В работе принимали участие Гридневский В.И., Арханделев А.В.

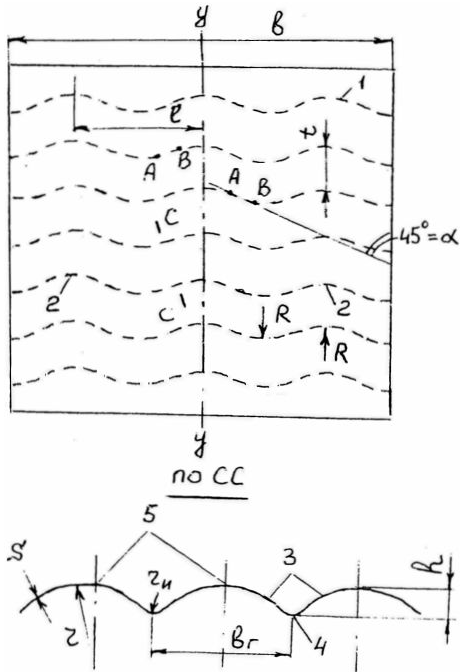


Рис. 1. Гофрированный профиль с волнистыми гофрами:
1 – вершина гофра; 2 – дуга изгиба гофра; 3 – гофр;
4 – дуга сопряжения гофров; 5 – дуга при вершине гофра

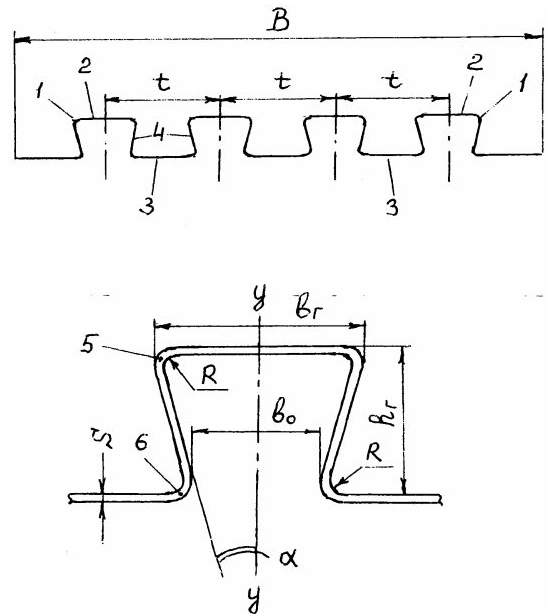


Рис. 2. Листовой профиль с грибовидными гофрами:
1 – гофр; 2 – вершина гофра; 3 – плоский межгофровый участок; 4 – боковые грани гофров; 5 и 6 – участки изгиба соответственно при вершине и у основания гофра

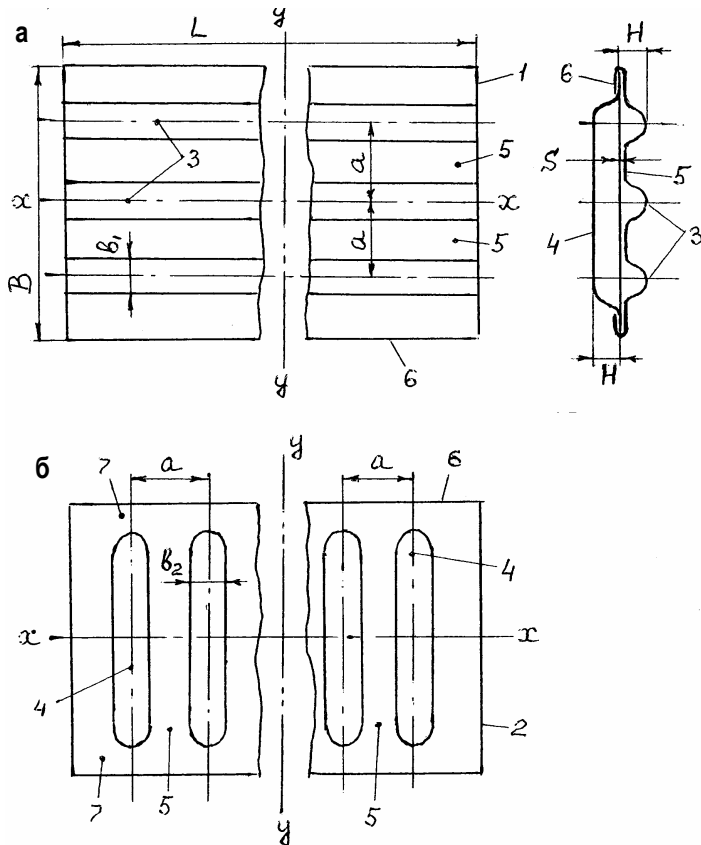


Рис. 3. Стальная панель-кассета:
а – листовой профиль 1 с поперечными гофрами;
б – профиль 2 с поперечными гофрами; 3 – продольные гофры; 4 – поперечные гофры; 5 – плоские межгофровые участки; 6 – «замок»; 7 – плоские боковые участки

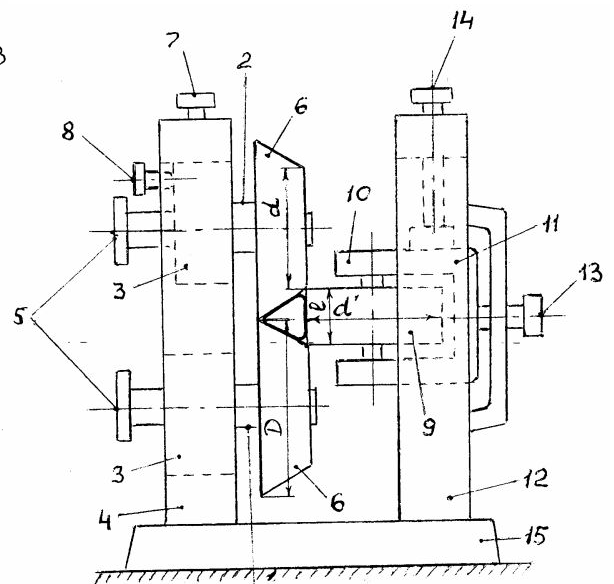


Рис. 4. Клеть для формовки треугольных труб:
1 и 2 – горизонтальные валки; 3 – опора;
4 и 12 – станины; 5 – муфта привода;
6 – конические бочки; 7, 8, 13 и 14 – нажимные винты; 9 – вертикальный валок; 10 – щековина С-образной опоры 11; 15 – основание;
16 – формируемая труба

в четырехвалковых клетях с двумя парами горизонтальных валков, конструкция которых также разработана.

Большим спросом в настоящее время пользуются профильные трубы (в основном – квадратного и прямоугольного сечения), изготавливаемые из круглых труб – заготовок различного сортамента. Ранее на комбинате была разработана конструкция универсальной четырехвалковой клетки [4], отличительной особенностью которой является возможность изменения высоты и ширины прямоугольного (квадратного) калибра с изменением его площади от нуля до максимальной величины, определяемой длиной бочки валков, образующих калибр [5].

С целью расширения сортамента профильных труб предложена клеть для формовки треугольных труб (рис. 4). Трубы такого сечения, как показали сравнительные испытания, обладают в 1,43...1,54 раза большим сопротивлением продольному изгибу, чем круглые трубы, и в 1,18...1,30 раза большим, чем квадратные (при равном периметре и толщине металла).

Значительное внимание уделяется и совершенствованию конструкции профилегибочных валков, в основном увеличению длительности их рабочей кампании (в частности, её прогнозированию) и расширению технологических возможностей валков.

В цехе гнутых профилей используется способ определения длительности работы валков, сущность которого заключается в определении объема валков, потребного для производства ранее не изготавливавшегося на данном стане профилиразмера, т.е. того количества (тоннажа) валков, которое в результате последовательных переточек по износу станет непригодным для дальнейшей работы [6].

Это количество определяется из зависимости:

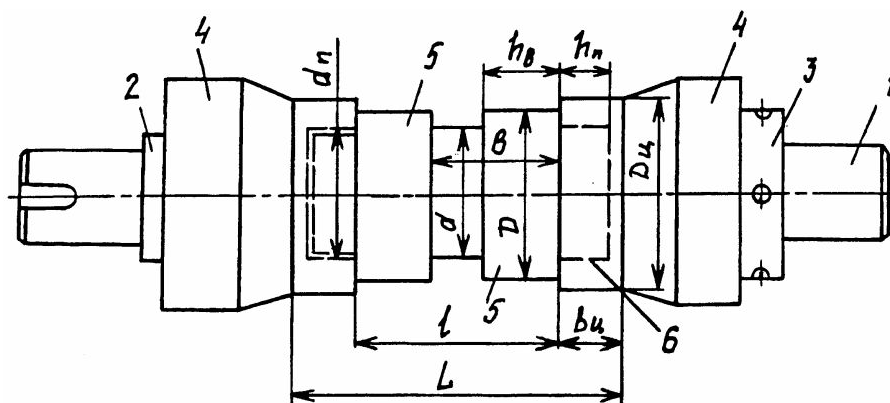


Рис. 5. Валок изменяемой длины:

1 – цапфа; 2 – бурт; 3 – стопорная гайка; 4 – цилиндрикоконические элементы; 5 – валок; 6 – проточка

$$C_2 = (0,95 \dots 0,98) \cdot C_1 \cdot \frac{h_2}{h_1} \cdot \frac{B_2}{B_1} \cdot \frac{d_2}{d_1} \cdot \frac{P_1}{P_2}, \tau$$

где C_1 – известное количество металла, прокатанного из заготовки толщиной h_1 и шириной B_1 в валках с катающим диаметром d_1 при наибольшем давлении металла на валки P_1 ; h_2 , B_2 , d_2 и P_2 – те же показатели для нового сортамента (величина P_2 определяется в начале его формовки).

С целью возможности изготовления на одних и тех же валках сортовых профилей с различной шириной горизонтального элемента сечения (например, швеллерных и корытных профилей) используется конструкция валка, показанного на рис. 5 [7].

В цилиндрических элементах 4 валка выполнены проточки 6, глубина h_n которых примерно равна высоте h_b части элемента валка 5 с диаметром d , а диаметр d_n проточки выбран таким, чтобы обеспечить в ней легкоходовую посадку промежуточного элемента 5. В зависимости от положения этих промежуточных элементов (при развороте их на 180°) будет изменяться расстояние между элементами в пределах величины $2h_b$.

Все оригинальные технические решения в области профилегибочного производства защищены в ОАО «ММК» патентами, количество которых в настоящий момент – около 300.

Библиографический список

1. Пат. 2281177 РФ. Листовой гофрированный профиль / Корнилов В.Л., Антипанов В.Г., Урмацких А.В. и др. // Открытия, изобретения. 2006. № 22.
2. Пат. 2281178 РФ. Листовой гнутый профиль / Антипанов В.Г., Корнилов В.Л., Урмацких А.В. и др. // Открытия, изобретения. 2006. № 22.
3. Производство гнутых профилей (оборудование и технология) / Под ред. И.С. Тришевского. М.: Металлургия, 1982. С. 312–314.
4. Пат. 2201825 РФ. Универсальная четырехвалковая клеть для профилирования труб / Антипанов В.Г., Бондяев И.И., Афанасьев В.Ф. и др. // Открытия, изобретения. 2003. № 10.
5. Совершенствование технологии в ОАО «ММК»: Сб. трудов ЦЛК ММК. Вып. 5. Магнитогорск: Дом печати, 2001. С. 205–208.

6. Пат. 2270070 РФ. Способ определения длительности рабочей кампании профилегибочных валков / Антипанов В.Г., Карпов Е.В., Архандеев А.В. и др. // Открытия, изобретения. 2006. № 5.
7. Пат. 2256523 РФ. Валок профилегибочного стана / Сеничев Г.С., Антипанов В.Г., Бельшеев А.С. и др. // Открытия, изобретения. 2005. № 20.

УДК 658.562:621.771

М.И. Румянцев, А.С. Цепкин, Т.В. Оплачко

УНИФИЦИРОВАННЫЙ ПОДХОД К РАСЧЕТУ ДИФФЕРЕНЦИАЛЬНЫХ ОЦЕНОК ПРИ КВАЛИМЕТРИЧЕСКОМ ОЦЕНИВАНИИ КАЧЕСТВА ПРОКАТА

Наиболее объективные и достоверные выводы относительно соответствия качества проката требованиям нормативных документов могут быть сделаны только с применением квалиметрического оценивания [1–3].

Из квалиметрических методов наиболее совершенным и объективным является комплексный метод оценки качества, в соответствии с которым применяется комплексный показатель Q , отображающий одним числом все множество свойств, составляющих качество продукции. Вместе с тем в ряде работ, например в [1–3] и др., отмечается, что дифференциальные оценки качества имеют самостоятельную ценность, т. к. позволяют сопоставить фактические значения единичных показателей качества с заданными (эталонными, базовыми).

Единичные показатели качества конкретной продукции образуют существенно разнородную совокупность как по абсолютным значениям, так и по размерностям. Поэтому для обеспечения сопоставимости дифференциальных оценок отдельных свойств предпочтительно использовать относительные величины [2, 3]. Например:

$$q_j = \frac{P_j}{P_{j\bar{0}}} \quad (1)$$

или

$$q_j = \frac{P_{j\bar{0}}}{P_j}, \quad (2)$$

где P_j и $P_{j\bar{0}}$ – фактическое и базовое значения показателя качества.

Более содержательными являются относительные оценки, которые зависят не только от абсолютного значения показателя, но и от величины, характеризующей интервал изменения этого показателя от наименьшего возможного значения $P_{j\min}$ до наибольшего $P_{j\max}$. Например [1, 2]:

$$q_j = 1 - \frac{|P_{j\bar{0}} - P_j|}{P_{j\max} - P_{j\min}} \quad (3)$$

или

$$q_j = 1 - \frac{(P_{j\bar{0}} - P_j)^2}{(P_{j\max} - P_{j\min})^2}, \quad (4)$$

где $P_{j\bar{0}}$ – базовое значение анализируемого показателя.

Указанный подход к расчету дифференциальных оценок обладает некоторыми недостатками. Например, нет единообразия в трактовке понятия «Базовое значение показателя». Если требования к анализируемому показателю качества установлены в виде одностороннего ограничения, то не очевидно, каким следует принимать другое возможное значение. При использовании зависимостей типа (1) и (2) придется выбирать ту из них, которая соответствует увеличению дифференциальной оценки при уменьшении единичного показателя в сторону улучшения качества.

Журнал "Сталь" в 1976–1978 гг. провел дискуссию по оценке качества металлопродукции, итоги которой позволили В.Т. Жадану и В.А. Маневичу указать на следующие общие моменты в различных точках зрения на подход к решению данной проблемы [4]:

- для каждого уровня управления качеством следует выработать свои критерии;
- базовыми требованиями к качеству для сравнения должны быть требования, изложенные в стандартах;
- оценка качества должна иметь конкретное численное значение, отражающее состояние объекта управления;
- в основе определения значений оценок качества должен лежать статистический подход.

Указанные аспекты полностью реализованы в виде индексов (показателей возможностей) процессов, расчет и применение которых предусматривается методологией SPC (Statistical Process Control – статистическое управление

процессами [5–6]), являющейся неотъемлемой частью систем менеджмента качества, разработанных по модели стандартов ИСО 9000. Индексы отображают соотношение между характеристиками фактического и допустимого разброса значений показателя качества [5, 7–8]. Тем самым они удовлетворяют указанным выше наиболее важным условиям построения дифференциальных оценок – это относительные величины, которые учитывают изменчивость показателя качества в границах некоторых интервалов.

В SPC рассматриваются два случая фактической изменчивости и соответственно две группы индексов. Для первого характерно, что фактическая вариация показателя вызвана только случайными возмущениями (обычными причинами), а особые причины отклонений (такие как несоблюдение технологических режимов, использование несоответствующего сырья и материалов, несвоевременная смена инструментов и т. д.) отсутствуют. Изменчивость, вызванная только обычными причинами, называется собственной изменчивостью процесса. По смыслу собственная изменчивость является проявлением воспроизводимости процесса, т. е. его возможности обеспечивать заданную результативность в течение длительного времени.

Во втором случае вариация качества связывается с действием как обычных, так и особых причин. Такая изменчивость называется полной изменчивостью процесса и по смыслу является проявлением пригодности процесса для получения заданного качества [5–6]. По нашему мнению, для квалиметрического оценивания наиболее подходят именно индексы пригодности, в которых учтена фактическая изменчивость показателей качества в связи и с обычными, и с особыми причинами.

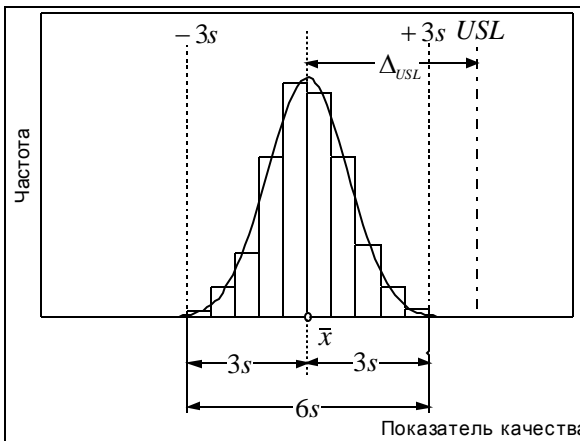
Еще одним важным преимуществом индексов как показателей возможностей процессов является четкая общепризнанная система трактовки их значений (табл. 1).

Исходя из изложенного, а также, допуская, что фактическая изменчивость показателя качества подчиняется нормальному закону распределения вероятности, будем использовать следующие дифференциальные оценки:

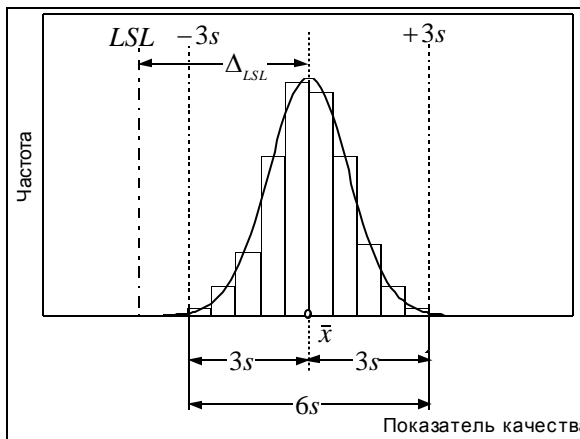
в случае регламентации качества только наибольшим допустимым значением (верхняя оценка соответствия, рис. 1, а)

$$q_{PU} = \frac{\Delta_{USL}}{3s}; \tag{5}$$

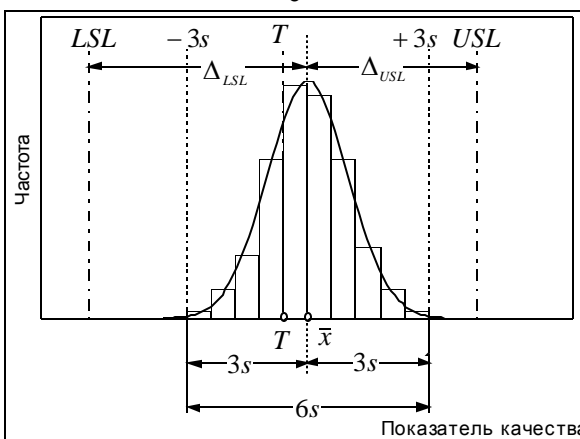
в случае регламентации качества только наи-



а



б



в

Рис. 1. Некоторые случаи соотношения фактической вариации показателя качества с допустимой: LSL, USL и T – нижняя и верхняя границы, а также середина нормативного интервала варьирования

меньшим допустимым значением (нижняя оценка соответствия, **рис. 1, б**)

$$q_{PL} = \frac{\Delta_{LSL}}{3s}; \tag{6}$$

в случае регламентации качества наибольшим и наименьшим допустимыми значениями (оценка соответствия с учетом положения среднего, **рис. 1, в**)

$$q_{PK} = \min(q_{PU}; q_{PL}). \tag{7}$$

В (5)–(6) $\Delta_{USL} = USL - \bar{x}$ и $\Delta_{LSL} = \bar{x} - LSL$ представляют собой фактические допустимые интервалы варьирования показателя качества, а $3s$ – доля его фактической изменчивости, приходящаяся на допустимый интервал. В качестве точечной характеристики фактической изменчивости и соответствующего ей центра рассеяния принимаем стандартное отклонение и выборочное среднее:

$$s = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}; \tag{8}$$

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i. \tag{9}$$

В качестве примера использования предлагаемого подхода приведем некоторые результаты оценивания качества горячекатаной стали текущего производства на соответствие требованиям ГОСТ 16523 к механическим свойствам холоднокатаного проката. В **табл. 2** приведены результаты расчетов дифференциальных оценок временного сопротивления и остаточного удлинения полос толщиной 2 мм из стали 08пс, прокатанных на широкополосном стане горячей прокатки, в сравнении с нормами, установленными по отношению к холоднокатаному прокату групп прочности К270В и ОК300В. Фактическая вариация анализируемых показателей в сравнении с допустимой иллюстрируется графиками на **рис. 2**.

Если анализ соответствия механических свойств производить сравнением средних выборочных значений с границами нормативных интервалов варьирования, оцениваемые горячекатаные полосы можно признать пригодными для замещения холоднокатаной листовой стали как группы прочности ОК300В, так и группы К270В. Однако из сравнения фактической вариации временного сопротивления с допустимой для группы К270В (**рис. 2, а**) видно, что центр вариации смещен к верхней границе допуска, а разброс показателя превышает допустимую величину. В резуль-

тате при отличной нижней оценке соответствия верхней, а также итоговая дифференциальная оценки временного сопротивления являются неудовлетворительными.

При сравнении фактической изменчивости свойств горячекатаных полос с требованиями, установленными для группы прочности ОК300В, видно, что центр вариации временного сопротивления практически совпадает со серединой нормативного интервала варьирования, а разброс существенно меньше, чем величина нормативного интервала. Поэтому в этом случае наблюдаются отличные дифференциальные оценки механических свойств, что свидетельствует о возможности применения металла данных партий для поставок взамен холоднокатаного.

Разработаны дифференциальные оценки единичных показателей качества, унифицированные по структуре с индексами возможности и стабильности процессов, которые применяются в рамках методологии SPC, обязательной к использованию

Таблица 1

Оценки результативности процесса при различных значениях индексов воспроизводимости

Значение индекса	Уровень несоответствий продукции (не более)		Результативность процесса
	Процент несоответствующих единиц, %	Число несоответствий на миллион единиц продукции, ppm	
Более 1,67	10 ⁻⁴	4	Отличная
1,33–1,67	0,0066	66	Хорошая
1,00–1,33	0,27	2700	Удовлетворительная

Таблица 2

Дифференциальные оценки соответствия механических свойств горячекатаных полос толщиной 2 мм из стали 08пс требованиям ГОСТ 16523-97 к холоднокатаному прокату

Показатели качества	Допустимая вариация		Фактическая изменчивость		Дифференциальные оценки		
	LSL	USL	\bar{x}	s	q_{PL}	q_{PU}	q_{PK}
Группа прочности К270В							
σ_B , МПа	270	410	383,8	9,865	3,85	0,89	0,89
δ , %	25	–	34,38	1,31	2,39	–	–
Группа прочности ОК300В							
σ_B , МПа	300	480	383,8	9,86	2,83	3,25	2,83
δ , %	25	–	34,38	1,31	2,39	–	–

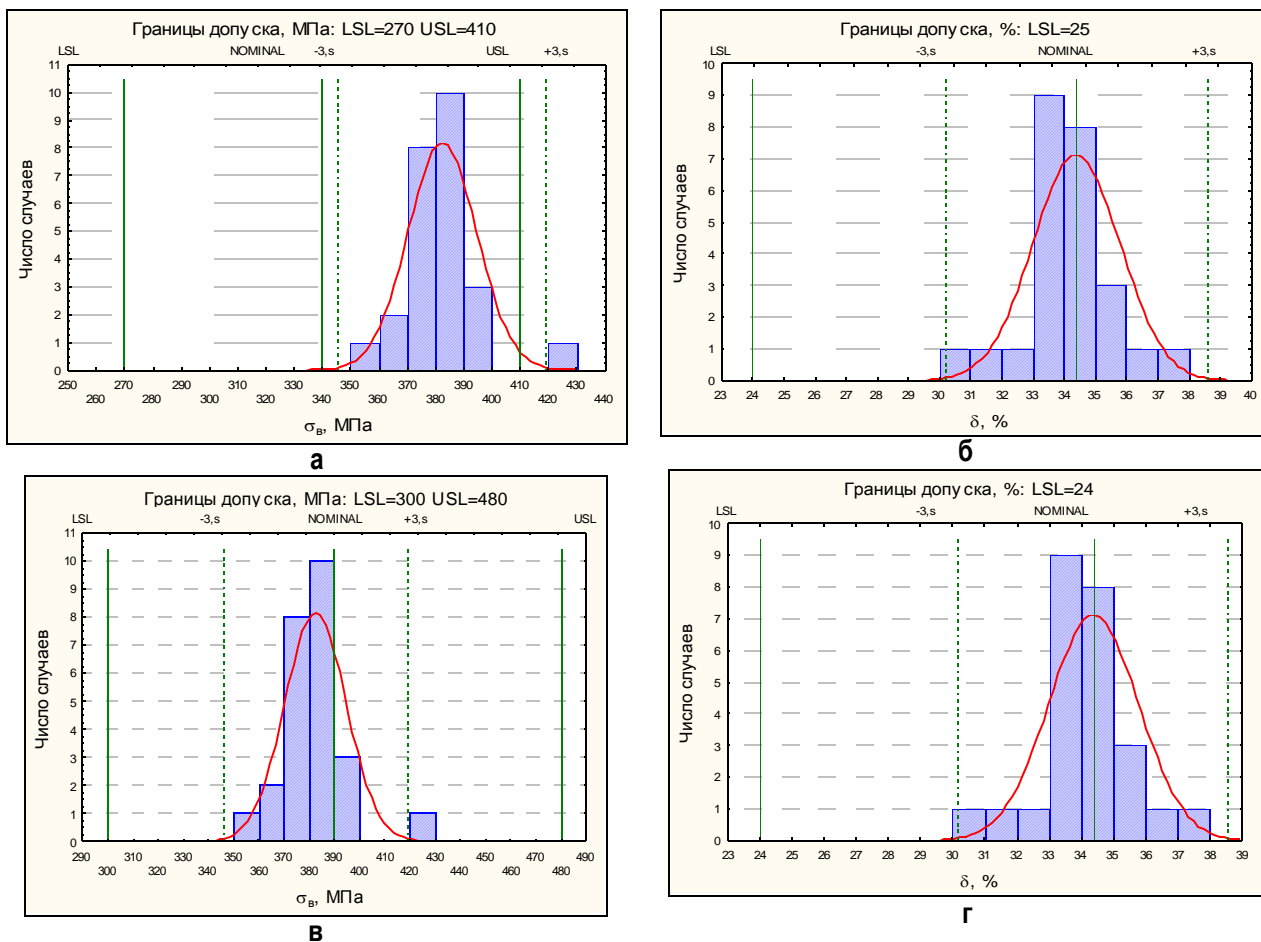


Рис. 2. Вариация механических свойств горячекатаных полос толщиной 2,0 мм из стали 08пс в сравнении с нормами групп прочности К270В (а, б) и ОК300В (в, г), установленными ГОСТ16523 по отношению к холоднокатаному прокату

в системах качества, построенных по модели ИСО 9000. Подобная унификация позволяет преодолеть субъективизм в трактовке некоторых понятий (например – «Базовое значение показателя качества»), при выборе формул для расчета

дифференциальных оценок а также трактовке их значений и тем самым повысить объективность и достоверность квалиметрического оценивания качества проката.

Библиографический список

1. Рашников В.Ф., Салганик В.М., Шемшурова Н.Г. Квалиметрия и управление качеством продукции: Учеб. пособие. Магнитогорск: МГТУ, 2000. 184 с.
2. Гун Г.С. Управление качеством высокоточных профилей. М.: Металлургия, 1984. 152 с.
3. Калейчик М.М. Квалиметрия: Учеб. пособие. М.: МГИУ, 2004. 200 с.
4. Жадан В.Т., Маневич В.А. Совершенствование технологии прокатки на основе комплексных критериев качества. М.: Металлургия, 1989. 96 с.
5. Статистическое управление процессами. SPC: Пер. с англ. Н. Новгород: ООО СМЦ «Приоритет», 2004. 181 с.
6. ГОСТ Р 50779.11-2000. Статистические методы. Статистическое управление качеством. Термины и определения. М.: ИПК Издательство стандартов, 2001. 36 с.
7. Саката Сиро. Практическое производство по управлению качеством. М.: Машиностроение, 1980. 215 с.
8. Адлер Ю.П., Полховская Т.М., Нестеренко П.А. Управление качеством. Ч. 1. Семь простых методов: Учеб. пособие. М.: МИСиС, 1999. 163 с.

УДК 621.771.07

А.Б. Моллер, С.Я. Унру, Б.И. Воронин, Д.В. Назаров, А.С. Лимарев, О.Н. Тулупов

О ВОЗМОЖНОСТИ ЗАМЕНЫ ЧУГУННЫХ ВАЛКОВ НА ТВЕРДОСПЛАВНЫЕ В ЧИСТОВОЙ ГРУППЕ ПРОВОЛОЧНОГО СТАНА 170

Как известно, на прокатные валки приходится свыше 10% от стоимости прокатного передела [1]. Из-за износа бочки валки списываются с вполне пригодными шейками. 20–25% времени работы стана уходит на перевалки валков [2]. Эффективным может оказаться применение бандажированных валков даже при однократном использовании оси, так как такие валки имеют стойкость в два и выше раз больше, чем цельные. Еще одной причиной этого является применение бандажей из материалов более высокой стойкости. Но, например, применение твердого сплава для изготовления сплошных рабочих валков затруднено, так как эти материалы не способны воспринимать большие изгибающие нагрузки и крутящие моменты.

Для определения возможности реализации проекта были изучены условия работы клетей и прокатных валков чистовой группы стана 170 (табл. 1).

Такое решение вызвано, прежде всего, желанием снизить расход валков, время простоев, требуемое на перевалку и смену калибра. Следует иметь в виду, что клетки такой же конструкции применяются на стане 450 – с 10-й по 16-ю клетки; стане 370 – с 10-й по 18-ю клетки; и стане 170 – с 12-й по 17-ю клетки, поэтому задача вполне актуальна, а ее решение может найти применение не только для проволочного стана 170, но и для всех станов сортового цеха ОАО "ММК".

Схема предлагаемого решения представлена на рис. 1. Вверху представлен вид цельного чугунного валка, который в настоящее время работает на стане, внизу – проект составного валка со стальной осью и прокатными шайбами из ВК-сплава.

Прокатные валки выполнены из высокопрочного перлитного литого чугуна с шаровидным графитом.

Твердость материала валков	514 НВ
Сопротивление на изгиб	1100 Н/мм ²
Сопротивление растяжению	550 Н/мм ²
Усталостная прочность на изгиб в шейках	280 Н/мм ²

Все клетки чистовой группы типа DOM 4334 и DVM 4334.

DOM – подвижная горизонтальная двухвалковая прокатная клеть.

DVM – подвижная вертикальная двухвалковая прокатная клеть.

- 4334: 1) увеличенная номинальная внутренняя ось 430 мм;
2) базовая номинальная внутренняя ось 340 мм.

Для выработки именно такой конструкции и материала оси и бандаж было проделано следующее:

1) Проанализированы известные конструкции бандажированных валков, в том числе и с наплавленными бандажами [3]. Для условий стана 170 выбрана наиболее подходящей конструкция с несколькими прокатными шайбами, закрепляемыми на оси с помощью замков.

2) Произведен расчет оси валка. Результаты показали, что нормальные напряжения не превышают допустимых и существует большой запас прочности. Поэтому можно применять оси меньшего диаметра до 100 мм и диаметром шейки до

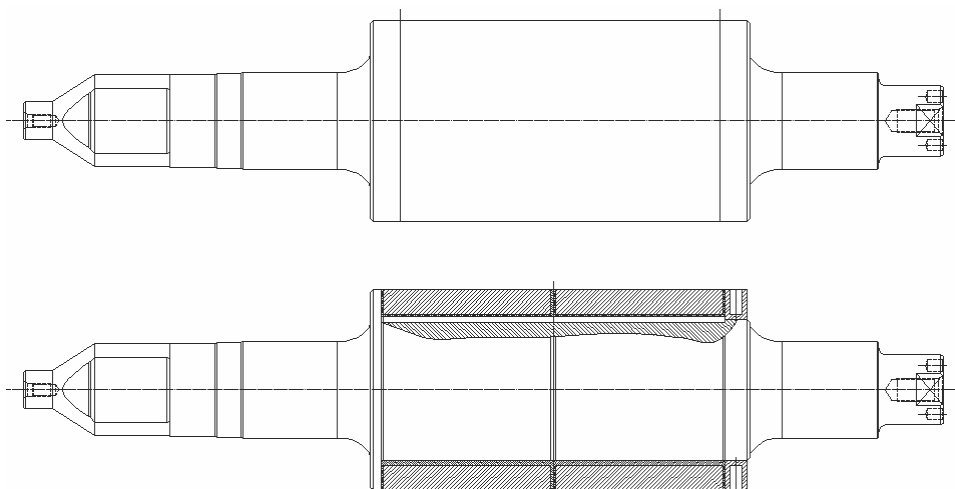


Рис. 1. Цельный и составной валки

Таблица 1

Основные геометрические размеры валков в клетях

Тип клетки		Шейка валка, мм	Диаметр валка, мм		Длина бочки валка, мм	Расстояние между рабочими центрами		
			макс.	мин.		макс.	мин.	
Положение	Обозначение							
14 Н	DOM	4334	180	370	315	700	485	290
15 V	DVM	4334	180	370	315	700	485	290
16 Н	DOM	4334	180	370	315	700	485	290
17 V	DVM	4334	180	370	315	700	485	290

Таблица 2

Состав и свойства материала банджа

Материал	Химический состав		Физические свойства		
	Карбид вольфрама, %	Легирование (Co, Ni, Cr), %	Твердость, НГА	TRS, кг/мм ²	Плотность, г/см ³
KHR 70	78	22	82,0–84,0	280	13,2–13,5

Таблица 3

Предельные напряжения для валка из чугуна с шаровидным графитом

Параметр	Обозначение	Величина
Нормальное напряжение оси при изгибе	$\sigma_{изг. о}$, МПа	1100
Нормальное напряжение шейки при изгибе	$\sigma_{изг. ш}$, МПа	130

75 мм. Однако из обязательного условия сохранения основных посадочных размеров шеек валков ранее обоснованные размеры следует считать окончательными для условий работы стана 170.

Расчет прочности оси бандажированного валка сводится к расчету листового валка за исключением того, что усилие прокатки Р сосредоточено в точке, над которой находится середина калибра на расстоянии m до одного из нажимных винтов. Это расстояние меняется в зависимости от того, в каком из калибров осуществляется прокатка. Так как на бочке валка может быть размещено несколько калибров, то необходимо проверить прочность оси для наиболее неблагоприятного случая положения калибра по длине бочки.

Наиболее неблагоприятным случаем в отношении прочности шейки оси является прокатка в крайнем калибре со стороны приводного конца оси, когда ось подвержена изгибу и кручению одновременно с наибольшими значениями сило-

вых факторов. Наибольшее значение изгибающего момента в оси будет при прокатке в среднем калибре, когда $m=a/2$.

3) Произведен анализ используемых для изготовления бандажей материалов, включая стали, различные ВК-сплавы, чугуны. Наиболее подходящим выбран твердый сплав, включающий карбид вольфрама (ВК).

Свойства материала представлены в табл. 2.

Дополнительно в исследовании рассмотрена возможность применения на стане 170 чугунных составных валков повышенной стойкости. Состав материала чугунного бандаж и технология производства разработаны в МГТУ. Переход на такие валки снизит расходы на инструмент и уменьшит стойкость калибра на 20–30% против твердосплавных шайб, что может быть оправданным с точки зрения экономики производства.

4) Произведен расчет различными способами усилия закрепления бандаж замком, включая стандартный расчет фрикционной муфты по формуле определения давления на контактную поверхность, расчет по условию одинарного точечного воздействия прижимающей торцевой силы, расчет фрикционной предохранительной муфты. В результате получено максимальное значение прижимной силы в 640 кН.

Величины, с которыми должны быть сравнены расчетные данные, приведены в табл. 3. Если при расчетах эквивалентное напряжение получается больше величины, указанной в табл. 3, то ось валка не выдержит передаваемых через нее усилий.

Сами расчетные значения напряжений и моментов приведены в табл. 4. Исследованы два случая: прокатка в ближайшем к приводному концу калибре и прокатка в ближайшем к середине бочки калибре.

Также был рассчитан прогиб оси валка. Вычисленные значения прогиба, а также тот факт, что твердосплавный бандаж не является цельным, а состоит из нескольких наборных шайб, позволяют заключить, что твердосплавные кольца защищены от появления трещин, вызванных высокими изгибающими напряжениями (табл. 5).

При использовании дорогостоящих материалов валков с высокой степенью устойчивости к износу необходимо снижать влияние всех факторов, увеличивающих износ. С целью увеличения срока службы валков возможно изменение калибровки. Для оптимизации формы калибров была выбрана модель, в которой основной критерий оптимизации – неравномерность деформации [4].

В процессе прокатки важно стремиться к минимуму неравномерности деформации.

Снижение неравномерности деформации позволит:

- уменьшить износ прокатных валков;
- снизить расход энергии на процесс формоизменения металла;
- получить более равномерно распределённые нагрузки при прокатке по ширине;
- повысить стабильность процесса;
- получить более точные геометрические размеры готовой продукции;
- продлить срок службы механизмов прокатных клетей.

Для оценки неравномерности деформации при формоизменении металла в калибрах, опираясь на структурно-матричный подход, используется критерий неравномерности деформации $K_{нер}$ [5]. Проведя оптимизацию калибровки, было установлено, что неравномерность деформации снижается во всех клетях предчистовой группы клетей (рис. 2).

Распределение деформации по ширине калибра после его оптимизации по контуру меняется, следовательно, изменится и давление металла на валки. Для выяснения эффективности найденного решения был произведен расчет усилий прокатки.

Под усилием прокатки понимается равнодействующая всех элементарных сил нормального давления и трения, приложенных к металлу со стороны валков. Такая же противоположно направленная сила действует со стороны металла на валки. При установившемся процессе прокат-

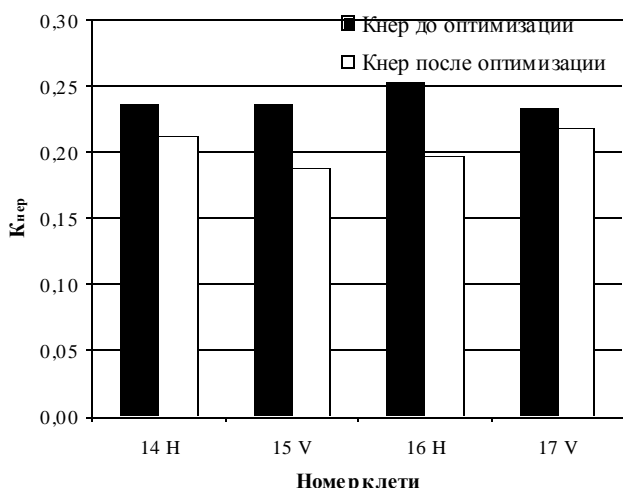


Рис. 2. Диаграмма распределения $K_{нер}$ по проходам в предчистовой группе клетей при прокатке $\varnothing 6,5$ мм на стане 170 ОАО «ММК»

Таблица 4
Результаты расчетов

Прокатка в ближайшем к приводному концу калибре					
Клетей	$\sigma_{эв}$, МПа	$\sigma_{изг о край}$, МПа	$\sigma_{изг ш край}$, МПа	$M_{изг о край}$, кНм	$M_{изг ш край}$, кНм
14	45,46	24,33	43,55	41,98	24,93
15	34,50	18,83	32,86	32,48	18,81
16	32,92	17,80	31,89	29,64	18,25
17	24,65	13,59	23,73	23,45	13,58
Прокатка в ближайшем к середине бочки калибре					
Клетей	$\sigma_{эв}$, МПа	$\sigma_{изг о сер}$, МПа	$\sigma_{изг ш сер}$, МПа	$M_{изг о сер}$, кНм	$M_{изг ш сер}$, кНм
14	30,47	38,73	27,60	66,82	15,80
15	23,21	29,42	20,74	50,75	11,87
16	21,15	28,13	19,52	48,53	11,17
17	16,30	21,24	14,89	36,64	8,52

Таблица 5

Прогиб оси валка

Параметр	Обозначение	Величина
Прогиб от действия изгибающих моментов	d_1 , мм	0,0000937
Прогиб от действия поперечных сил	d_2 , мм	0,0000179
Момент инерции площади поперечного сечения оси	I_o , м ⁴	0,0002243
Момент инерции площади поперечного сечения шейки	$I_{ш}$, м ⁴	0,0000515
Суммарная деформация системы	d_v , мм	0,0002232

ки равнодействующая P , вне зависимости от ее величины, направлена перпендикулярно к оси полосы [6].

Нагрузки, оказывающие прямое воздействие на оборудование при прокатке, вычислялись по известной методике, основанной на структурно-матричном подходе.

Из диаграммы (рис. 3) видно, что при опти-

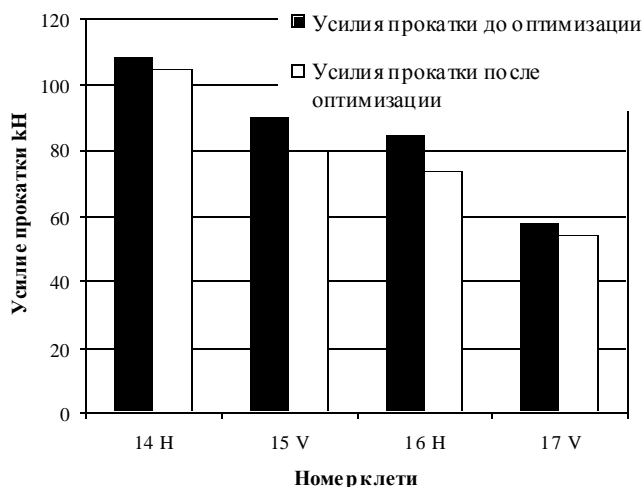


Рис. 3. Диаграмма распределения усилий в предчистовой группе по проходам при прокатке круга 6,5 на стане 170 ОАО «ММК»

мизации формы калибра усилие прокатки снижается во всех клетях предчистовой группы клетей. Исходя из этого следует, что оптимизированная калибровка позволяет:

- снизить затраты электроэнергии;
- уменьшить износ валков;
- повысить стойкость валков.

Применение бандажированных валков экономически обосновано. Увеличенная стоимость сменных колец ВК по сравнению с традиционными валками компенсируется значительным увеличением кампании бандажированных валков и сменой, при необходимости, только самих прокатных колец (бандажей), бывших в употреблении, а не всего тела валка.

Подобный опыт использования твердосплавных прокатных колец шведской фирмы Sandvik имеется в Новокузнецке в ОАО "ЗСМК" [7]. Эксплуатация комплектов составных прокатных валков на проволочном стане проходила без существенных замечаний по качеству поверхности ручьев и надежности крепления бандажей. Стойкость овальных и круглых калибров составных валков в 7,4–9,7 раза выше стойкости аналогичных калибров цельнолитых чугуновых валков. За период эксплуатации на "ЗапСиб" на двух комплектах валков фирмы Sandvik прокатано 867597 т, что соответствует количеству металла, прокатанному на 17 комплектах чугуновых валков.

Библиографический список

1. Полухин В.П., Полухин П.И., Николаев В.А. Составной рабочий инструмент прокатных станов. М.: Металлургия, 1977. 88 с.
2. Опыт производства и эксплуатации прокатных валков для сортовых и проволочных станов / Бабенко М.А., Белий Н.П., Дарда Ю.А. и др. // Труды шестого конгресса прокатчиков. Липецк, 2005. С. 499.
3. Составные прокатные валки: Монография / Белевский Л.С., Фиркович А.Ю., Судоргин И.В. и др.. Магнитогорск: МГТУ, 2004.
4. Левандовский С.А. Повышение результативности сортовых станов путем совершенствования модели управления качеством: Дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск: МГТУ, 2006.
5. Тулупов О.Н. Структурно-матричные модели для повышения эффективности процессов сортов прокатки: Монография. Магнитогорск: МГТУ, 2002. 224 с.
6. Методы моделирования настройки сортопрокатных станов / С.А. Левандовский, А.Б. Моллер, О.Н. Тулупов, А.А. Зайцев // Труды междунар. науч.-техн. конф. 20–22 сентября 2005 г. СПб., 2005. С. 66–69.
7. Эксплуатация составных валков на проволочном стане Западно-сибирского металлургического комбината / А.И. Погорелов, М.В. Никиташев, Н.П. Калинин, Б.М. Чегодаев, В.В. Саломыкин // Бюл. "Черная металлургия". 2002. № 10. С. 32–33.

УДК 621.771.237:621.771.23.016

М.И. Румянцев, Г.А. Завалицин, И.Б. Сапожников, Д.Е. Борковой

ОЦЕНИВАНИЕ ПОВЫШЕНИЯ РЕЗУЛЬТАТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ХОЛОДНОКАТАНОГО ЛИСТОВОГО ПРОКАТА ЗА СЧЕТ ПРИМЕНЕНИЯ СТАЛИ С ПОНИЖЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ УГЛЕРОДА

В настоящее время наблюдается устойчивая тенденция к росту производства холоднокатаного проката из низкоуглеродистой стали с содержанием углерода менее 0,02%, которая должна иметь повышенную штампуемость как без покрытия, так и с цинковым покрытием. Пониженные прочностные свойства горячекатаного проката из подобных сталей в некоторой степени облегчают задачу получения холоднокатаной полосы с высокой планшетностью, а также способствуют расширению возможностей производства горячекатаных листов и полос для замещения холоднокатаных. Ранее были выполнены исследования, в результате которых установлено, что для обеспечения свойств готового проката на

уровне $\sigma_T=240-290$ МПа, $\sigma_B=320-350$ МПа и $\delta_4=36-41\%$ на широкополосном стане горячей прокатки должны обеспечиваться температура конца прокатки 920–930 и температура смотки около 650°C, а также разработан режим охлаждения на отводящем рольганге [1–2].

Так как сталь с пониженным содержанием углерода обладает низким сопротивлением деформации, становится возможным увеличить толщину подката для производства холоднокатаной стали. Однако при этом эффект, заключающийся, например, в увеличении производительности ШСП, может быть нивелирован трудностями переработки металла в цехе холодной прокатки. Так, увеличение толщины подката приве-

дет к возрастанию вытяжки при холодной прокатке и соответственно длины полосы. При объективно существующих ограничениях на скорость холодной прокатки [3] следствием подобных изменений может стать увеличение машинного времени и снижение производительности стана холодной прокатки. Для оценивания изменений производительности в системе «ШСП-РСХП» была найдена аппроксимация кривой упрочнения таких сталей при холодной прокатке и разработана методика расчета производительности процесса холодной прокатки на двухклетевом реверсивном стане [2], а также составлена программа для ЭВМ.

В основе программы лежит обобщенный алгоритм автоматизированного проектирования режимов прокатки [4], который предусматривает оценку комплекса ограничений и в том числе по энергосиловым параметрам. Для определения усилия прокатки используется модель, сконструированная ранее в работе [5]. С целью повышения точности прогноза крутящего момента исследовали прокатку на РСХП 1700 полос толщиной 0,5–0,9 мм из подката 2,0–2,2 мм. Во всех случаях применялась двукратная прокатка, т. е. производилось четыре обжатия. На основе полученных с применением датчиков АСУ ТП значений тока приводных двигателей, скорости и усилия прокатки по известной методике [6] рассчитали коэффициент плеча момента ψ . Установили, что первый и третий проходы производятся в условиях, когда переднее натяжение Q_1 больше заднего Q_0 , а для второго и четвертого $Q_1 < Q_0$. Поэтому для первого и третьего прохода коэффициенты плеча ($\psi=0,15-0,36$) в целом выше, чем во втором и четвертом ($\psi=0,12-0,25$). В качестве наиболее информативных факторов зависимости для расчета ψ проявились (рис. 1) показатель высоты очага деформации $m_{снл} = l_{снл}/h_{ср}$ (где $l_{снл}$ – длина очага деформации с учетом сплющивания вала; $h_{ср}$ – средняя толщина полосы) и отношение радиуса рабочего вала R к толщине переднего конца полосы h_1 (показатель R/h_1). Наилучшим отображением влияния указанных факторов на коэффициент плеча является зависимость

$$\psi = 0,041m_{снл} + 97,42h_1/R - 0,68, \quad (1)$$

для которой показатель достоверности аппроксимации $R^2=0,765$; расчетное число Фишера $F_p=16,287$; табличное значение числа Фишера при доверительной вероятности 95% $F_{95}=3,422$.

Исходя из технических особенностей агрегатов, выполняющих в дальнейшем углубленную переработку холоднокатаных полос, при исследовании производительности РСХП 1700 массу рулона приняли постоянной ($G=20$ т), что при вариации его ширины b от 1000 до 1250 мм обусловило относительную массу рулона G/b в пределах 15,7–19,5 т/м. Компьютерное моделирование прокатки полос толщиной $h_k=0,38$ –

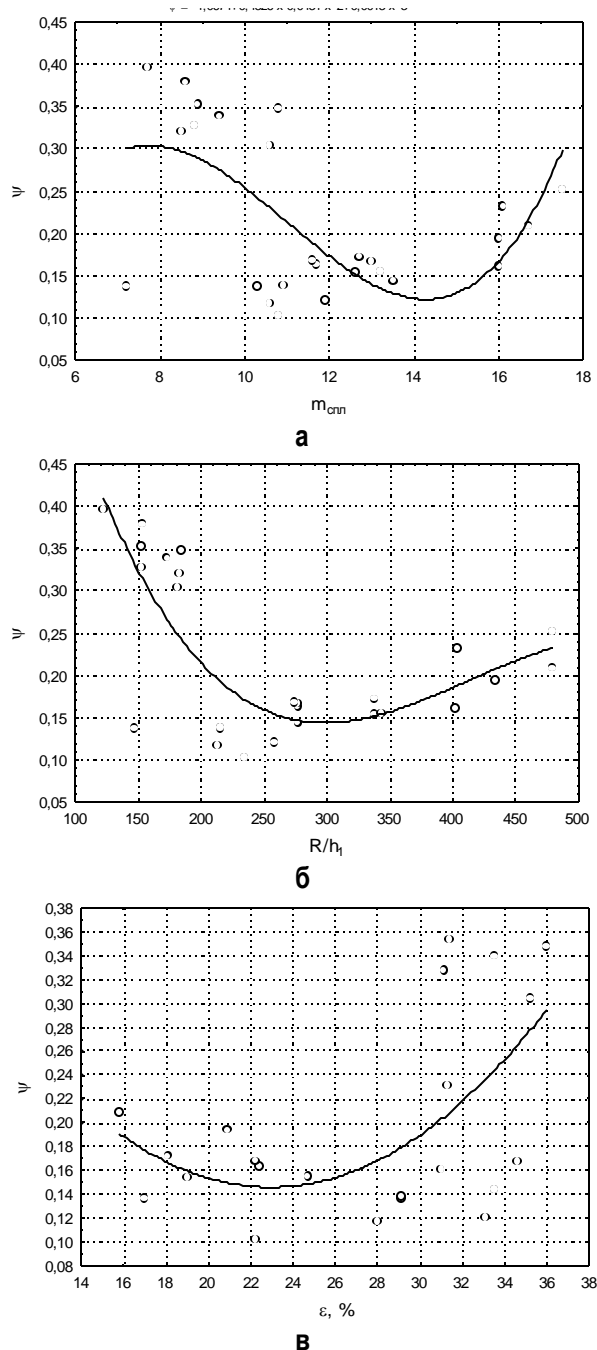


Рис. 1. Зависимость коэффициента плеча при холодной прокатке на двухклетевом реверсивном стане от различных факторов

1,2 мм из подката толщиной $h_{2к}=1,5-3,0$ мм показало, что во всех случаях скорость прокатки сталей с пониженным содержанием углерода во втором и четвертом проходах примерно постоянны (18,0–18,5 м/с во втором и 19–21,5 в четвертом). В таких условиях наиболее значимыми факторами производительности РСХП оказались G/b , h_k и суммарная вытяжка $\lambda_{\Sigma} = h_{2к}/h_k$ (рис. 2). Их совместное влияние может быть отобразено следующей статистически надежной линейной множественной аппроксимацией:

$$P_{PCXII} = 69,5 - 0,34\lambda_{\Sigma} + 108,8h_k - 1,75G/b \quad (2)$$

$$(R^2 = 0,964; F_p = 71,493; F_{95} = 3,587).$$

Результаты моделирования также показали, что при прокатке на РСХП 1700 полос из сталей с пониженным содержанием углерода максимальная допустимая по энергосиловым параметрам суммарная вытяжка выражается зависимостью

$$[\lambda_{\Sigma}] = 10,228 - 2,491h_k - 6,657b/L_p \quad (3)$$

$$(R^2 = 0,686; F_p = 13,136; F_{95} = 3,587),$$

где L_p – длина бочки опорного вала реверсивного стана.

Производительность широкополосного стана горячей прокатки (ШСГП 2000) исследовали с применением ранее разработанной программы автоматизированного проектирования [7] при вариации ширины полос от 1000 до 1650 мм, что обусловило диапазон удельной массы рулонов в пределах от 17,7 до 23,6 т/м. Установили, что указанные выше рациональные температуры конца прокатки полос из сталей с пониженным содержанием углерода достигаются при запра-

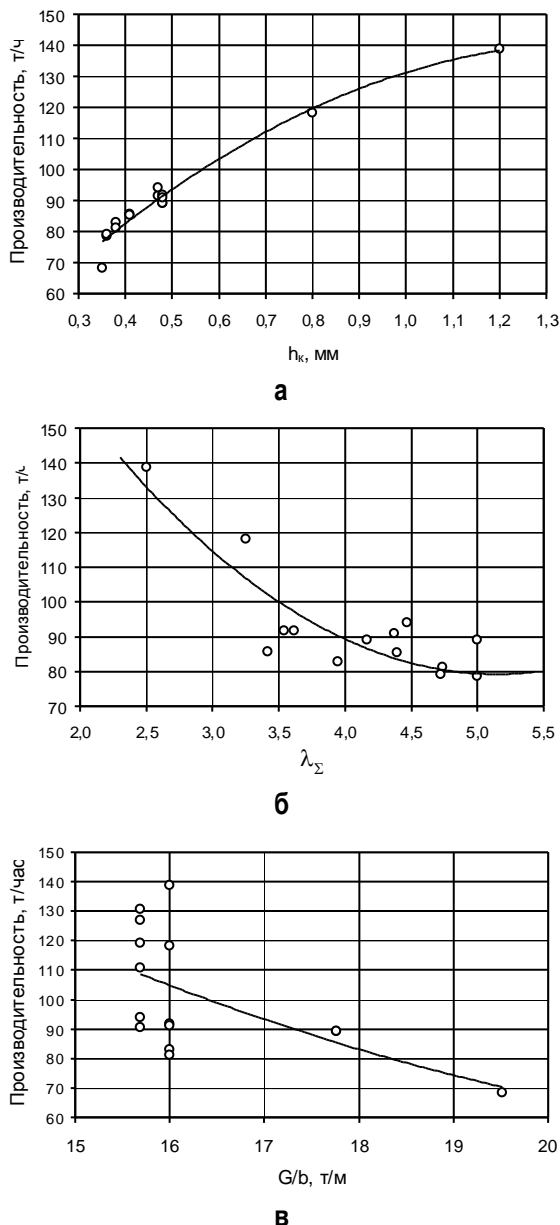


Рис. 2. Зависимость часовой производительности РСХП 1700 от конечной толщины полосы (а), суммарной вытяжки (б) и относительной массы рулонов (в)

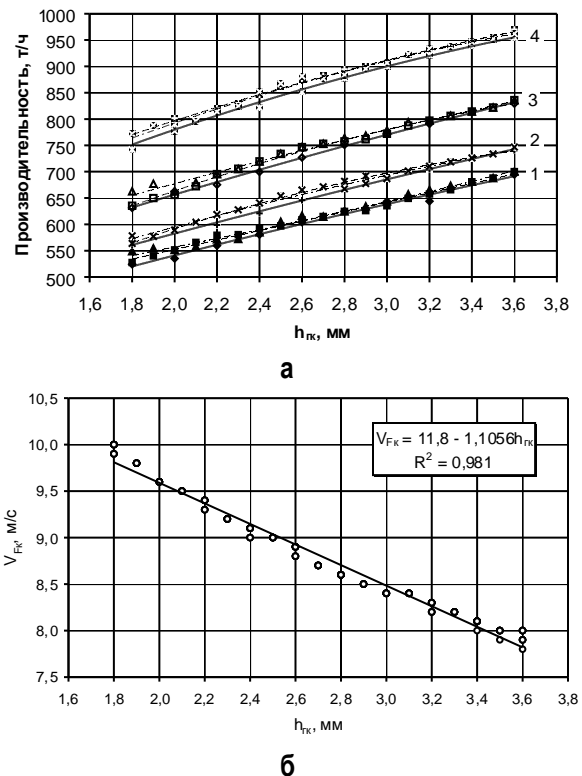


Рис. 3. Влияние толщины прокатываемых полос из стали с пониженным содержанием углерода на производительность ШСГП 2000 (а) и скорость прокатки в последней чистовой клетке (б): 1...4 – при относительной массе рулонов 23,6; 21,6; 18,7 и 17,7 т/м соответственно

Рациональная толщина подката для холоднокатаной основы проката толщиной 0,38–0,48 мм с полимерным покрытием

Размеры холоднокатаной полосы, мм		Сталь 08пс			Сталь с пониженным содержанием углерода		
		$h_{зк}$, мм	Производительность, т/ч		$h_{зк}$, мм	Производительность, т/ч	
Ширина	Толщина		ШСГП 2000	РСХП 1700		ШСГП 2000	РСХП 1700
1126	0,48	2,0	548	89,2	2,4	617	89,2
1250	0,48	1,7	544	91,7	2,1	627	91,0
1275	0,41	1,4	485	85,6	1,8	577	85,4
1250	0,38	1,5	499	82,9	1,8	566	81,3
1275	0,36	1,3	460	78,6	1,7	555	79,2
1275	0,47	1,7	555	91,6	2,1	639	94

вочной скорости в последней чистовой клети ШСГП 2000 ($V_{0Fк}$) в пределах 7,8–10 м/с, а допустимый температурный клин по их длине обеспечивается ускорением 0,025–0,035 м/с². Причем наблюдается (рис. 3, б) следующая зависимость необходимой величины заправочной скорости от толщины полосы:

$$V_{0Fк} = 11,8 - 1,1056h_{зк}. \quad (4)$$

С увеличением толщины прокатываемых полос производительность возрастает, но при увеличении удельной массы рулона снижается (рис. 3, а). Последнее обстоятельство вызвано тем, что при постоянной массе рулона увеличение фактора G/b сопровождается применением более узких, а значит, более длинных слябов и тем самым увеличением машинного времени прокатки в чистовой группе. С учетом указанных особенностей производительность ШСГП при прокатке полос из сталей с пониженным содержанием углерода может быть отображена следующей множественной линейной аппроксимацией:

$$P_{ШСГП} = 1024,9 + 100,78h_{зк} - 29,29G/b \quad (5)$$

$$(R^2 = 0,991; F_p = 9802,64; F_{95} = 3,044).$$

Так как применение подката большей толщины приведет к увеличению суммарной степени деформации при холодной прокатке, что в дальнейшем скажется на комплексе свойств готовой продукции, оценили влияние степени деформации при холодной прокатке на σ_T , σ_B и δ_4 отожженных и дрессированных полос. Были получены следующие регрессионные зависимости:

$$\sigma_T = 1852,9Mn - 18,9\lambda_\Sigma - 136,8 \quad (6)$$

$$(R^2 = 0,788; F_p = 50,323; F_{95} = 3,354);$$

$$\delta_4 = 187,65C - 2,72\lambda_\Sigma + 47,88 \quad (7)$$

$$(R^2 = 0,687; F_p = 29,732; F_{95} = 3,354);$$

$$\sigma_B = 301,14 - 756,26C - 0,16\delta_4 \quad (8)$$

$$(R^2 = 0,407; F_p = 19,697; F_{95} = 3,354),$$

где C и Mn – содержание углерода и марганца в стали, %.

Для выбора максимальной возможной толщины подката из сталей с пониженным содержанием углерода необходимо рассматривать задачу максимизации производительности технологической системы «ШСГП-РСХП» ($P_\Sigma = P_{ШСГП} + P_{РСХП} \rightarrow \max$). При этом оптимизируемым параметром целесообразно принять именно толщину горячекатаной полосы $h_{зк}$, а ограничения – свойства готового проката, отображаемые зависимостями (6)–(8), и максимально допустимую суммарную вытяжку при холодной прокатке (3). Например, поиск решения задачи в указанной постановке с целью выбора толщины подката для производства холоднокатаной основы толщиной 0,36–0,48 мм проката с полимерным покрытием показал, что при использовании вместо стали 08пс стали с пониженным содержанием углерода допустимо увеличить толщину подката на 0,3–0,4 мм. При этом производительность РСХП 1700 фактически не изменится, а производительность ШСГП 2000 возрастет с 460–555 до 555–639 т/ч (см. таблицу).

С применением компьютерного моделирования горячей прокатки на ШСГП и холодной прокатки на двухклетевом реверсивном стане, а также результатов исследования влияния суммарной степени деформации при холодной прокатке на свойства проката из сталей с пониженным содержанием углерода получена система линейных уравнений, позволяющих решать задачу максимизации производительности технологической системы «ШСГП-РСХП» за счет увеличения толщины горячекатаного подката. В результате решения данной задачи установлено, например, что при использовании стали с пониженным содержанием углерода толщина подката для производства холоднокатаной основы толщиной 0,36–0,48 мм проката с полимерным покрытием может быть увеличена на 0,4 мм. В результате при неизменной производительности РСХП производительность ШСГП возрастет на 15–20%.

Библиографический список

1. Салганик В.М., Румянцев М.И., Завалицин Г.А. Выбор режимов охлаждения на отводящем рольганге ШСГП для сталей с различным содержанием углерода // Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением: Сб. науч. тр. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2006. С. 70–76.
 2. Румянцев М.И., Завалицин Г.А., Орлов Н.Б. Моделирование элементов производства листовой стали с пониженным содержанием углерода для повышения служебных свойств продукции и результативности технологии // Вестн. МГТУ. 2007. № 1. С. 60–63.
 3. Выбор первого приближения скоростного режима при автоматизированном проектировании непрерывной холодной прокатки / Салганик В.М., Медведев Г.А., Румянцев М.И. и др. // Труды четвертого конгресса прокатчиков. М.: АО «Черметинформация», 2002. С. 163–171.
 4. Румянцев М.И., Омельченко Б.Я. Обобщенный алгоритм автоматизированного проектирования режимов прокатки // Теория и технология процессов пластической деформации: Труды Всерос. науч.-техн. конференции, 8–10 октября 1996 г. М.: МИСиС, 1997.
 5. Салганик В.М., Виер И.В., Румянцев М.И. Опыт конструирования математической модели для расчета усилия холодной прокатки // Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением: Межвуз. сб. науч. тр. Магнитогорск: МГТУ, 2005. С. 52–59.
 6. Рокотян Е.С., Рокотян С.Е. Энергосиловые параметры обжимных и листовых станов. М.: Металлургия, 1968. 272 с.
 7. Румянцев М.И., Зарецкий М.В., Кротова О.Н. Современная реализация алгоритма автоматизированного проектирования режимов горячей листовой прокатки // Новые программные средства для предприятий Урала: Сб. тр. Регион. науч.-техн. конференции. Магнитогорск: МГТУ, 2003.
-

ТЕХНОЛОГИИ И СВОЙСТВА ПОКРЫТИЙ

УДК 621.771

Н.И. Пилюгина, Т.С. Михайлова, Л.В. Мозговая

КОНТРОЛЬ КАЧЕСТВА ПРОКАТА С ПОЛИМЕРНЫМ ПОКРЫТИЕМ В ОАО «ММК»

В июле 2004 года в ОАО «ММК» введен в эксплуатацию агрегат полимерных покрытий (АПП), начат выпуск стального проката с полимерным покрытием. Для контроля качества готовой металлопродукции и входного контроля жидких полимерных материалов организован контрольный участок ЦЛК.

Агрегат для нанесения полимерных покрытий на рулонный прокат валковым способом (методом «Coil Coating») был поставлен известной европейской фирмой «Фест-Альпине» (Австрия). АПП предназначен для производства проката с любым видом покрытий – полиэфирных, полиуретановых, полиамидных, поливинилиденфторидных (PVDF), поливинилхлоридных (ПВХ-пластизолей), эпоксидных, эпоксиполиэфирных.

Повышенный спрос на прокат с полимерным покрытием на внешнем и внутреннем рынках диктует необходимость достижения показателей качества, не уступающих требованиям международных стандартов: высокую адгезию, высокие показатели эластичности и способность к деформации для последующей переработки, хорошие защитные свойства и атмосферостойкость, высокую прочность к царапанию и истиранию, сохранение защитных и декоративных свойств в течение длительного времени и целый ряд специальных требований в зависимости от назначения и условий эксплуатации готовых изделий.

Изготовление высококачественного полимерного покрытия на стальном прокате зависит от качества поверхности исходного проката, качества материалов для химической подготовки поверхности перед окрашиванием, а также качества полимерных материалов.

Сегодня поставщиками полимерных материалов являются три ведущие европейские компании: «Басф» (Германия), «Акзо Нобель» и «Беккерс» (Швеция).

Для производства проката с полимерным покрытием применяют только те материалы, которые по результатам входного контроля соответствуют требованиям нормативной документации.

Основными материалами в ОАО «ММК» для изготовления защитно-декоративного покрытия проката являются бесхроматный универсальный грунт компании «Басф», лицевые полиэфирные эмали более 20 цветов по системе RAL различных фирм и эмали обратной стороны на эпоксидной основе. Прокат с полиэфирным покрытием используется для изготовления строительных конструкций (черепицы, профилированных панелей, наружной и внутренней облицовок зданий и т.д.).

Для других областей применения может изготавливаться прокат с иными характеристиками полимерного покрытия, определяемыми требованиями к готовым изделиям из данного проката.

В табл. 1 представлены декоративные и физико-механические характеристики проката с полимерным покрытием, рекомендуемого для производства строительных конструкций.

Таблица 1

Декоративные и физико-механические свойства полимерных покрытий

Показатель	Метод испытаний	Уровень показателей качества
Толщина (грунт/эмаль), мкм	DIN EN 13523-1	5–7/15–20
Отклонение по цвету, ΔE	DIN EN 13523-3	≤1
Блеск, %	DIN EN 13523-2	30–40
Прочность после вытяжки, мм	DIN EN 13523-6	Не менее 6
Прочность при обратном ударе, Дж	DIN EN 13523-5	Не менее 10
Эластичность при изгибе (Т-изгиб), Т	DIN EN 13523-7	Не более 1,5
Твердость по карандашу	DIN EN 13523-4	F-H
Стойкость к истиранию растворителем метилэтилкетона (МЭК), число двойных проходов	DIN EN 13523-11	Не менее 100
Адгезия, баллы	DIN EN 13523-7	Не более 0

Декоративные свойства проката с полимерным покрытием оценивают по таким показателям, как блеск и цветовое различие.

Блеск измеряется фотоблескомером с геометрией измерения 20, 60 и 85°. Определение блеска заключается в измерении тока, возбуждаемого в фотоприемнике прибора под действием светового потока, отраженного от поверхности испытуемой пробы.

Для объективного определения цветового различия между эталонным и испытуемым образцами (кроме цвета «металлик») используется инструментальный метод контроля. В качестве эталонных образцов применялись образцы эталонного каталога RAL-840 HR или металлические образцы фирм-поставщиков полимерных материалов. Затем был сформирован каталог эталонных металлических образцов цвета полимерного покрытия ОАО «ММК» (каталог эталонов цвета ОАО «ММК»), который используется для контроля показателя «цветовое различие» жидких полимерных материалов и готовой продукции с полимерным покрытием, а также для согласования цвета полимерного покрытия с потребителем.

В качестве цветоизмерительного прибора применяется прибор с направленной геометрией измерения 45/0, исключая блеск покрытия и оснащенный двумя стандартными источниками света С (непрямой солнечный свет, 6774 К) и D65 (дневной свет, 6500 К). Прибор позволяет оценить цветовое различие с помощью модели цветового пространства CIELAB. Это трехмерная система координат, состоящая из трех осей: черно-белой оси яркости (L), хроматической зелено-красной

оси (а) и хроматической желто-синей оси (b). По разности значений отдельных координат цвета двух сравниваемых объектов вычисляют величину цветового различия ΔE [1].

Из табл. 1 видно, что цветовое различие проката с полимерным покрытием должно быть не более 1, это означает, что при визуальном сравнении разница в цвете минимальна или отсутствует.

При проведении лабораторных исследований отмечено, что на качество полимерного покрытия значительно влияют толщина и условия формирования покрытия (продолжительность и температура сушки).

В табл. 2 представлены результаты лабораторных исследований.

Из табл. 2 следует, что при увеличении времени отверждения покрытия, а следовательно, увеличении ПТМ, снижается блеск покрытия, увеличивается цветовое различие между образцами. При значении ПТМ ниже рекомендуемого покрытие не выдерживает воздействия растворителя МЭК (метилэтилкетона) и имеет низкую твердость по карандашу. При значении ПТМ выше рекомендуемого ухудшаются такие показатели, как прочность после вытяжки и прочность при обратном ударе, Т-изгиб, адгезия. Чрезмерно высокая ПТМ и время выдержки в печи ведут к разложению пигмента и деструкции пленкообразующего, что влечет за собой изменение цвета и ухудшение механических свойств.

Так как в процессе переработки окрашенный металл испытывает значительные механические воздействия (вытяжку, изгиб, удар), то контроль качества прочностных и деформационных

Таблица 2

Зависимость декоративных и физико-механических свойств проката с полимерным покрытием RAL 6005 (зеленый мох) от пиковой температуры металла (ПТМ) и времени сушки в лабораторной печи

№ п/п	Показатель	Значение по НД	Результат испытаний						
			199	220	232	250	> 260	> 260	> 260
1	Толщина металла, мм		0,43						
2	Температура в лабораторной печи, °С		345						
3	Пиковая температура металла, °С	235–245	199	220	232	250	> 260	> 260	> 260
4	Время сушки в лабораторной печи, с		15	20	25	30	35	40	45
5	Толщина покрытия (грунт/эмаль), мкм	5–7/19–21	5/19	5/19	5/19	6/18	6/18	6/18	6/18
6	Блеск (глянец), %	30–40	43	36	34	30	18	18	12
7	Отклонение по цвету, ΔE	≤ 1	0,6	0,4	0,4	0,9	5,6	5,6	11,2
8	Прочность после вытяжки, мм	6	8	8	8	8	7	6	5
9	Прочность при обратном ударе, Дж	≥ 10	20	20	20	20	15	15	< 1
10	Эластичность при изгибе (Т-изгиб), Т	1,5	1	1	1	1	1,5	1,5	3
11	Твердость по карандашу	Н	< НВ	2Н	5Н	5Н	5Н	4Н	3Н
12	Стойкость к истиранию растворителем метилэтилкетаном (МЭК), число двойных проходов	> 100	80	100	110	110	110	110	110
13	Адгезия, баллы	0	0	0	0	0	0	0	1,5

Таблица 3

Зависимость декоративных свойств проката с полимерным покрытием от толщины покрытия

Цвет эмали по RAL	Толщина покрытия, мкм		Блеск, %	Отклонение по цвету, ΔE _{840 HR}
	грунт/эмаль	грунт/эмаль по НД		
9003 (сигнально-белый)	5/15	5-7/19-21	32	1,2
	7/17		38	1,3
	5/18		40	0,9
	6/19		40	0,9
	5/20		40	0,8
	5/22		40	0,8
1014 (слоновая кость)	5/15	5-7/19-21	36	1,0
	5/15		37	0,9
	5/16		38	0,4
	5/17		38	0,4
	5/19		39	0,3
	5/22		39	0,3
3011 (коричнево-красный)	5/16	5-7/19-21	37	0,8
	5/17		37	0,6
	5/18		40	0,4
	5/19		40	0,3
	5/22		40	0,3
6005 (зеленый мох)	5/18	5-7/19-21	34	0,7
	5/20		35	0,5
	5/22		37	0,8
	5/24		38	0,8

свойств особенно важен. По результатам этих испытаний судят о способности проката с полимерным покрытием к формованию.

Прочность после вытяжки определяют по минимальному значению глубины вытяжки, при которой не происходят механические повреждения (растрескивания и/или отслаивания) покрытия [2].

При определении прочности при ударе оценивают высоту, падая с которой, груз определенной массы не вызывает видимых механических повреждений (растрескиваний и/или отслаиваний) покрытия [3].

Эластичность полимерного покрытия при изгибе (Т-изгиб) определяют минимальным количеством толщин металла, на которое изгибается лист с покрытием [4].

Твердость покрытия определяют при помощи прибора с набором карандашей «KOH-I-NOOR». Результаты выражают номером наиболее твердого карандаша, который не вызывает видимые повреждения покрытия [5].

Важнейшим свойством полимерных покрытий является адгезия, величина которой и стабильность существенно влияют на долговечность и защитную способность в условиях эксплуатации. Повышение ПТМ и времени сушки благоприятствуют адгезии, однако она ухудшается, если тепловое воздействие приводит к деструкции материала пленки. Поэтому для каждого вида покрытия необходимо выдерживать оптимальные режимы пленкообразования.

Так как свойства покрытия зависят от толщины, при всех испытаниях предусмотрено ее определение. В лаборатории толщина покрытия определяется разрушающим методом. Данный метод позволяет разделить общую толщину и толщину каждого слоя системы покрытия (грунта/эмали) [6].

В табл. 3 представлены лабораторные исследования зависимости декоративных свойств проката с полимерным покрытием от толщины покрытия.

Данные таблицы показывают, что чем ближе толщина покрытия к нормативным требованиям, тем меньше цветовое различие с эталонным образцом. С увеличением толщины покрытия возрастает блеск.

Наряду с полиэфирными материалами успешно прошли лабораторные и опытно-промышленные испытания полиуретановые, поливинилиденфтордные и ПВХ-пластизольевые материалы. Эти материалы отличаются более высокой коррозионной стойкостью и долговечностью декоративных свойств.

Испытания проката с полимерным покрытием и жидких полимерных материалов включены в область аккредитации испытательной лаборатории ОАО «ММК». Техническая компетентность лаборатории подтверждена аттестатом аккредитации Федерального государственного унитарного предприятия "Всероссийский научно-исследовательский институт стандартизации и сертификации в машиностроении" (ВНИИНМАШ) от 30 января 2006 г.

Библиографический список

1. И-ЦЛК-3-2307-2006. Определение отклонения по цвету полимерного покрытия. 2006. С. 6-9.
2. И-ЦЛК-3-2311-2005. Определение адгезионной прочности полимерного покрытия после вытяжки. 2005. С. 3-4.
3. DIN EN 13523-5. Металлическая полоса с покрытием. Методы испытания. Ч. 5. Сопротивление быстрой деформации (испытание на удар). 2001. С. 4-5.
4. DIN EN 13523-7. Металлическая полоса с покрытием. Методы испытания. Ч. 7. Сопротивление растрескиванию при изгибе (испытание на Т-изгиб). 2001. С. 6-7.
5. DIN EN 13523-4. Металлическая полоса с покрытием. Методы испытания. Ч. 4. Твердость по карандашу. 2001. С. 4-6.
6. И-ЦЛК-3-2313-2006. Определение толщины полимерного покрытия. 2006. С. 3-4.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ

УДК 669.1.017-419.4:620.18

Н.В. Копцева, Ю.Ю. Ефимова, М.В. Чукин, В.В. Чукин, А.Ю. Сычев

МЕТАЛЛОГРАФИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ЗАГОТОВКИ ДЛЯ СЕРДЕЧНИКА СТАЛЕМЕДНОЙ ПРОВОЛОКИ*

Важнейшую роль в формировании механических свойств сталемедной проволоки играет состояние структуры и механические свойства стального сердечника [1, 2]. Хорошо известно, что прочностные характеристики доэвтектоидной стали, к которой относится низкоуглеродистая сталь, используемая при производстве сталемедной проволоки в качестве сердечника, в первую очередь определяются соотношением количества перлита и феррита в ее структуре. Увеличение содержания углерода (перлита) приводит к росту прочности и падению пластичности и вязкости ферритно-перлитной стали [3, 4]. Предел текучести ферритно-перлитной стали сильно зависит также от диаметра зерна и определяется известным соотношением Холла-Петча [4]. Кроме того, существенный вклад в формирование характеристики прочности может внести и деформационное упрочнение (или упрочнение в результате повышения плотности дислокаций), когда сталь наклепана в результате холодной пластической деформации или когда не полностью прошли процессы рекристаллизации после горячей пластической деформации.

В данной работе выполнены исследования микроструктуры и твердости исходной проволоки из низкоуглеродистой стали, полученной из горячекатаной круглой заготовки и используемой для изготовления стального сердечника в условиях ООО «Завод металлоизделий – Профит». На этом предприятии круглая сталемедная заготовка производится путем формовки (оборачиванием медной ленты вокруг сердечника с продольной сваркой ее кромок и деформацией медной оболочки заготовки на 20–25%) и последующей горячей прокатки заготовки в круглых калибрах с использованием электролитно-плазменного нагрева. При дальнейшем волочении промежуточная термическая обработка между проходами не предусмотрена.

Исследования проводилось на образцах произвольно выбранных партий исходной проволоки

диаметром 6,7 мм, а также после операций формовки, прокатки и волочения на диаметр 2,2 мм сталемедной заготовки с сердечником, изготовленным из исходной проволоки этих же партий. Металлографический анализ проводился на микроскопе «ЭПИКВАНТ» с использованием системы компьютерного анализа изображений SIAMS. При исследовании микроструктуры стального сердечника определяли такие количественные характеристики, как величина зерна (средний диаметр и площадь) и доля перлита. С помощью цифровой видеокамеры изображение микроструктуры вводилось в компьютер и затем анализировалось с применением специализированных программ, адаптированных в соответствии с требованиями ГОСТ 5639-82 и 8233-82 [5, 6].

Твердость измерялась методом Роквелла (шкала В) в соответствии с ГОСТ 9013-59 [7] и методом вдавливания алмазной пирамиды при нагрузке от 5 до 200 гс (от 0,049 до 1,96 Н) на твердомере ПМТ-3 в соответствии с ГОСТ 9475-60 [8]. Замеры производились с шагом 0,1 мм от поверхности до центра образца в двух взаимно перпендикулярных направлениях. Затем определялось среднее значение твердости для каждого шага (расстояния от поверхности).

Характерная микроструктура исходной стальной проволоки, используемой для изготовления сердечника биметаллической заготовки (рис. 1), приблизительно соответствовала структуре доэвтектоидной стали марки 10. Количественный микроанализ показал, что у поверхности средний диаметр зерна был несколько меньше (7–10 мкм), чем в центре (9–13 мкм) (рис. 1, а, б). Однако в отдельных случаях структура была более мелкозернистая (средний диаметр зерна составлял 5–9 мкм) (рис. 1, в, г), или наблюдалась значительная разнотернистость (величина зерна менялась от 1 до 34 мкм) (рис. 1, д, е). Таким образом, результаты исследования свидетельствуют, что возможны значительные разбросы в величине зерна исходной заготовки.

* Работа выполнена в рамках ЦПФ «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технического комплекса России на 2007–2012 годы».

Корреляции между величиной зерна и твердостью исходной проволоки не выявляется (рис. 2). Это позволяет высказать предположение, что вклад зернограничного упрочнения в формировании прочностных свойств исходной заготовки в исследуемом случае, видимо, не является определяющим.

Доля перлита в исследованных образцах изменялась на поверхности от 7 до 12,7%, а в сердцевине – от 7,3 до 15%. Различное количество перлита можно объяснить различными условиями формирования структуры при охлаждении

катанки с прокатного нагрева. При ускоренном охлаждении, как следует из термокинетической диаграммы распада переохлажденного аустенита стали марки 10 (рис. 3), избыточного феррита может выделиться меньше, что и объясняет увеличение относительной доли перлита.

Четкой зависимости твердости от относительной доли перлита в стали не обнаруживается (рис. 4, а), хотя определенная корреляция, как и следует ожидать, наблюдается. При этом достаточно убедительно выявляется зависимость твердости от содержания углерода (рис. 4, б), массовая

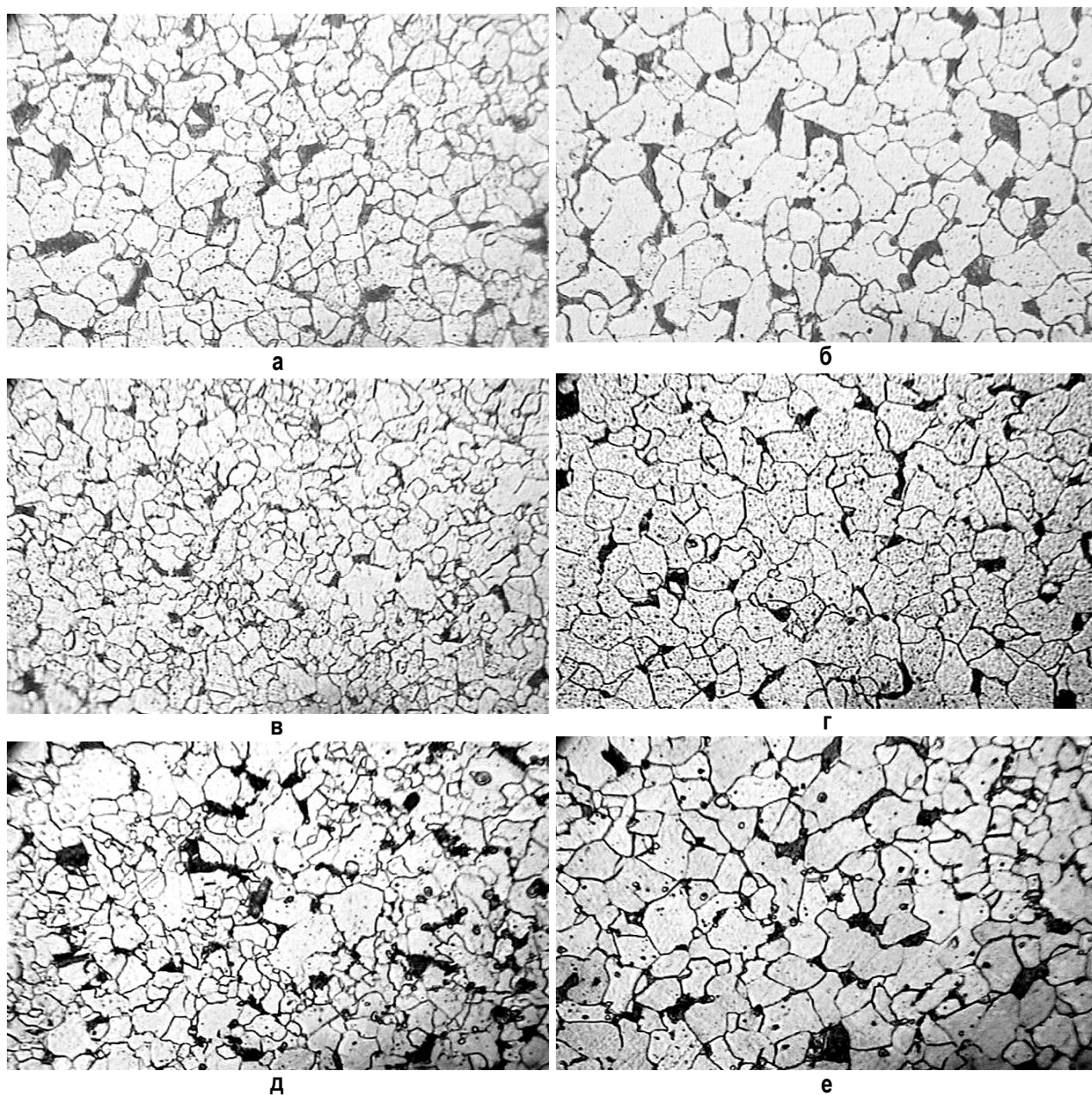


Рис. 1. Микроструктура поперечного сечения исходной проволоки на поверхности (слева) и в центре образцов разных партий (справа), $\times 500$

доля которого в исследуемых образцах исходной проволоки, определенная методом КХА по ГОСТ 22536.1-88 [10], изменялась от 0,081 до 0,15%.

Сравнительный анализ микроструктуры исходной катанки, имеющей практически одинаковое содержание углерода, но разную прочность, показал, что в микроструктуре образцов исходной катанки, имеющей высокие показатели предела прочности (до 690 МПа) при больших увеличениях можно было отчетливо видеть, что перлит имеет пластинчатое строение (рис. 5, а). При этом пластины в перлите очень тонкие, сильно изогнутые и фрагментированные, что свидетельствует о значительной деформации перлита. Перлит в микроструктуре исходной проволоки с низким показателем прочности ($\sigma_B=530$ МПа) имеет преимущественно зернистое строение (рис. 5, б). Кроме того, наблюдались

также глобулярные частицы структурно свободного цементита внутри и по границам зерен.

Температура конца горячей прокатки исходной заготовки в данном случае была, очевидно, ниже критической точки A_{C1} , что и привело к значительной деформации перлита и обеспечило более высокий уровень прочности. В то же время пластическая деформация, как известно, сильно ускоряет сфероидизацию цементита [11]. Поэтому в случае замедленной скорости охлаждения катанки в интервале температур 600–680°C могла произойти сфероидизация цементита сильно деформированного перлита, что и привело к образованию зернистого перлита и пониженной прочности исходной проволоки.

Таким образом, можно сделать заключение, что в формировании прочностных характеристик исходной проволоки основной вклад, очевидно, вносит не только упрочнение за счет перлита, но и другие механизмы, в частности деформационное упрочнение и процессы сфероидизации цементита при охлаждении катанки с прокатного нагрева.

Исследование распределения твердости по сечению образцов показало, что в зависимости от уровня твердости исходную проволоку можно разделить на 3 группы (рис. 6): твердость составляет 1400–1600, 1800–2000 и 1800–2300 МПа и более.

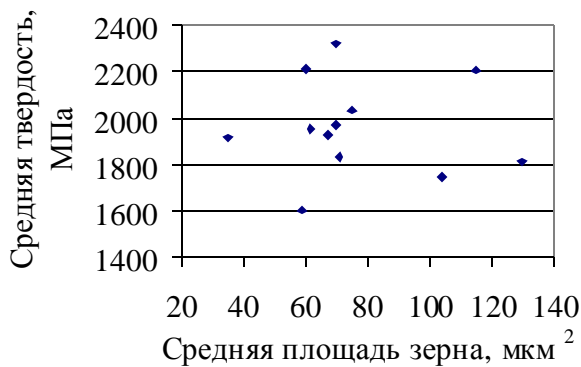


Рис. 2. Твердость и величина зерна в исходной проволоке

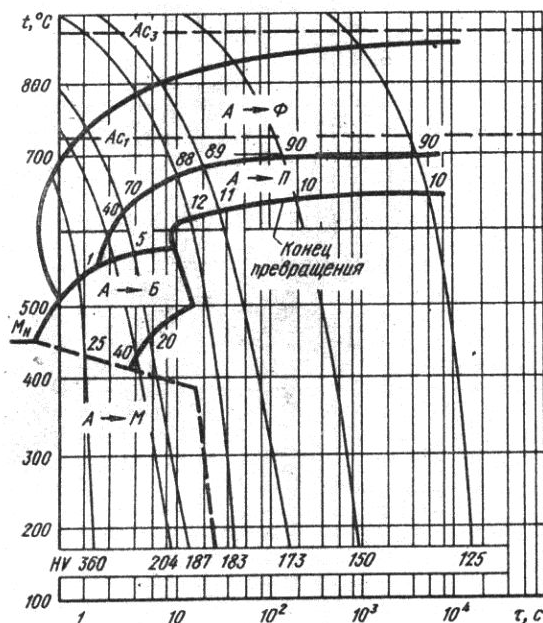


Рис. 3. Термокинетическая диаграмма распада переохлажденного аустенита стали 10 [9]

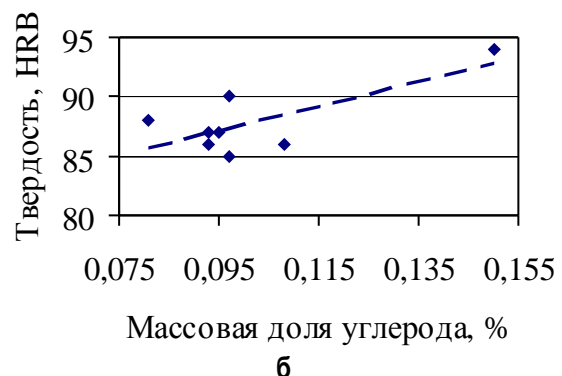
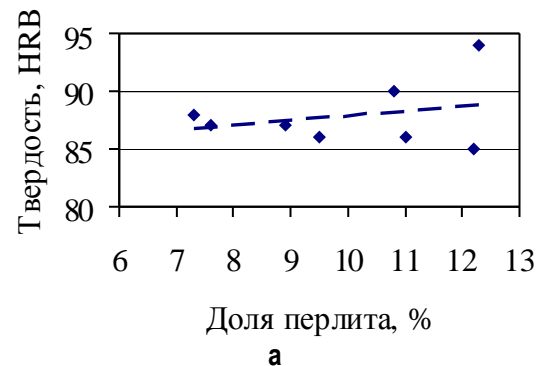


Рис. 4. Зависимость твердости от объемной доли перлита (а) и содержания углерода (б) в исходной проволоке

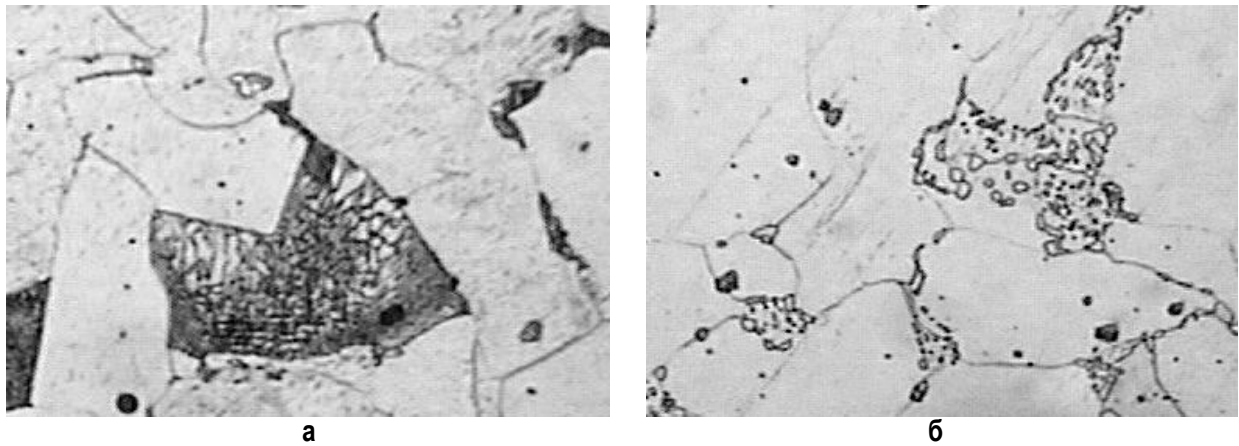


Рис. 5. Пластинчатый и зернистый перлит в проволоке с пределом прочности 630 МПа (а) и 550 МПа (б); ×1000

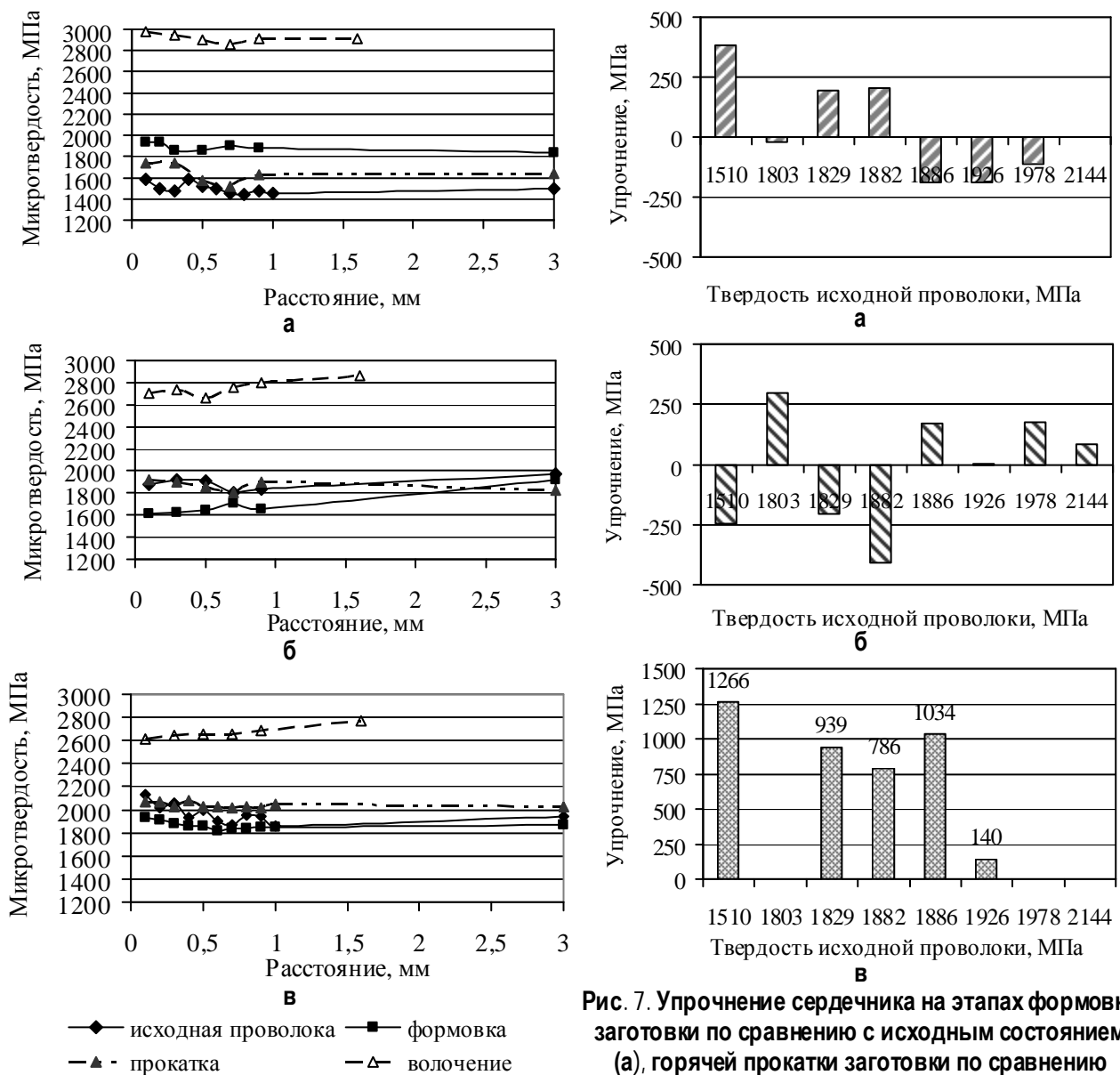


Рис. 6. Распределение твердости по сечению сердечника

Рис. 7. Упрочнение сердечника на этапах формовки заготовки по сравнению с исходным состоянием (а), горячей прокатки заготовки по сравнению с формовкой (б), волочения по сравнению с исходным состоянием (в)

При этом твердость в половине образцов исходной проволоки на расстоянии 0,4–0,5 мм от поверхности оказалась повышенной на 100–400 МПа по сравнению с сердцевиной, что соответствует повышению предела прочности примерно на 30–120 МПа и свидетельствует о наличии в некоторых партиях исходной заготовки деформационно-упрочнения на поверхности проволоки.

Чтобы оценить влияние твердости исходной проволоки на вклад каждого из технологических этапов изготовления сталемедной проволоки в изменение прочностных характеристик, были построены диаграммы, показывающие степень упрочнения сердечника на разных этапах производства (которая оценивалась, как разность усредненных значений твердости) в зависимости от твердости исходной проволоки (рис. 7).

Их анализ показал, что формовка и прокатка при одинаковой исходной твердости могут приводить как к упрочнению, так и к разупрочнению сердечника (рис. 7, а, б), причем прокатка вызывает прямо противоположное воздействие по сравнению с формовкой. Поэтому уровень прочностных свойств сердечника сталемедной катанки практически соответствует уровню прочности исходной заготовки.

Последующее волочение приводит к упрочнению и по сравнению с исходным состоянием, и по сравнению с прокаткой. При этом при увеличении исходной твердости эффект упрочнения уменьшается. При твердости выше 1900 МПа величина упрочнения становится незначительной: она составляет всего 140 МПа (рис. 7, в).

Положительное влияние углерода на упрочнение проявляется в исходной заготовке, в сердечника после формовки и прокатки, и отрицательно сказывается на твердости волоченной проволоки (рис. 8). Это может быть объяснено уменьшением способности сердечника к деформационному упрочнению при волочении в случае повышения со-

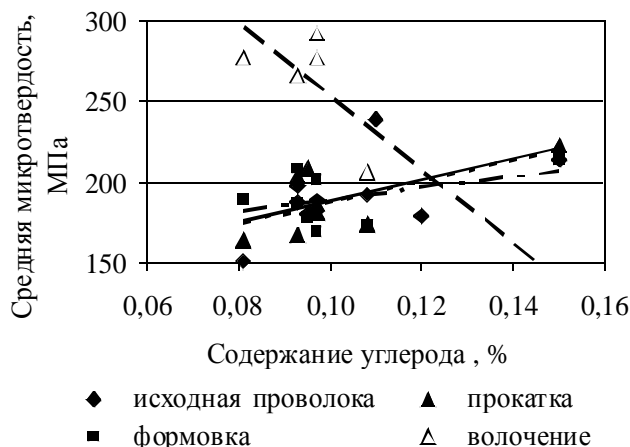


Рис. 8. Зависимость твердости сердечника на разных этапах изготовления сталемедной проволоки от массовой доли углерода

держания углерода в исходной заготовке более 0,10%. Поэтому увеличение содержания углерода (твердости) в исходной заготовке нельзя считать эффективным способом для повышения прочностных характеристик в готовой продукции – волоченной сталемедной проволоке.

Выводы. Полученные результаты позволяют сделать следующие рекомендации. В условиях производства сталемедной проволоки в ООО «Завод металлоизделий – Профит» исходную заготовку с пределом прочности не более 550 МПа (с твердостью не более 1600–1800 МПа) целесообразно использовать для передела на размер до диаметра 2,0 мм и менее, что позволит получить на готовой сталемедной проволоке предел прочности до 700–800 МПа. А заготовку с более высоким исходным пределом прочности (твердости) – только для волочения на диаметр не меньше 4 мм, поскольку дальнейшее волочение не даст прироста предела прочности в готовой продукции.

Библиографический список

1. Слоистые металлические композиции: Учеб. пособие / Потапов И.Н., Лебедев В.Н., Кобелев А.Г. и др. М.: Металлургия, 1986. 216 с.
2. Голованенко С.А., Меандров Л.В. Производство биметаллов. М.: Металлургия, 1966. 304 с.
3. Металловедение и термическая обработка стали: Справ. изд. 3-е изд., перераб. и доп. В 3 т. Т. 2. Основы термической обработки / Под ред. Бернштейна М.Л., Рахштадта А.Г. М.: Металлургия, 1983. 368 с.
4. Гольдштейн М.И., Грачев С.В., Векслер Ю.Г. Специальные стали. М.: Металлургия, 1985. 408 с.
5. ГОСТ 5639-82. Стали и сплавы. Методы выявления и определения величины зерна.
6. ГОСТ 8233-82. Сталь. Эталоны микроструктуры.
7. ГОСТ 9013-59. Металлы. Методы испытаний. Измерение твердости по Роквеллу.
8. ГОСТ 9450-60. Металлы. Метод испытания на микротвердость вдавливанием алмазной пирамиды.
9. Попова Л.Е., Попов А.А. Диаграмма превращения аустенита в сталях и бета-раствора в сплавах титана: Справочник. М.: Металлургия, 1991. 502 с.
10. ГОСТ 22536.1-88. Сталь углеродистая и чугун нелегированный. Методы определения общего углерода и графита.
11. О механизме динамической сфероидизации цементита / Стародубов К.Ф., Долженков И.Е., Лоцманова И.Н. // Изв. АН СССР. Металлы. 1971. № 6. С. 120–124.

УДК 621.771

Ю.П. Демидченко, С.Г. Андреев, Г.П. Дунаев

СИСТЕМА ИНТЕНСИФИКАЦИИ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ОДНОСТОПНОЙ АЗОТОВОДОРОДНОЙ КОЛПАКОВОЙ ПЕЧИ ЛПЦ-5

В 2005 году проведена работа по улучшению качества поверхности проката, отожженного в азотоводородных колпаковых печах. Суть работы заключалась в том, что в первоначальный этап нагрева введена низкотемпературная выдержка при 380°С. Такая выдержка способствовала интенсификации протекания процесса испарения прокатной эмульсии из межвиткового пространства холднокатаного рулона, что позволило снизить уровень остаточной загрязненности полосы. Однако отрицательным моментом такого режима является обильное выпадение сажи на внешнем витке рулона, что может способствовать загрязнению оборудования дальнейшей технологической цепочки получения готовой продукции.

В связи с этим целью представленной работы являлось обеспечение максимально-возможной чистоты боковых и внутренних поверхностей отожженных рулонов.

Для этого было принято решение усовершенствовать стендовую систему горячей продувки подмуфельного пространства азотоводородных колпаковых печей ЛПЦ-5, заключающееся в следующем:

Стенд колпаковой печи оборудован двумя выводами защитного газа: малым и большим выхлопами. Малый выхлоп служит для отвода защитного газа, насыщенного испарениями продуктов возгонки остатков прокатной эмульсии с поверхности отжигаемой полосы, из под муфеля в боронную систему цеха и представляет собой трубу диаметром 50 мм с запорной арматурой. Работа малого выхлопа начинается с момента пуска печи и до окончания процесса нагрева садки металла. После снятия нагревательного колпака малый выхлоп перекрывается во избежание попадания воздуха извне и окисления остывающего металла.

Большой выхлоп служит для уменьшения компрессионных явлений при установке и снятии муфеля со стенда. Выполнен он в виде трубы диаметром 100 мм с отвинчивающейся заглушкой на конце.

Этот большой выхлоп, по большей части не участвующий в процессе термообработки, решено использовать как дополнительный вывод отработавшего защитного газа из под муфеля. Для этих

целей его оснастили трубой диаметром 50 мм, соединенной с боронной системой и оснащенной запорной арматурой (рис. 1).

Работа усовершенствованной системы горячей продувки подмуфельного пространства заключается в следующем: после установке на стенд рулонов открываются два крана на магистралях большого и малого выхлопа, на стенд устанавливается муфель, затем колпак и ведется процесс отжига, во время которого испаряющиеся остатки прокатной эмульсии смешиваясь с защитной атмосферой, удаляются в боров цеха. По завершению нагрева горелки нагревательного колпака тушатся, подача газа и воздуха перекрывается, колпак отсоединяется от цеховых магистралей. В этот же момент перекрываются краны на малом и большом выхлопе, обеспечивая герметичность подмуфельного пространства. Колпак переносится на другой стенд.

В конце процесса охлаждения, перед распаковкой, краны обоих выхлопов снова открываются, муфель переносится на следующий подготовленный для отжига стенд.

Использование одновременно двух выхлопов

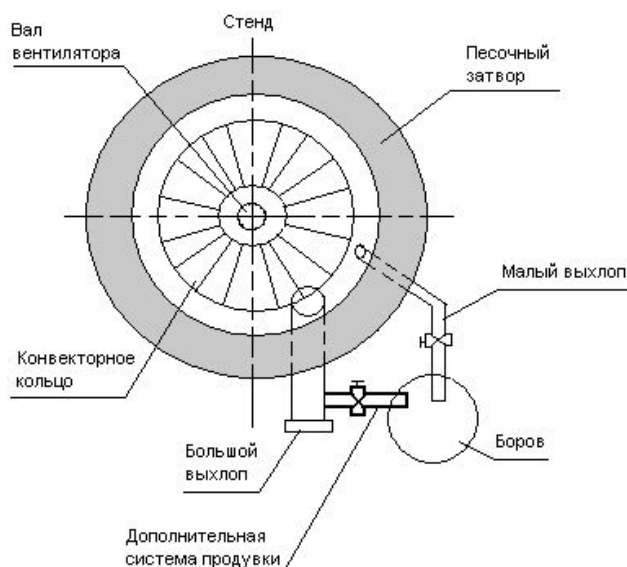


Рис. 1. Схема модернизации системы отвода отработавшего защитного газа из подмуфельного пространства на стенде азотоводородной колпаковой печи конструкции «СтальПроект»

для удаления продуктов возгонки прокатной эмульсии позволит улучшить чистоту поверхности отжигаемых рулонов за счет увеличения объема продувочного газа. Это особенно актуально в начале процесса отжига, когда испаряемость водомасляных составляющих остатков прокатной эмульсии достаточно еще высока, а температура внешних поверхностей рулона недостаточна для начала процесса сажеобразования.

В термическом участке в настоящий момент система горячей продувки переоборудована на 2 х стандах.

На этих стандах отжигался металл, взятый с различных мест монтажа холодной прокатки на 4-клетевом стане 2500.

Таблица 1

Загрязненность внешних витков опытных рулонов, отожженных на стандах с различной системой горячей продувки

Горизонт стопы	Стенд отжига			
	20-5А	20-5В (двойная продувка)	6-3В	11-1Б (двойная продувка)
	Коэффициент отражения внешнего витка рулона после т/о, ед.			
1	54,2	69,0	44,3	81,2
2	43	61,8	69,1	81,7
3	20	47,5	46	67,2
4	20	52,7	33	80,7

Таблица 2

Коэффициенты отражения металла, отожженного с применением различных схем горячей продувки поддуфельного пространства

Стенд	Горизонт	Коэффициент отражения			
		П.к.	Середина рулона	З.к.	Среднее значение
20-5А	1	89,7	60,8	60,6	70,4
	2	90,2	57	56	67,7
	3	90,7	76,1	55,9	74,2
	4	93	88	85,8	88,9
20-5В (двойн. прод.)	1	92,5	66,1	65,7	74,8
	2	93,9	67	54,7	71,9
	3	93,8	76,8	56,5	75,7
	4	89,5	87,3	85,2	87,3
6-3В	1	98,1	83,8	84,0	88,6
	2	99,3	82,6	82,4	88,1
	3	96,3	83,5	85,0	88,3
	4	97,2	86,5	92,3	92,0
11-1Б (двойн. прод.)	1	88,1	82,3	83,2	84,5
	2	89,1	83,5	81,8	84,8
	3	89,8	79,8	81,1	83,6
	4	86,3	79,4	77,2	81,0

После отжига оценен внешний вид отожженных рулонов на стандах с различной системой горячей продувки и определена загрязненность внутренних и внешних витков.

Применение двойной продувки способствует улучшению чистоты боковой и торцевых поверхностей отожженных рулонов. На рулонах со станда 20-5В и 11-1Б не наблюдалось выпадение сажи в отличие от рулонов, отожженных на стенде со стандартной схемой горячей продувки (20-5А и 6-3В), где наблюдалось обильное выпадение сажи до такой степени, что она препятствовала отбору реплики. Результаты представлены в табл. 1 и на рис. 2.

После окончания охлаждения металла на складе до температуры 40°С рулоны направлены на дрессировочный стан 2500, где с трех участков по длине полосы взяты реплики для определения загрязненности внутренних витков (начало, середина и конец рулона) (табл. 2 и рис. 3).

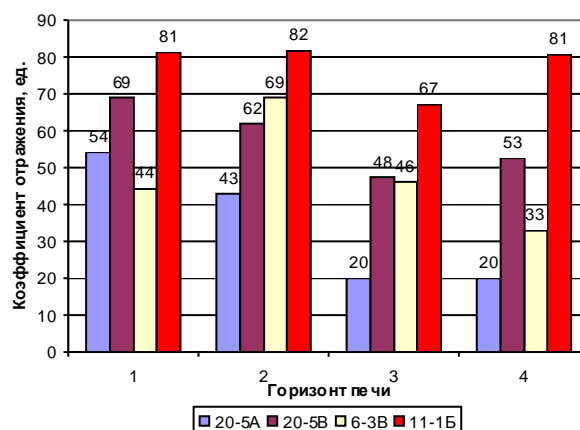


Рис. 2. Загрязненность внешнего витка рулонов, отожженных с применением различных схем горячей продувки поддуфельного пространства

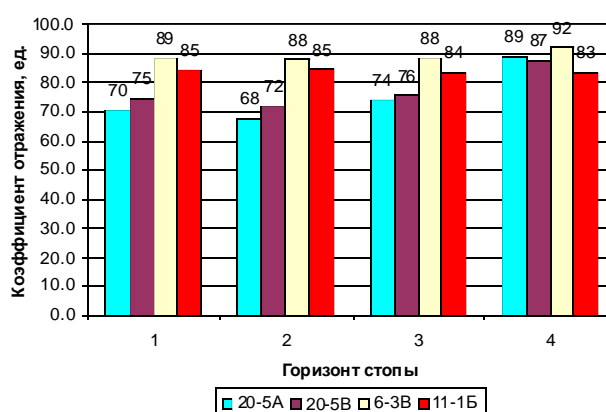


Рис. 3. Коэффициенты отражения внутренних витков полосы, отожженной с применением различных схем горячей продувки

Из рисунка следует, что на чистоту поверхности внутренних витков практически не влияет изменение схемы горячей продувки. Здесь определяющими факторами выступают: количество оставшейся эмульсии после холодной прокатки, скорость нагрева полосы в начальный период и некоторые другие факторы.

Таким образом, проведенное исследование показывает на улучшение чистоты наружных витков и торцов рулонов после двойной продувки. Внедрение указанного способа продувки подмуфельного пространства позволит снизить загрязнение оборудования, а от него и полосы на последующих переделах.

НАНОТЕХНОЛОГИИ И НАНОМАТЕРИАЛЫ

УДК 621.778.014-426:620.172.242

Г.С. Гун, М.В. Чукин, Д.Г. Емалеева, Н.В. Копцева, Ю.Ю. Ефимова, М.П. Барышников

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМИРОВАНИЯ СУБМИКРОКРИСТАЛЛИЧЕСКОЙ СТРУКТУРЫ ПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ СТАЛЬНОЙ ПРОВОЛОКИ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ УРОВНЯ ЕЕ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ*

Стальная проволока – один из важнейших видов метизов, повсеместно используемый как конструктивный элемент при производстве стальных канатов, металлокорда, биметаллической проволоки и неизолированных проводов и т. д. Необходимость повышения надежности и долговечности указанных металлоконструкций требует разработки новых технологий, позволяющих управлять их структурой и свойствами. Данным обстоятельством объясняется развитие таких схем интенсивной пластической деформации (ИПД), как равноканальное угловое прессование (РКУП), кручение под высоким давлением [1], многократная всесторонняя ковка [2], пакетная прокатка [3] и т. д. Названные способы, основанные на диспергировании структурных элементов материала, уникальны и позволяют значительно повышать прочностные и пластические свойства металлов [4]. Однако дискретность процесса наноструктурирования и низкая технологичность существующих схем ИПД оставляли актуальной проблему создания альтернативного способа формирования ультрамелкозернистой (УМЗ) структуры материала, позволяющего управлять свойствами металлов в условиях непрерывности технологического процесса.

Поэтому цель настоящего исследования – экспериментальное обоснование возможности применения новой вы-

сокотехнологичной схемы равноканальной угловой свободной протяжки (РКУ-протяжки), позволяющей формировать субмикроструктурную поверхность стальной низкоуглеродистой проволоки и повышать уровень её механических свойств.

Предлагаемый процесс РКУ-протяжки заключается в многократном протягивании проволоки через специально разработанный инструмент, имеющий в сечении 2 пересекающихся под углом канала. Принципиальная схема процесса представлена на рис. 1.

Технологичность и непрерывность обработки реализуется за счет последовательной установки на волочильном стане необходимого количества инструмента. Высокая практическая ценность РКУ-протяжки заключается в возможности ее сочетания с традиционным способом волочения проволоки (рис. 2).

1. Исследование изменения прочностных свойств стальной проволоки в процессе РКУ-протяжки

В ходе исследования стальная проволока из стали 08кп последовательно волочилась по маршруту 6,7→6,0→5,5→5,0→4,5→4,2 до получения образцов соответствующего маршрута диаметра. Полученные образцы подвергались РКУ-протяжке в несколько проходов. В результате эксперимента, проведенного по специально разработанной методике, были определены поэтапные изменения прочностных свойств образцов, подвергшихся

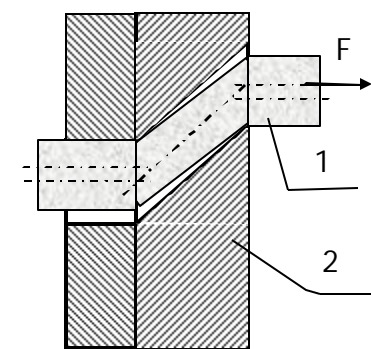


Рис. 1. Принципиальная схема процесса РКУ-протяжки:
1 – обрабатываемая проволока;
2 – технологический инструмент

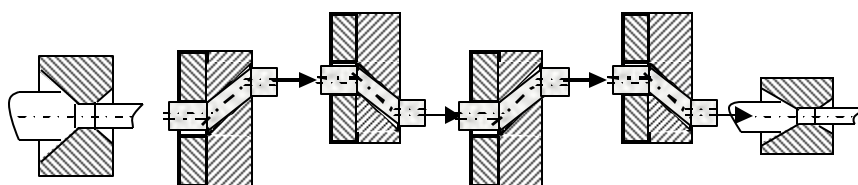


Рис. 2. Возможная схема поточной реализации РКУ-протяжки на шестикратном волочильном стане

* Работа выполнена в рамках ЦПФ «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технического комплекса России на 2007–2012 годы».

ИПД, после $N=0, 2, 4, 6$ и 10 протяжек через инструмент (рис. 3). На этом же рисунке сплошной линией без маркеров показана кривая упрочнения горячекатаной стали 08кп. Штриховая линия, имеющая аналогичный характер, отображает исходный уровень механических свойств образцов различного диаметра (при $N=0$ проходов) и подтверждает закономерность деформационного упрочнения заготовок при их волочении. Анализ полученных результатов свидетельствует, что у образцов с исходным диаметром $4,2; 4,5$ и $5,5$ мм отмечается заметное (до 14%) упрочнение металла при РКУ-протяжке относительно их исходного состояния, зависящее от интенсивности обработки. Для образца с исходным диаметром $D = 5,0$ мм в результате ИПД наблюдается некоторое (на 18%) разупрочнение металла относительно исходного состояния.

Следует отметить незначительное, но стабильное уменьшение поперечного сечения проволоки при ИПД. Исключение составляет 10 протяжек для образца с $D=5,0$ мм.

Выявленный характер изменения механических свойств низкоуглеродистой стали 08кп, подвергнутой ИПД, вызвал необходимость проведения детального металлографического анализа.

2. Металлографические исследования изменения структуры и твердости проволоки, подвергнутой РКУ-протяжке

Оценка характера изменения структуры металла в ходе обработки производилась на микроскопе «ЭПИКВАНТ» с использованием системы компьютерного анализа изображений SIAMS. Микроструктура исходного образца приведена на рис. 4, а после РКУ-протяжки – на рис. 5.

Проведенный анализ показал, что РКУ-протяжка привела к значительному изменению структуры всех исследуемых образцов. Уже после 2 проходов и вплоть до 10 проходов наблюдается

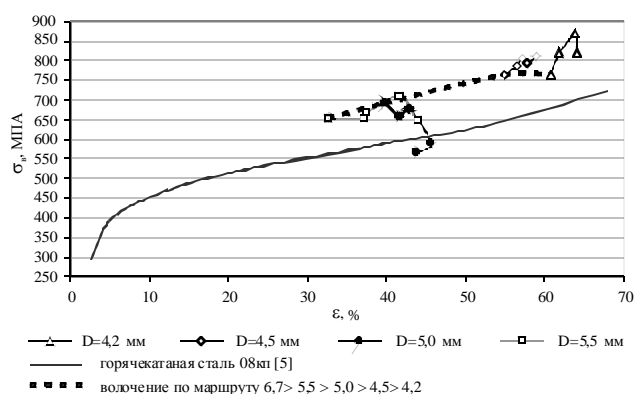


Рис. 3. Упрочнение образцов разного диаметра в исходном состоянии (после волочения) и в ходе их обработки РКУ-протяжкой после 2, 4, 6 и 10 проходов

интенсивное диспергирование структурных составляющих поверхностных слоев, в то время как структура центральной части остается неизменной (сравнить рис. 4 и 5, г). При этом процесс наноструктурирования носит кумулятивный характер, т.е. толщина измельченного слоя и дисперсность структуры от прохода к проходу непрерывно возрастают. Так, например, для образца $D=5,5$ мм после N проходов средняя толщина измельченного поверхностного слоя h_N составляет: $h_2 \approx 118$ мкм; $h_4 \approx 141$ мкм; $h_6 \approx 150$ мкм; $h_{10} \approx 184$ мкм.

В ходе исследования ориентировочно были выделены следующие стадии формирования ультрамелкозернистой структуры (УМЗ-структуры) в поверхностном слое:

- формирование равномерного УМЗ-слоя (с 1-го по 4-й проходы) (рис. 5, а);
- развитие УМЗ-слоя в глубину материала (с 4-го по 7-й проходы) (рис. 5, б);
- стадия накопления дефектов (с 7-го по 9-й проходы);
- частичное разрушение и отслоение поверхностного наноструктурированного слоя (9-й и последующие проходы) (рис. 5, в).

Распределение микротвердости по сечению образцов оценивалось методом вдавливания алмазной пирамиды на твердомере ПМТ-3 в соответствии с ГОСТ 9475-76. Замеры производились с шагом $0,1$ мм от поверхности к центру заготовок. Анализ результатов исследования (рис. 6) показывают, что образованный при РКУ-протяжке наноструктурированный слой обеспечивает значительное повышение значений микротвердости на поверхности заготовок и, следовательно, общее улучшение прочностных свойств материала.

При этом наблюдается прямая зависимость между интенсивностью обработки проволоки (т.е. количеством протяжек образца через инструмент) и уровнем значений микротвердости ее поверхности. В то же время ни интенсивность деформации, ни геометрические показатели за-

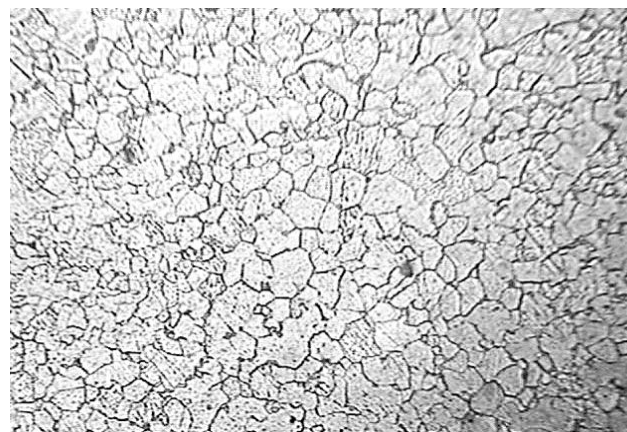


Рис. 4. Микроструктура исходного образца, $\times 200$

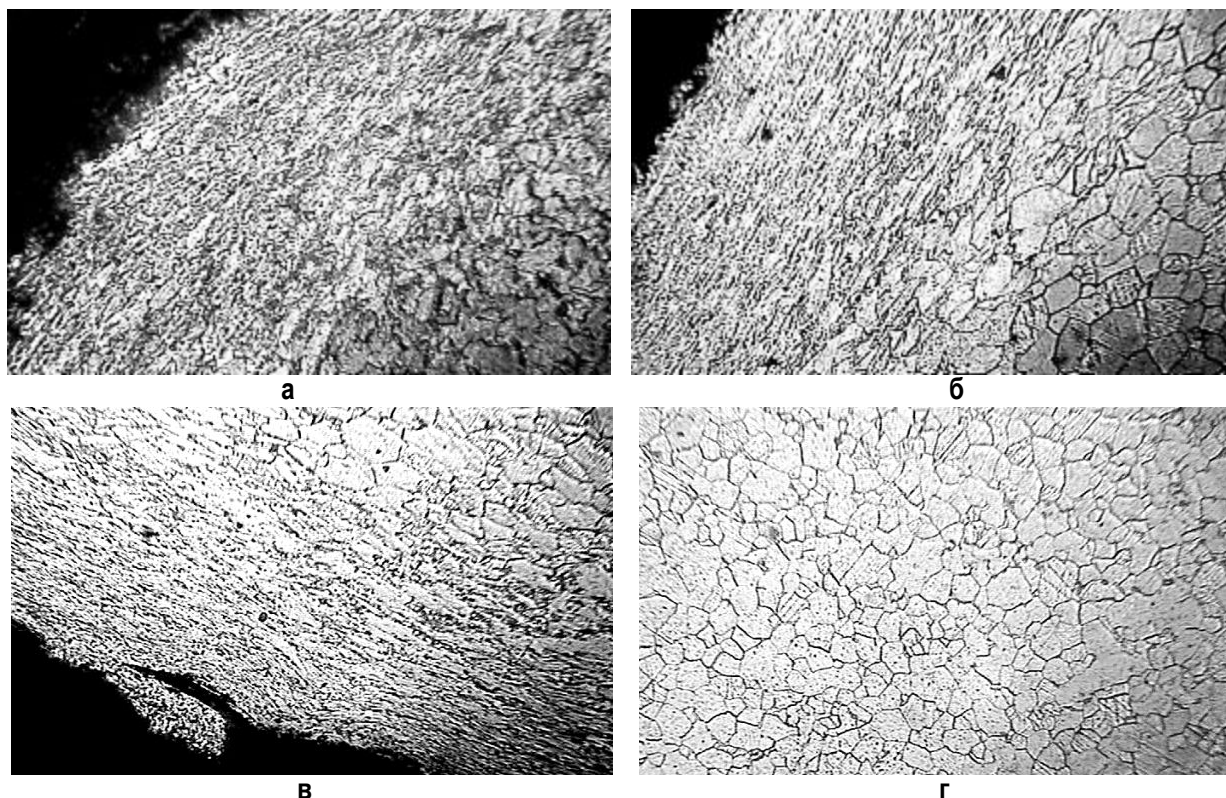


Рис. 5. Микроструктура образца $D=4,5$ мм после $N=2$ прохода (а), $N=6$ проходов (б) и $N=10$ проходов (в, г) на поверхности (а–г) и в центре (д); $\times 200$

готовок существенным образом не влияют на упрочнение их центральной части.

Выводы. Проведенные исследования подтверждают возможность и высокую эффективность предлагаемого высокотехнологичного способа формирования ультрамелкозернистой структуры поверхностного слоя стальной проволоки. Внедрение результатов теоретических исследований на существующем производстве и позволит достигать высоких качественных показателей конечной продукции широкого спектра использования.

Работа выполнена в рамках федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2007–2012 гг.» лот № 2007-3-1.3-00-04 (контракт № 02.513.11.3196).

Библиографический список

1. Валиев Р.З., Александров И.В. Наноструктурные материалы, полученные интенсивной пластической деформацией. М.: Логос, 2000. 272 с.
2. Валитов В.А., Салищев Г.А., Мухтаров Ш.Х. Сверхпластичность жаропрочного никелевого сплава с субмикроструктурной структурой // Металлы. 1994. № 3. С. 127.
3. Saito Y., Tsuji N., Sakai T. // Acta mater. 1999. V. 47. P. 579.
4. Процессы структурообразования при пластической деформации металлов / Сегал В.М., Резников В.И., Копылов В.И. и др. Минск: Наука и техника, 1994. 221 с.
5. Кроха В.А. Упрочнение металлов при холодной пластической деформации: Справочник. М.: Машиностроение, 1980. 157 с.

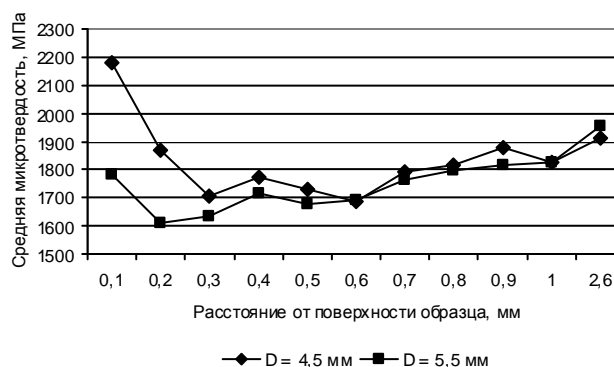


Рис. 6. Распределение микротвердости по сечению образцов разных исходных диаметров после 10 проходов РКУ-протяжки

ОРГАНИЗАЦИЯ ТРАНСПОРТНЫХ ПЕРЕВОЗОК

УДК 658.286.2

А.С. Новиков

РАЗРАБОТКА СИСТЕМЫ ПРИОРИТЕТОВ ТРАНСПОРТНОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПОДРАЗДЕЛЕНИЙ ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

В настоящее время одним из основных видов транспорта промышленных предприятий является железнодорожный. Практически половину объема перевозок промышленного железнодорожного транспорта выполняет транспорт предприятий черной металлургии.

В современных условиях функционирование производственно-транспортных систем (ПТС) промышленных предприятий обусловлено рядом особенностей [1–4].

Во-первых, применяются способы организации транспортного обслуживания по контактному и нормативным графикам, которые теряют свою организующую роль, поскольку реальная эксплуатационная обстановка находится в динамике и зачастую не соответствует условиям, для которых они разрабатываются.

На практике диспетчерский аппарат стремится поддерживать выбранный режим работы, отображенный в графиках, что не позволяет транспорту оперативно реагировать на изменения в производственном процессе. Кроме того, качество принимаемых решений по управлению работой транспортной подсистемы зависит в основном от личного опыта работников, что не гарантирует их правильность в сложных производственных ситуациях (например, при необходимости выбора очередности подачи вагонов производственным подразделениям, нарушении технологии).

Во-вторых, практикуется жесткое закрепление железнодорожного подвижного состава за станциями и районами, что, при значительном влиянии в современных условиях неравномерности технологических и транспортных процессов, приводит к необходимости нарушения технологии работы. В итоге, условием устойчивого функционирования промышленного предприятия становится содержание дополнительных мощностей, которые, как правило, приводят к увеличению транспортных и производственных затрат.

На промышленных предприятиях в настоя-

щее время существует проблема оптимального (с точки зрения минимума суммарных затрат на перевозку) использования подвижного состава, обслуживающего производственные подразделения, следствием чего становится увеличение расходов на производство готовой продукции.

Для решения проблемы необходимо разработать гибкую систему управления перевозочным процессом в оперативном режиме, которая поможет диспетчеру выбрать такой вариант транспортного обслуживания, при котором производственно-транспортные затраты будут минимальны.

Наибольшей эффективности функционирования предприятия можно достигнуть при полном выполнении заявок на готовую продукцию, с учетом минимизации суммарных затрат.

В этой связи целевая функция задачи оптимизации работы промышленного предприятия будет выглядеть следующим образом:

$$C_{\text{СУММ}} = f(C_{\text{ПР}}^{\text{ОСН}}, C_{\text{ПР}}^{\text{ДОП}}, C_{\text{ТР}}^{\text{ОСН}}, C_{\text{ТР}}^{\text{ДОП}}) \rightarrow \min, \quad (1)$$

где $C_{\text{СУММ}}$ – суммарные затраты на выпуск готовой продукции, руб.; $C_{\text{ПР}}^{\text{ОСН}}$ – основные производственные затраты на технологические операции, руб.; $C_{\text{ПР}}^{\text{ДОП}}$ – дополнительные производственные затраты, связанные с нарушением технологии работы производственных подразделений, сбоями в транспортном обслуживании, простоем технологических агрегатов и т.п., руб.; $C_{\text{ТР}}^{\text{ОСН}}$ – основные транспортные затраты на обслуживание производственных подразделений, руб.; $C_{\text{ТР}}^{\text{ДОП}}$ – дополнительные транспортные затраты, обусловленные нарушением технологии работы основного производства, простоем и неэффективным использованием подвижного состава, руб.

Производительность производственных подразделений промышленного предприятия отчасти зависит от своевременного транспортного обслу-

живания, размера подач на грузовые фронты. В свою очередь, работа транспорта находится в зависимости от производственных подсистем, задающих ритм его работы. Поэтому будем рассматривать промышленное предприятие как единую производственно-транспортную систему, главной целью функционирования которой является производство определенного количества продукции с минимальными суммарными затратами.

На деятельность подсистем предприятия (согласно предложенной цели) налагается ряд ограничений, внутри которых будет происходить оптимизация каждой подсистемы по собственному критерию. Тем не менее, минимизации суммарных затрат можно достигнуть только при согласовании целей и критериев отдельных подсистем, то есть при определенной иерархии критериев подсистем в общей системе (рис. 1).

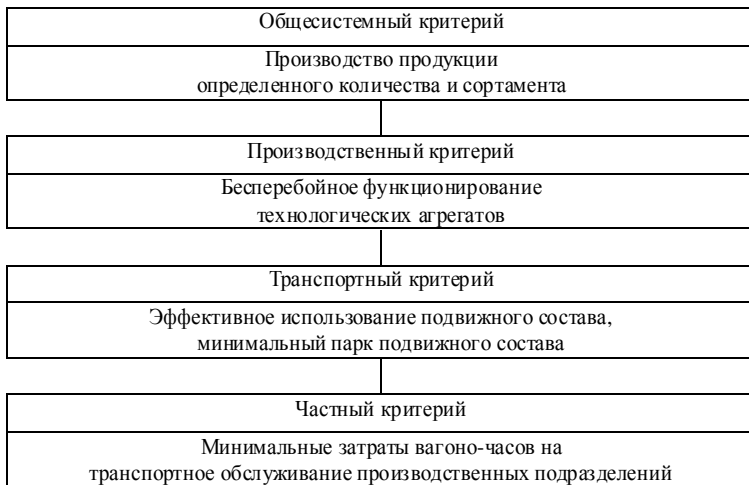


Рис. 1. Иерархия критериев функционирования элементов ПТС промышленного предприятия

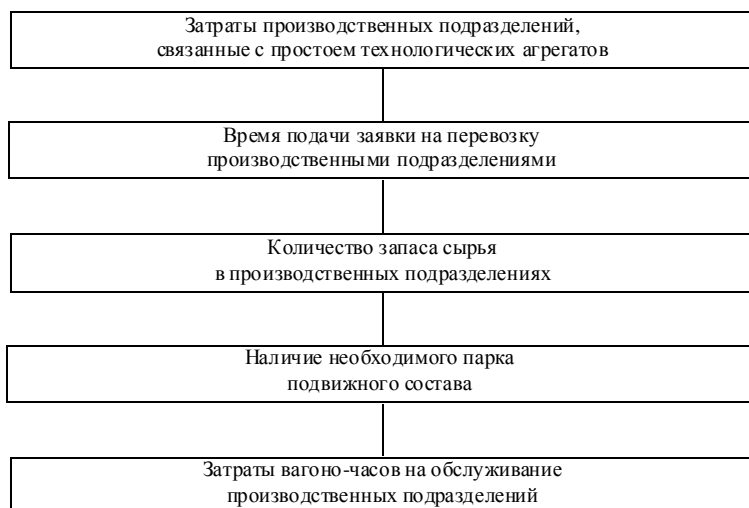


Рис. 2. Система приоритетов транспортного обслуживания производственных подразделений промышленных предприятий

риев подсистем в общей системе (рис. 1).

В качестве общесистемного критерия предлагается принять производство продукции определенного количества и сортамента в соответствии с заказами. Затем рассматривается производственный критерий, под которым понимается бесперебойное функционирование технологических агрегатов, что подразумевает своевременные поставки сырья и вывоз готовой продукции со складов предприятия. В качестве транспортного критерия выступают эффективное использование подвижного состава и обеспечение перевозок минимальным парком подвижного состава, а в качестве частного критерия – минимальные затраты вагоно-часов на обслуживание производственных подразделений.

Процессы, протекающие в ПТС промышленных предприятий, отличаются достаточной сложностью, поэтому при рассмотрении процесса транспортного обслуживания производственных подразделений необходимо учитывать влияние различных факторов на состояние системы, в качестве которых могут выступать: тип подвижного состава, принадлежность вагонов (ОАО «РЖД» или собственные), план формирования поездов, продолжительность накопления и размер партии.

В этой связи разработана система приоритетов транспортного обслуживания производственных подразделений промышленных предприятий, основанная на иерархии критериев (рис. 2).

На основе предлагаемой системы приоритетов вырабатываются варианты очередности транспортного обслуживания производственных подразделений.

В первую очередь рассматривается величина затрат производственных подразделений, связанных с простоем технологических агрегатов. Очередность обслуживания цехов выстраивается в порядке убывания затрат.

В качестве следующего приоритета выступает время подачи заявок на перевозку производственными подразделениями. Наивысший приоритет присваивается цеху, для которого отклонение времени подачи заявки от текущего времени, выраженное в часах, будет минимальным, или

$$\alpha^i = (T_{ЗАЯВКИ}^i - T_{ТЕК}), \quad (2)$$

где α^i – отклонение времени подачи

заявки i -го производственного подразделения от текущего времени, ч; $T_{ЗАЯВКИ}^i$ – время подачи заявки i -го производственного подразделения, ч; $T_{ТЕК}$ – текущее время, ч.

$$ПП_{ЗАЯВКИ}^f = \min(\alpha^l; \alpha^n), \quad (3)$$

где $ПП_{ЗАЯВКИ}^f$ – производственное подразделение, у которого отклонение времени подачи заявки на перевозку от времени начала интервала планирования минимально; n – количество производственных подразделений, в адрес которых формируются вагонопотоки.

В качестве следующего приоритета выступает количество запаса сырья в цехах промышленного предприятия. Наивысший приоритет присваивается цеху, интенсивность потребления наличного сырья которого наивысшая среди остальных подразделений.

Затем рассматривается приоритет по наличию необходимого парка подвижного состава. Под этим приоритетом понимается первоочередная подача вагонов цеху, для транспортного обслуживания которого имеется требуемое количество и тип подвижного состава.

На последнем этапе рассматривается приоритет, основанный на расчете затрат вагоно-часов на обслуживание производственных подразделений. Наивысший приоритет присваивается цеху, для которого затраты на перевозку будут минимальными.

При равенстве приоритетов для всех цехов первым обслуживается производственное подразделение, в адрес которого формируется поезд с наибольшим количеством вагонов в составе (согласно практикуемой технологии транспортного обслуживания).

Применение разработанной системы приоритетов транспортного обслуживания производственных подразделений промышленных предприятий позволит:

- снизить затраты цехов, связанные с простоем технологических агрегатов;
- увеличить пропускную и провозную способность;
- выявить неясные резервы парка подвижного состава;
- снизить суммарные производственные затраты;
- снизить суммарные транспортные затраты.

Библиографический список

1. Баландюк Г. С., Куртуков Я. М. Технология работы железнодорожного транспорта металлургических заводов. М.: Металлургия, 1985. 256 с.
2. Акулиничев В. М. Организация перевозок на промышленном транспорте. М.: Транспорт, 1983. 219 с.
3. Кочнев Ф. П., Сотников И.Б. Управление эксплуатационной работой железных дорог. М.: Транспорт, 1990. 424 с.
4. Лукьянов В. А. Методика оптимизации взаимодействия промышленного транспорта и основных производств предприятий черной металлургии: Дис. ... канд. техн. наук. СПб.: ПГУПС, 2003. 153 с.

ЭНЕРГЕТИКА МЕТАЛЛУРГИИ, ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ И ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ

УДК 666.9

Г.Л. Антонов, А.А. Перлевский, Е.Б. Маликова, Л.В. Осипова, О.Ю. Картунова

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТОПЛИВА ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ИЗВЕСТИ ВО ВРАЩАЮЩИХСЯ ПЕЧАХ ОАО «ММК»

Для производства извести в обжиговых агрегатах дробильно-обжигового цеха (ДОЦ) ОАО «ММК» используется природный газ, обладающий рядом преимуществ по сравнению с другими видами топлива, но имеющий и существенные недостатки: труднее смешивается с воздухом, имеет при прочих равных условиях более растянутую зону горения и малосветящийся факел с более низкой температурой. Эти факторы не позволяют существенно снизить затраты топлива при обжиге известняка.

Определяющее значение в тепловой работе печей имеет применение современных горелочных устройств. В настоящее время для сжигания газа во вращающихся печах ДОЦ используются торцевые однопроводные вихревые горелки, обеспечивающие необходимые скорость истечения природного газа и степень его перемешивания с воздухом и имеющие широкий диапазон регулирования.

Опыт работы обжиговых агрегатов показал, что повышение эффективности использования топлива требует комплексного подхода к технологическому процессу, основному и вспомогательному оборудованию и квалификации обслуживающего персонала. Одним из направлений решения данной задачи в ДОЦ было проведение промышленных испытаний по использованию смешанного топлива во вращающихся печах.

С целью снижения удельных расходов природного газа на вращающихся печах № 1, 2 проводились исследования по частичной замене газа пылевидным твердым топливом. В качестве дополнительного вида топлива использовалась угольная пыль, подготовленная из отсевов угольной мелочи, и коксовая пыль установки сухого тушения коксохимического производства. Подача пыли осуществлялась с помощью специальной установки, состоящей из расходного бункера, оборудованного шлюзовым питателем – дозатором,

трубопровода сжатого воздуха, трубопровода подачи смешанного потока воздуха с твердым топливом и непосредственно трубы подачи в разгрузочную часть печи. При сжигании угольной пыли в количестве 0,7 т/ч с одновременным снижением расхода природного газа с 3200 до 2700 м³/ч в течение 5 ч было отмечено повышение температуры факела, корпуса печи в зоне обжига и температуры отходящих газов, изменения по качеству извести ввиду кратковременности эксперимента не отслеживались. Динамика изменения температур в печи отражала интенсификацию теплообмена, но увеличение протяженности зоны обжига свидетельствовало о неполном сгорании пылеугольного топлива в печном пространстве. При сжигании коксовой пыли в количестве 0,5 т/ч с одновременным снижением расхода природного газа с 3300 до 2875 м³/ч в течение 42 ч было отмечено повышение температуры факела, корпуса печи в зоне обжига и снижение температуры отходящих газов, значительное улучшение качества извести при неизменной производительности печи. По результатам работы был сделан вывод об улучшении процесса теплообмена в печи при использовании смешанного топлива. Промышленное внедрение технологии использования смешанного топлива требовало применения специальных комбинированных горелочных устройств и значительных материальных затрат на дополнительное измельчение угольной и коксовой пыли до крупности не более 0,56 мм.

При вводе в эксплуатацию вращающихся печей № 4, 5 с длиной барабана 50 м проблема повышения температуры в зоне обжига известняка стала особенно актуальной. В процессе работы было определено, что длина зоны горения топлива для коротких печей должна быть минимальной, а температура в зоне обжига максимально возможной. На вращающейся печи № 4 были проведены испытания по сжиганию отработанных нефтепро-

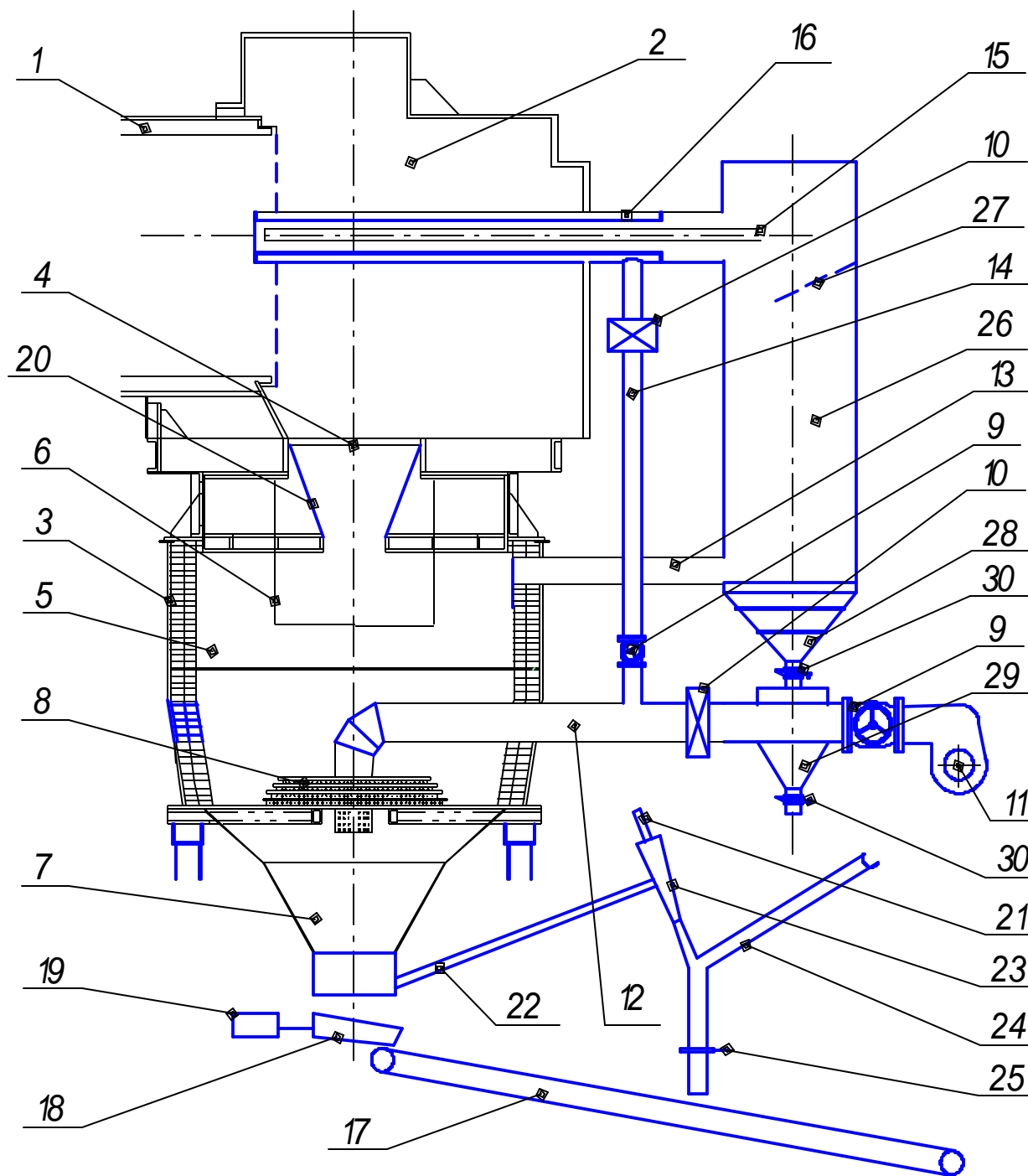


Рис. 1 Охладитель извести вращающихся печей № 4, 5:

- 1 – печь вращающаяся; 2 – разгрузочная часть печи; 3 – футеровка охладителя; 4 – колосниковая решетка; 5 – охладитель; 6 – томильная камера; 7 – разгрузочное устройство охладителя;
- 8 – воздухораспределительный коллектор; 9 – шибер дроссельного типа; 10 – расходомер;
- 11 – вентилятор ВВН; 12 – основной трубопровод подачи воздуха от вентилятора; 13 – обводной воздуховод; 14 – дополнительный трубопровод для подачи воздуха на охлаждение металлоконструкций;
- 15 – горелка; 16 – дополнительный кожух; 17 – разгрузочный ленточный конвейер извести;
- 18 – вибропитатель; 19 – привод вибропитателя; 20 – центрирующее устройство; 21 – патрубок активной среды; 22 – патрубок пассивной среды; 23 – камера смешения; 24 – аспирационный трубопровод;
- 25 – заслонка; 26 – инерционный пылеуловитель; 27 – пластина; 28 – коническая часть пылеуловителя;
- 29 – бункер сбора пыли; 30 – дисковые затворы

дуктов. Использовались пенный продукт ЛПЦ-5 и водогорючие эмульсии, приготовленные с помощью роторно-пульсационного аппарата (производитель «РПА-Технология»). Сжигание данных продуктов осуществлялось с помощью эжекционной форсунки, в которой происходило их распыление под действием сжатого воздуха. Общая продолжительность эксперимента составила 121 ч. В процессе исследований было отмечено, что при подаче топливной эмульсии в количестве 500 л/ч с содержанием воды не более 30% удельный расход природного газа был снижен на 4,6%, улучшилось качество извести, производительность печи осталась на прежнем уровне. Но наряду с положительными тенденциями наблюдались и результаты отрицательного воздействия смешанного топлива: сопротивление подогревателя известняка увеличилось с 3 до 3,7 кПа, на футеровке печи в зоне обжига обнаружен гарнисаж в виде колец толщиной до 500 мм. Основной причиной данных явлений явилось наличие в эмульсиях значительного количества кремния и алюминия, образующих при взаимодействии с кальцием цементующие компоненты: силикаты и алюминаты.

Проведенные в процессе эксплуатации вращающихся печей исследования показали, что известковая пыль, поступающая в печное пространство вместе с воздухом из охладителей, оказывает отрицательное влияние на процессы теплообмена, создавая своеобразный экран, препятствующий тепловому излучению.

Технологическим персоналом ДОО совместно со специалистами ЦЛК были разработаны и внедрены технические мероприятия для снижения запыленности подаваемого на горение воздуха.

Охладители извести вращающихся печей № 4, 5 (см. рисунок) были оборудованы аспирационными системами, включающими эжекторы, каждый из которых содержит патрубки активной (позиция 21) и пассивной (позиция 22) среды, и камеру смешения (позиция 23). В качестве активной среды используется сжатый воздух компрессорной станции, который, проходя в сужающем сечении эжектора, увеличивает скорость и создает пониженное давление, благодаря чему пылевидные частицы из охладителя поступают в камеру смешения и совместно со сжатым воздухом отводятся по аспирационному трубопроводу (позиция 24) в газодом на газоочистку. Крупные частицы пыли из потока при резком изменении направления движения за счет сил инерции выделяются, осаждаются на заслонку (позиция 25) и сбрасываются на разгрузочный

конвейер извести (позиция 17).

По результатам проведенных замеров при давлении сжатого воздуха 0,15 МПа:

- скорость потока пылевоздушной смеси составила 20,3 м/с;
- количество пылевоздушной смеси, проходящей через аспирационную установку, – 1826 м³/ч;
- запыленность аспирационного воздуха во время выгрузки извести из охладителя – 189,75 г/м³, без выгрузки извести – 1,43 г/м³;
- количество пыли, вносимое в печь с воздухом из охладителя, уменьшилось с 6,7 до 2,3 т/сут.

Кроме этого, на обводном воздуховоде вращающейся печи № 4 был установлен инерционный пылеуловитель (позиция 26). Запыленный воздух по воздуховоду (позиция 13) подается в нижнюю часть пылеуловителя под углом 10°. Заходя в корпус пылеуловителя прямоугольного сечения, поток воздуха меняет направление движения на 100°. По ходу движения в корпусе пылеуловителя установлена пластина под углом 50° (позиция 27). Поток воздуха огибает пластину и отводится из верхней части пылеуловителя в печь, а частицы пыли под действием сил инерции, продолжая движение в прямолинейном направлении, ударяются о стенки и отбрасываются в коническую часть пылеуловителя (позиция 28). Пылеуловитель снабжен бункером сбора пыли (позиция 29). Для выгрузки пыли и герметичности всей конструкции установлены дисковые затворы (позиция 30).

По результатам проведенных замеров:

- количество воздуха, проходящего через инерционный пылеуловитель, составило 20,0 тыс. м³/ч (85,0% от общего расхода воздуха, поступающего на горение в печь);
- скорость воздуха в инерционном пылеуловителе – 3,44 м/с;
- запыленность воздуха перед инерционным пылеуловителем во время выгрузки извести составила 12,9 г/м³, после инерционного пылеуловителя – 6,23 г/м³;
- количество пыли, вносимое в печь с воздухом из охладителя, снизилось с 2,3 до 1,2 т/сут.

Таким образом, в результате внедрения данных мероприятий эффективность очистки воздуха, подаваемого на горение в печи, достигла 82,1%, а удельный расход природного газа на обжиг был снижен на 4,1%.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Алексеев Вячеслав Леонидович – ведущий инженер-технолог лаборатории непрерывной разливки ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Андреев Сергей Геннадьевич – ведущий инженер лаборатории контроля термообработки металлов ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Ангипанов Вадим Григорьевич – кандидат технических наук, ведущий специалист по производству гнутых профилей ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Антонов Геннадий Леонидович – заместитель начальника ДОЦ ГОП ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Барышников Михаил Павлович – кандидат технических наук, старший преподаватель кафедры металлургических и машиностроительных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Бельшев Александр Сергеевич – исполнительный директор ОАО «Щелковский завод СМИ».

Бобров Сергей Анатольевич – аспирант кафедры открытых горных работ Института цветных металлов и золота Сибирского федерального университета.

Богатов Михаил Александрович – инженер-технолог лаборатории непрерывной разливки ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Борковой Дмитрий Евгеньевич – студент заочного факультета ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» по специальности «Обработка металлов давлением».

Бородулин Юрий Николаевич – начальник коксового цеха № 2 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Босякова Надежда Александровна – ведущий инженер лаборатории по разработке и испытаниям огнеупорных материалов ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Быков Станислав Сергеевич – мастер производства ЭСПЦ ОАО «Ижсталь», аспирант кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Вдовин Константин Николаевич – доктор технических наук, профессор кафедры электрометаллургии и литейного производства ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Воронин Борис Иванович – кандидат технических наук, доцент кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Гладских Владимир Иванович – начальник горно-обогатительного производства ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Гмызин Вячеслав Анатольевич – работник коксохимического производства (КХП) ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Гмызина Наталья Викторовна – старший преподаватель кафедры обогащения полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Горосткин Сергей Васильевич – кандидат технических наук, начальник лаборатории непрерывной разливки ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Гридасов Виктор Петрович – ведущий инженер лаборатории чугуна ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Гун Геннадий Семенович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой металлургических и машиностроительных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Демидченко Юрий Павлович – начальник лаборатории контроля термообработки металлов ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Дерманский Василий Николаевич – главный инженер ООО НПО «Автоматика», г. Магнитогорск.

Дунаев Геннадий Петрович – старший мастер ЛПЦ-5 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Емалеева Динара Гумаровна – аспирант кафедры металлургических и машиностроительных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Ефимова Юлия Юрьевна – инженер кафедры материаловедения и термической обработки металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Завалищин Геннадий Александрович – аспирант кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Зубков Антон Анатольевич – аспирант кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Картунова Ольга Юрьевна – инженер технологической лаборатории ИДП ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Кисляков Виктор Евгеньевич – доктор технических наук, профессор кафедры открытых горных работ Института цветных металлов и золота Сибирского федерального университета.

Копцева Нагалья Васильевна – кандидат технических наук, и.о. профессора кафедры материаловедения и термической обработки металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Корнилов Владимир Леонидович – кандидат технических наук, заместитель начальника ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Коробов Евгений Александрович – заместитель начальника коксового цеха № 2 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Корчунов Алексей Георгиевич – кандидат технических наук, доцент кафедры металлургических и машиностроительных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Кочубеев Юрий Николаевич – начальник цеха магнезиально-доломитовых огнеупоров ООО «Огнеупор», г. Магнитогорск.

Кривенцов Семен Юрьевич – ведущий инженер теплотехнической лаборатории центра энерго-сберегающих технологий ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Куницын Глеб Александрович – кандидат технических наук, начальник ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Кутный Сергей Иванович – заместитель начальника отдела по разработке документации и внутреннему аудиту СУПБОТ ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», начальник бюро.

Лебедев Владимир Николаевич – заместитель директора по производству ОАО «Магнитогорский метизно-калибровочный завод «ММК-МЕТИЗ».

Лёкин Владимир Петрович – начальник агломерационной лаборатории ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Лимарев Александр Сергеевич – аспирант кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Маликова Елена Борисовна – начальник технологической лаборатории ИДП ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Масальский Тимур Станиславович – кандидат технических наук, инженер-технолог лаборатории непрерывной разливки ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Махоткина Елена Станиславовна – ст. преподаватель кафедры химической технологии неметаллических материалов и физической химии ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Михайлова Татьяна Сергеевна – ведущий инженер спектрально-химической лаборатории ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Мозговая Лариса Васильевна – инженер спектрально-химической лаборатории ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Молева Ольга Николаевна – ведущий инженер лаборатории холодной прокатки ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Моллер Александр Борисович – кандидат технических наук, доцент кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Назаров Дмитрий Вячеславович – аспирант кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Неклюдова Юлия Владимировна – инженер-технолог лаборатории по разработке и испытаниям огнеупорных материалов ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Нечепуренко Алексей Васильевич – газовщик доменной печи доменного цеха ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Новиков Алексей Сергеевич – ассистент кафедры промышленного транспорта ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Оплачко Татьяна Васильевна – студентка заочного факультета ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Осипова Лариса Владимировна – начальник участка технологической лаборатории ИДП ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Перлевский Анатолий Александрович – начальник обжигового участка ДОЦ ГОП ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Першин Геннадий Дальтонович – доктор технических наук, профессор кафедры механизации и электрификации горных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Пивоварова Ксения Григорьевна – кандидат технических наук, старший преподаватель кафедры металлургических и машиностроительных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Пилогина Надежда Ивановна – инженер спектрально-химической лаборатории ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Полушкин Михаил Егорович – ведущий инженер НТЦ ЗАО «КонсОМ СКС», г. Магнитогорск.

Румянцев Михаил Игоревич – кандидат технических наук, профессор кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Садыков Василий Халимович – ведущий специалист ОАО «Уральский завод химического машиностроения», г. Екатеринбург.

Сапожников Игорь Борисович – студент факультета технологий и качества ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» по специальности «Обработка металлов давлением».

Сединкина Наталья Анатольевна – аспирант кафедры обогащения полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Семенов Вадим Евстафьевич – начальник технического управления ОАО «Магнитогорский метизно-калибровочный завод «ММК-МЕТИЗ».

Сенина Елена Алексеевна – начальник спектрально-химической лаборатории ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат»

Сергеева Ирина Владимировна – инженер спектрально-химической лаборатории ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат»

Слабожанкин Евгений Александрович – и.о. начальника управления маркетинга ОАО «Магнитогорский метизно-калибровочный завод «ММК-МЕТИЗ».

Соханчук Денис Валентинович – инженер лаборатории холодной прокатки ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Столяров Александр Михайлович – доктор технических наук, профессор кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Сулейманов Марат Гиззатович – кандидат технических наук, профессор кафедры промышленной экологии и безопасности жизнедеятельности ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Сычев Андрей Юрьевич – директор ООО «ЗМИ-Профит», г. Магнитогорск.

Тимиргалеева Лилия Шамильевна – старший преподаватель кафедры промышленной экологии и безопасности жизнедеятельности ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Трубкин Илья Сергеевич – аспирант кафедры строительных материалов и изделий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Тулупов Олег Николаевич – доктор технических наук, профессор кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Унру Сергей Яковлевич – начальник сортового цеха ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Уржумцев Владимир Васильевич – начальник отдела по разработке документации и внутреннему аудиту СУПБОТ.

Утешев Виталий Андреевич – аспирант кафедры механизации и электрификации горных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Ушаков Сергей Николаевич – начальник кислородно-конвертерного цеха ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Ушеров Андрей Ильич – кандидат технических наук, доцент кафедры химической технологии неметаллических материалов и физической химии ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Ушерева Евгения Владимировна – аспирант кафедры химической технологии неметаллических материалов и физической химии ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Файзулина Римма Вафировна – кандидат технических наук, начальник лаборатории жести ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Харлов Антон Анатольевич – инженер-технолог лаборатории чугуна ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Хасанов Наиль Ильгизович – заместитель начальника горно-обогатительного производства ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Хлусов Александр Евгеньевич – ведущий инженер Научно-исследовательского института горной геомеханики и маркшейдерского дела – Межотраслевого научного центра (ВНИМИ) (Санкт-Петербург).

Хмелевцов Никита Васильевич – менеджер ООО НПО «Автоматика», г. Магнитогорск.

Цепкин Алексей Сергеевич – мастер ЛПЦ-5 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», аспирант кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Чевычелов Андрей Витальевич – начальник доменного цеха ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Чукин Виталий Васильевич – старший преподаватель кафедры материаловедения и термической обработки металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Чукин Михаил Витальевич – доктор технических наук, профессор кафедры металлургических и машиностроительных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Чустугешев Виктор Михайлович – кандидат технических наук, доцент кафедры открытых горных работ Института цветных металлов и золота Сибирского федерального университета.

Шишкин Владимир Иванович – кандидат технических наук, профессор кафедры строительных материалов и изделий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Штафиенко Николай Степанович – ведущий инженер лаборатории чугуна ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

УВАЖАЕМЫЕ КОЛЛЕГИ!

Мы приглашаем Вас к участию в нашем журнале в качестве авторов, рекламодателей и читателей.

Журнал формируется по разделам, отражающим основные направления научной деятельности ученых МГТУ, в частности:

- РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.
- МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ.
- ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ.
- ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО
- ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ МАТЕРИАЛОВ.
- МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ.
- СТАНДАРТИЗАЦИЯ, СЕРТИФИКАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ.
- МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ.
- НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ И ОБОРУДОВАНИЕ.
- ЭНЕРГЕТИКА МЕТАЛЛУРГИИ, ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ И ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ.
- УПРАВЛЕНИЕ, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ.
- СТРОИТЕЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ И СТРОИТЕЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ.
- ЭКОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ.
- ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ.
- СТРАТЕГИЯ РАЗВИТИЯ, ПОДГОТОВКА И ОБУЧЕНИЕ СПЕЦИАЛИСТОВ.
- ИНФОРМАЦИЯ и др.

Раздел «Новые исследования» или «Краткие сообщения» предназначен для оперативной публикации работ преимущественно аспирантов. В журнал входят учебно-методический и библиографический разделы.

Общее количество разделов и их объем может варьироваться от номера к номеру.

ТРЕБОВАНИЯ К СТАТЬЯМ, ПРИНИМАЕМЫМ К ПУБЛИКАЦИИ

I. Рекомендуемый объем статьи – 6–8 стр.

К статье прилагаются:

1) акт экспертизы;

2) сведения об авторах: полное название учреждения, фамилия, имя, отчество, ученая степень, направление исследований, звание и должность, контактный телефон и E-mail;

3) реферат на англ. языке по следующему образцу:

UDC 622.27

Ivanov I.I., Petrov P.P. Development of gold-ore deposits extraction systems // Vestnik MSTU named after G.I. Nosov. 2007. № 3. P. ??–??

The method of sloping is represented...

Fig. 2. Table 2. Bibliogr. 7 names.

4) рецензия.

II. Текст статьи, сведения об авторах и реферат представляются на электронном носителе в виде файла, созданного средствами Microsoft Word, и распечаткой на стандартных листах бумаги формата А4.

При наборе статьи в Microsoft Word рекомендуются следующие установки:

1) **шрифт** – **Times New Roman**, размер – 14 пт, межстрочный интервал – одинарный, перенос слов – автоматический;

2) при вставке **формул** использовать встроенный редактор формул **Microsoft Equation** со стандартными установками;

3) **рисунки и фотографии**, вставленные в документ, должны быть четко выполнены, допускать перемещение в тексте и возможность изменения размеров (толщины линий и размеры обозначений должны обеспечивать четкость при уменьшении рисунка до рациональных размеров). Рисунки предоставлять в виде распечатки на стандартных листах бумаги формата А4 и отдельным файлом в формате *.TIF, *.JPG, с разрешением **300 dpi**, B&W – для черно-белых иллюстраций, Grayscale – для полутонов, максимальный размер рисунка с подписью – 150×235 мм. **Схемы, графики** выполняются во встроенной программе MS Word или MS Excel, с приложением файла. В тексте статьи должны быть подрисовочные надписи в местах размещения рисунков. Например:

Рис. 4. Расчётная зависимость $\gamma(t)=I_{н}/I_{н0}$ от времени и удалённости КЗ от выводов асинхронного двигателя

Внимание! Публикация статей является бесплатной. Преимущество опубликования представляется авторам и учреждениям, оформившим подписку на журнал.

Статьи проходят обязательное научное рецензирование.

Редакция оставляет за собой право отклонять статьи, не отвечающие указанным требованиям.

По вопросам публикации статей обращаться: 455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38. Магнитогорский государственный технический университет, Редколлегия журнала «Вестник МГТУ» М. Чукину.

Телефоны: (3519) 29-85-12, 29-85-17.

Факс (3519) 22-41-46.

E-mail: rio@mail.ru; mgtu@magtu.ru; nis@magtu.ru (с указанием темы сообщения «Вестник МГТУ»).