

А.А. Минаев /д.т.н./

ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет» (Донецк)

Из творческого наследия Александра Анатольевича Минаева (1942 – 2021 гг.),
 выдающегося учёного-металлурга, доктора технических наук, профессора,
 члена-корреспондента Национальной академии наук Украины, заслуженного работника
 образования Украины, заслуженного деятеля науки и техники Украины,
 дважды лауреата Государственной премии Украины,
 ректора Донецкого национального технического университета с 1989 г. по 2014 г.

ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ МАКСИ- И МИНИ- ЗАВОДОВ

(из монографии: Минаев А.А. Совмещённые металлургические процессы / Донецк: Технопарк ДонГТУ УНИТЕХ, 2008. – 552 с.

Сопоставление характеристик металлургических предприятий, организованных по принципу макси- и мини-заводов, на современном этапе развития металлургии не позволяет однозначно отдать приоритет одному из них.

Интегрированный металлургический завод отличается от мини-завода, главным образом, видом железнесущей составляющей шихты для сталеплавильного агрегата.

В главе 4 [1] показаны преимущества мини-заводов перед интегрированными заводами, особенно при использовании валкового способа получения подката для горячей или холодной прокатки. К этому добавим данные по расходу энергии при различных схемах производства стали и проката, представленные на рис. 1. Из рисунка видно, что менее энергоёмко производство проката при использовании в дуговой печи металлолома.

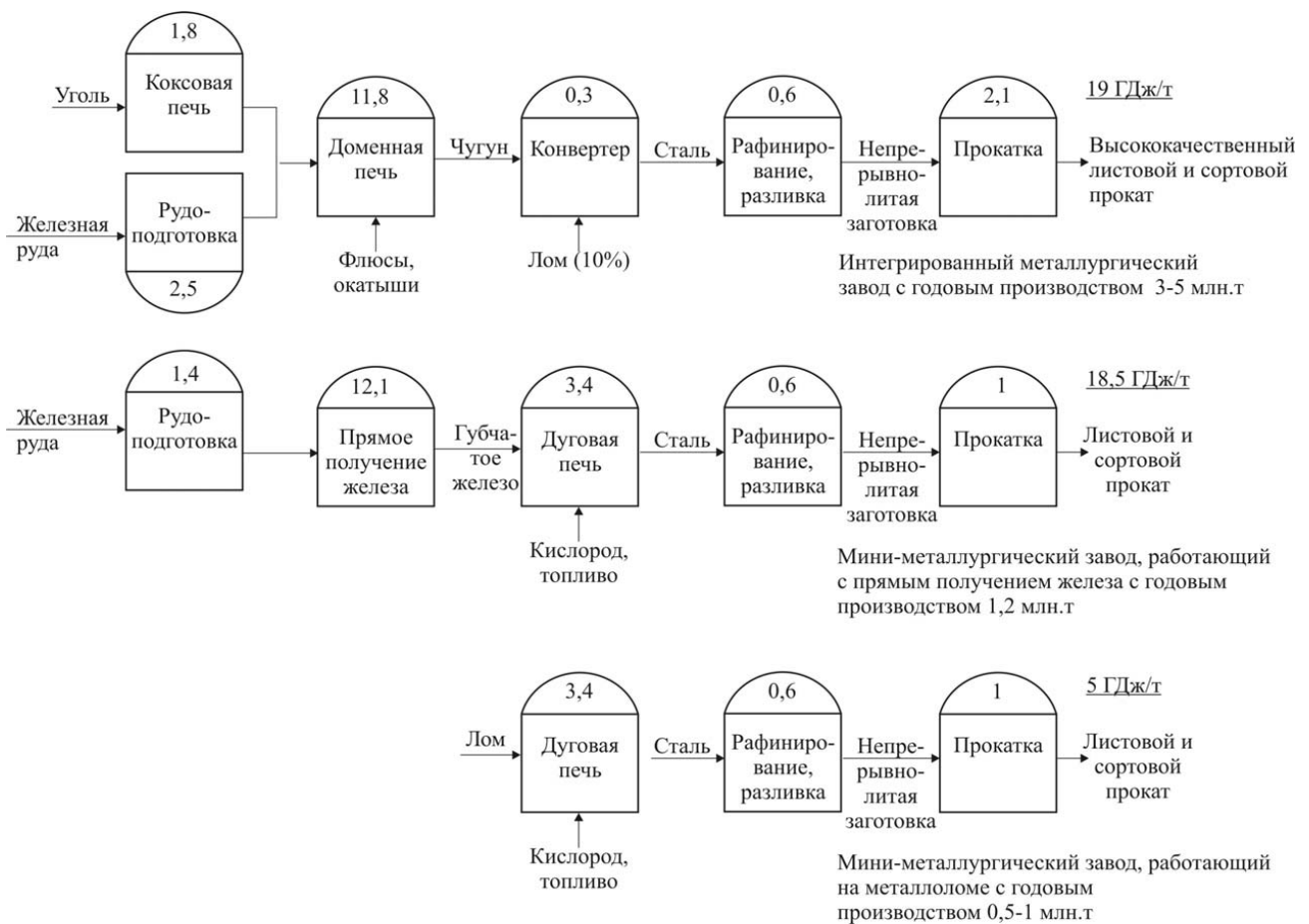


Рис. 1. Удельный расход энергии по стадиям процесса получения чугуна, стали и проката при использовании различных схем их производства [2]

Интересные результаты показало сравнение затрат энергии на производство проката на интегрированном заводе и мини-заводе, работающем на губчатом железе (схема, описанная в главе 4 [1] для завода «Салдана Стил»). Они практически одинаковы.

В работе [3] рассмотрены 9 вариантов структуры металлургических предприятий, от классического интегрированного металлургического завода с отливкой толстых и тонких слябов, до мини-завода с дуговыми печами, работающими на металлоломе и жидком чугуна и с отливкой тонких слябов. При этом годовую производительность предприятий варьировали от 0,8 до 3,8 млн. т. Для вариантов использования лома в дуговых печах и конвертерах стоимость металлолома принята 130 долларов США/т.

Конкурентоспособность предприятий существенно зависит от применяемой схемы. При схеме «дуговая печь, работающая на металлоломе – МНЛЗ для отливки тонких слябов» уровень удельных капитальных затрат по сравнению с другими схемами минимален. В целом конкурентоспособность предприятий будет в значительной мере определяться местными условиями, а также стоимостью и качеством металлолома.

Основными источниками металлолома являются отходы, образующиеся на металлургическом предприятии, отходы металлообработки в различных отраслях, амортизационный и бытовой лом. На рис. 2 показана динамика потребности в металлоломе и его составляющих по годам.

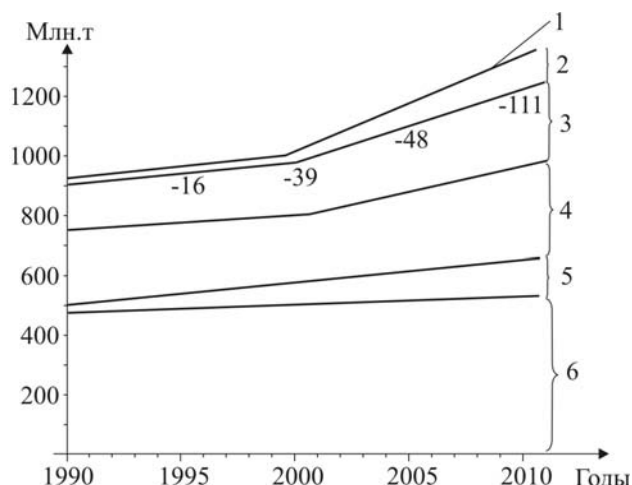


Рис. 2. Динамика потребности в металлоломе и его составляющих по годам [3]:

- 1 – общая потребность в металлошихте;
- 2 – дефицит металлошихты;
- 3 – амортизационный лом; 4 – заводской лом;
- 5 – прямое получение железа; 6 – жидкий чугун

Внутренние отходы металлургических предприятий (технологическая обрезь) резко сократились при переходе на непрерывную разливку стали и оснащение прокатных станов системами автоматического регулирования размеров проката (этот период на рис. 140 не отражен). Показанное на рис. 140 постепенное увеличение металлолома связано с увеличением объемов выплавки стали.

Доля отходов металлообработки (нами она отнесена к амортизационному лому) также увеличивается с ростом объемов производства стали и проката. Объемы амортизационного лома определяются металлофондом страны, и он постоянно растёт. Из рис. 2 видно, что несколько увеличивается доля прямого получения железа, и незначительно – объемы выплавки чугуна. К 2010 г., по данным работы [2], дефицит металлошихты составит 111 млн. т. Причём этот дефицит образуется не только за счёт уменьшения объемов лома, но и за счёт ухудшения его качества. С увеличением оборота амортизационного лома содержание загрязняющих его элементов в ломе, а следовательно, и в готовой стали (особенно при её выплавке в дуговых печах) повышается и в ряде случаев уже достигает концентрации, исключающей использование его в сталеплавильном производстве. На рис. 3 показана динамика по годам увеличения содержания наиболее вредных примесей тенденция к их увеличению.

Как показано на рис. 2, заменителем чугуна и металлолома может стать губчатое железо или металлизированное сырьё. Преимуществом способа получения железа непосредственно из руды является высокая чистота металла, поскольку исключается загрязнение его серой из кокса, другими примесями, переходящими в жидкий чугун при его образовании в доменной печи. Из такого чистого железа могут быть получены стали с высокими механическими, антикоррозионными свойствами, электротехническими характеристиками и другими свойствами. Основным продуктом прямого восстановления железа является твердый железорудный материал, в котором большая часть железа находится в металлическом виде. При большой степени металлизации продукт прямого восстановления называется губчатым железом, при более низкой (до 90-94 % металлического железа) – металлизированным сырьём. Основным назначением металлизированного продукта является переплав в дуговых сталеплавильных печах. В качестве исходного железорудного сырья используют агломерат, окатыши, а в качестве восстановителя – твердое топливо или газ, содержащий H_2 и CO .

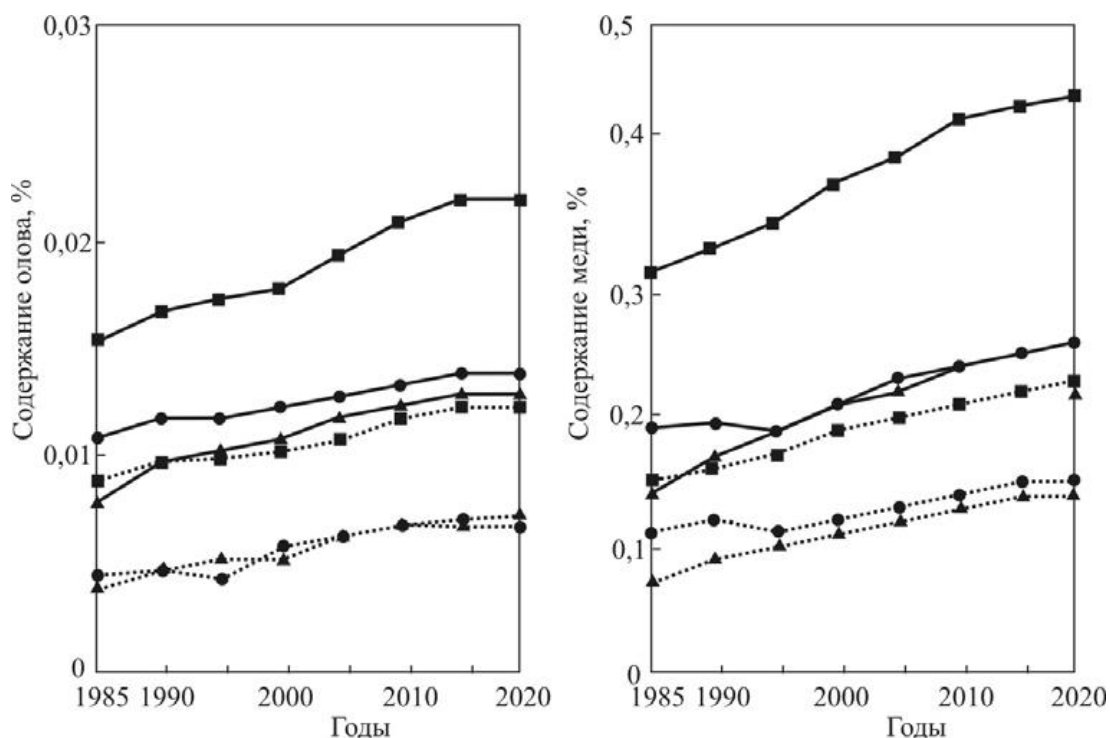
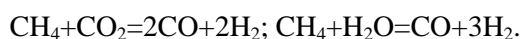


Рис. 3. Динамика (по годам) максимальных (сплошные линии) и минимальных (пунктирные линии) содержаний олова и меди в ломе [2]:

На Украине основным резервом увеличения качественного лома на ближайший период времени является устаревшее оборудование как на самих металлургических предприятиях, так и в машиностроении и транспорте

Из разработанных способов наибольшее распространение получил процесс «Мидрекс» (Midrex). На его долю в начале 2000-х годов приходится около половины всех мощностей по производству металлизированных окатышей или брикетов. Первая промышленная установка для реализации процесса «Мидрекс» пущена в эксплуатацию в 1969 г. на заводе в Портленде (США). Процесс «Мидрекс» осуществляют в невысоких шахтных печах или ретортах с использованием конвертированного природного газа. Конверсия природного газа состоит в превращении углеводородов путем их разложения на водород и углерод с последующим дожиганием углерода до CO при помощи углекислого газа и водяных паров по следующим реакциям:



На рис. 4 показана схема процесса «Мидрекс».

Технологический процесс происходит следующим образом. В конвертер подают смесь природного и колошниковогаз. Конвертер представляет собой футерованный изнутри рекуператор прямоугольной формы, в котором установлены трубы из жаропрочной стали, заполненные кусковыми глиноземистыми огнеупорами, пропитанными никелевым катализато-

ром. Снаружи трубы разогревают сжиганием колошниковогаз. В этих трубах при температуре ~1000°C природный газ при помощи CO₂ колошниковогаз конвертируется в восстановительный газ, содержащий 30 % CO и ~70 % H₂. Восстановительный газ подают в шахтную печь снизу, а сверху производят загрузку железорудного материала в виде окатышей или брикетов.

Печь по высоте разделена на две зоны с двумя самостоятельными оборотными циклами. Верхняя зона предназначена для восстановления железа восстановительным газом, который вырабатывается в конвертере, а нижняя – для охлаждения металлизированного продукта оборотным и изолирующим газом. Изолирующим газом служит часть продуктов сгорания, получаемых из конвертера после охлаждения. Обратный газ отсасывается из верхней части зоны охлаждения, поступает в скруббер, а затем вентилятором вновь подается в нижнюю часть зоны охлаждения.

Отобранный восстановительный газ отсасывается из верхней части зоны восстановления, подвергается очистке и охлаждению в скруббере и далее 1/3 этого газа поступает в конвертер для конверсии природного газа. Температура окатышей в зоне восстановления 760 °C, на выходе из печи 40 °C. Продолжительность пребывания окатышей в зоне восстановления 4...6 ч.

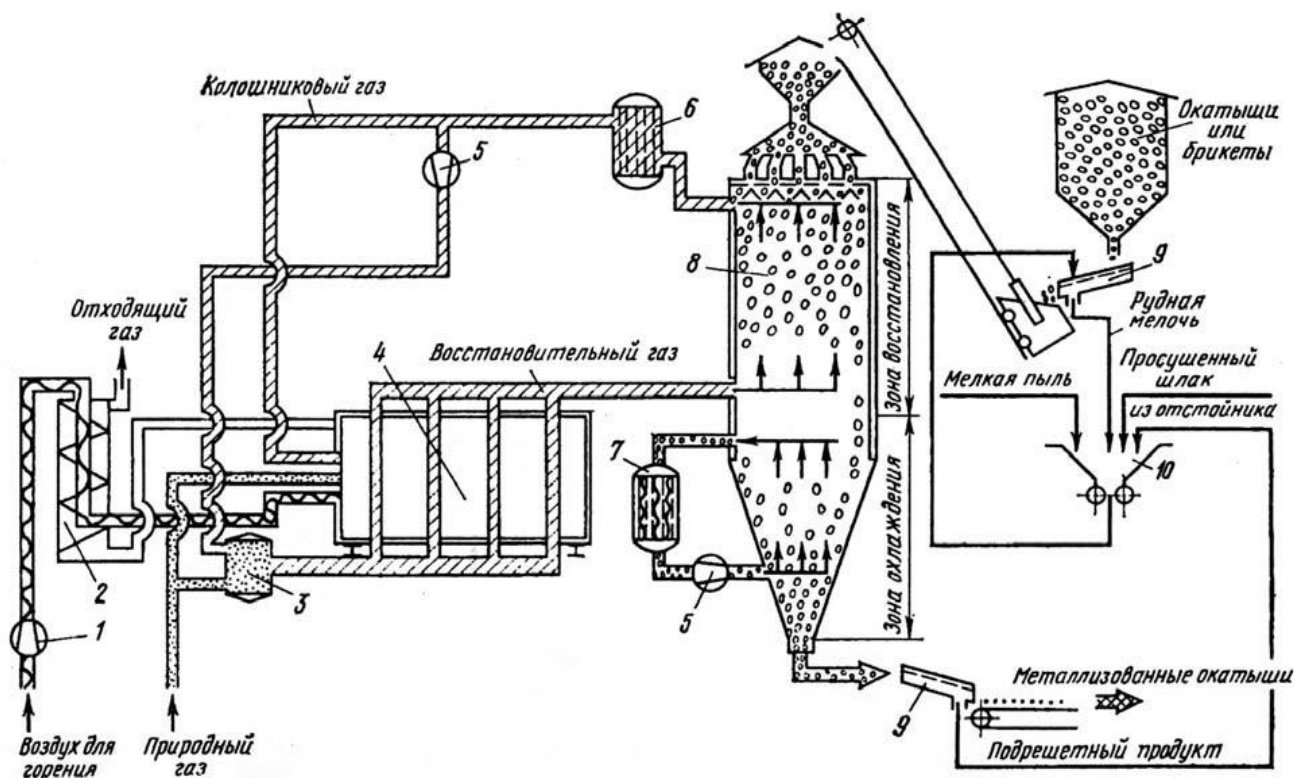


Рис. 4. Схема установки и технологического процесса «Мидрекс»:

- 1 – воздуходувка; 2 – теплообменник; 3 – смеситель газов; 4 – конвертер;
- 5 – компрессор; 6, 7 – скрубберы для колошникового газа; 8 – шахтная печь;
- 9 – вибрационный грохот; 10 – брикетировочный пресс

Суммарная длительность пребывания окатышей в печи 8...12 ч. Содержание углерода в железной губке регулируют изменением расхода и соотношения восстановительного и изолирующего газов в охлаждающем газе. Полученные металлизированные окатыши выгружают из печи снизу. Их хранят в бункере, заполненном инертным газом. Окатыши содержат ~90 % металлического железа. Суточная производительность одной печи достигает 1000 т железа при расходе природного газа до 550 м³/т. По такой схеме построен Оскольский электрометаллургический комбинат.

В настоящее время суточная производительность шахтных печей составляет 5...9 т/м³, то есть в 2...4 раза выше, чем в доменной печи. Эти печи относительно небольшие (до 200 м³, высотой 10...14 м и диаметром 3...3,5 м), суточная их производительность составляет 1000...1500 т.

Процесс «Corex» (жидкофазного восстановления железа из руды) – важный этап, изменивший отношение металлургов к бескоксным способам получения жидкого чугуна. Он разработан фирмами «Корф Инжиниринг» (Германия) и «Фест-Альпине» (Австрия), и в конце 1989 г. был введен в эксплуатацию первый промышленный комплекс Corex-1000 с фактической производительностью 315 тыс. т чугуна в год на заво-

де фирмы «Искор» в Претории (ЮАР). Схема процесса приведена на рис. 5.

Кусковую руду, агломерат или окатыши загружают в восстановительную шахту, в которой они восстанавливаются газами до 90 % степени металлизации. Образовавшееся губчатое железо транспортером подают в плавильную камеру, в которой происходит окончательное восстановление, плавление и нагрев расплава. Через определенные промежутки времени выпускают чугун и шлак. В чугуне содержится 0,3 % S и 0,16 % P. Для получения чугуна расходуется 1500 кг/т руды, 1200 кг/т угля, 420 кг/т флюсов и около 600 м³/т кислорода. Восстановительный газ образуется в плавильной камере 20, в которой газифицируется уголь. В этой камере развиваются высокие температуры (выше 1000°С), поэтому углеводороды, выделяющиеся из угля в присутствии кислорода, превращаются в оксиды углерода и водорода. В газовом потоке выносятся большое количество пыли, частиц железа. Мелкая пыль задерживается в циклоне 16 и возвращается обратно в плавильную камеру. Восстановительный газ подается в восстановительную шихту. Температура восстановительного газа регулируется добавкой к нему охлажденного газа 18, который получают охлаждением части восстановительного газа в скруббере 17 до 800...850 °С.

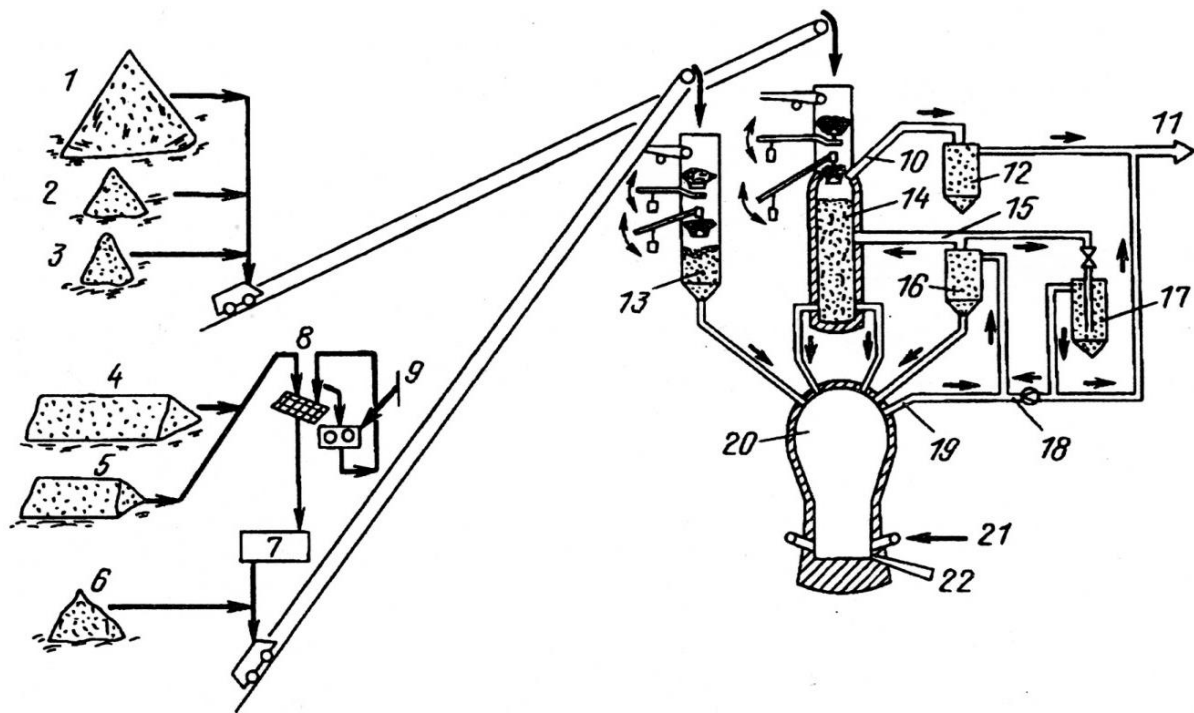


Рис. 5. Схема установки и технологического процесса «Корекс»:

- 1 – железная руда; 2 – известь; 3 – доломит; 4 – уголь; 5 – кокс; 6 – песок;
 7 – осушительное устройство; 8 – грохоты; 9 – дробилка; 10 – выход колошникового газа;
 11 – отходящие газы; 12 – скруббер колошникового газа; 13 – система подачи угля;
 14 – восстановительная шахта; 15 – восстановительный газ; 16 – циклон для горячей пыли;
 17 – скруббер охлаждающего газа; 18 – охлаждающий газ; 19 – продукты газификации;
 20 – плавильный агрегат-газификатор; 21 – кислород; 22 – выпуск металла и шлака

Газ, выходящий из восстановительной шахты после очистки и охлаждения, может использоваться как топливо в паровых котлах или в установках твердофазного восстановления.

Процесс «Ромелт». Этот процесс был разработан в России. Схема процесса представлена на рис. 6.

Восстановительная плавка происходит в жидкошлаковой ванне. Ванну продувают кислородом. Восстановителем и топливом является уголь. Шихта загружается в печь сверху. Она состоит из руды, окатышей, флюсов. Восстановление оксидов железа происходит прямым и косвенным восстановлением в слое шлака. Восстановленный металл имеет состав: 4,2...4,5 % С; 0,2...0,3 % Si; 0,2 % Mn; 0,01...0,05 % P; 0,04...0,05 % S. Он накапливается в отстойнике и выпускается непрерывно или порциями из печи. Так же происходит и выпуск шлака. Через верхние фурмы 9 в печь подают воздушно-кислородное дутье для дожигания восстановительных газов. Тепло от сжигания газа большей частью возвращается в шлаковую ванну. Отходящие газы 7 направляют в котел-утилизатор.

В этом процессе происходит эффективная десульфурация. До 90 % всей серы уносится с отходящими газами. Фосфор в основном пере-

ходит в шлак, основность которого не менее 1.

Преимущество этого процесса состоит в использовании необогащенных железных руд и обычных энергетических углей. Попутно с производством железных сплавов в печи могут перерабатываться шлаки цинкового и ванадиевого производства с улавливанием содержащихся в них цинка и ванадия. Установки «Ромелт» могут быть использованы и для переработки бытовых отходов с улавливанием вредных газов.

Основными достоинствами технологии прямого восстановления железа являются

- устранение агломерационных и коксохимических производств;
- возможность получения чистого железа без таких нежелательных добавок, как сера и фосфор;
- резкое сокращение выбросов CO₂, так как восстановителем является водород;
- использование многих видов железорудного сырья – руды, концентратов, пыли, шламов, окалины, стальной стружки – без предварительной обработки;
- сокращение материала и энергоемкости.

При разработке и начале применения этих процессов считалось, что они станут альтернативой доменному процессу.

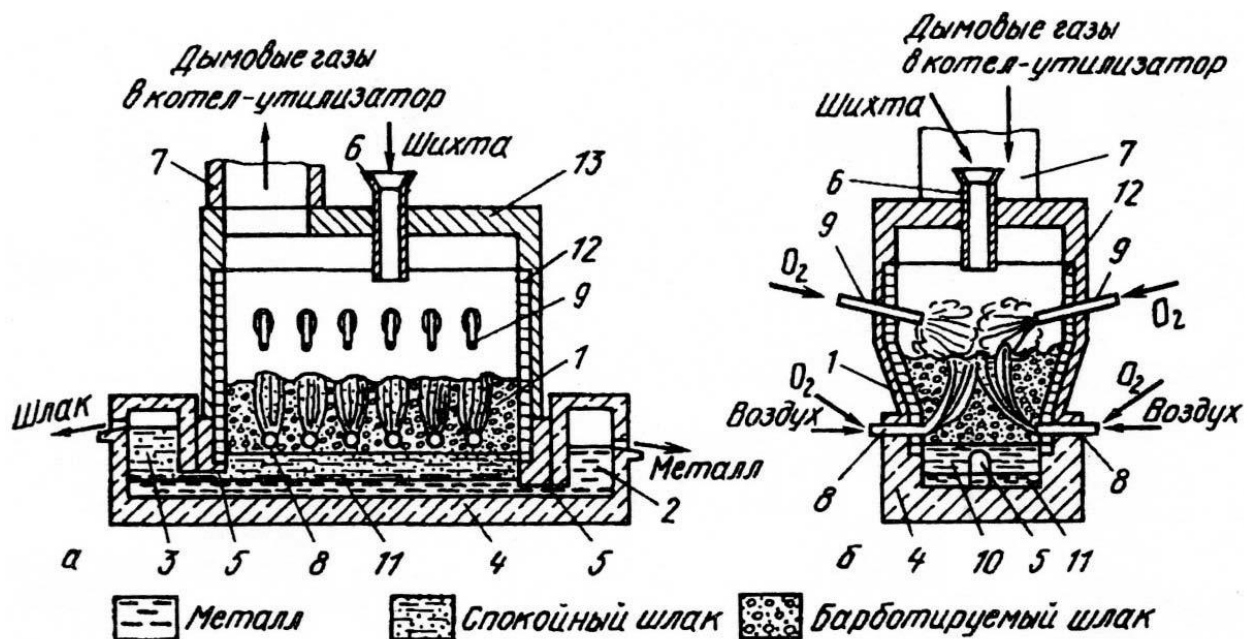


Рис. 6. Схема агрегатов и технологического процесса «Ромелт»:
 а – печь «Ромелт»; б – котел-утилизатор; 1 – слой шлака; 2 – отстойник для металла (сфион);
 3 – шлаковый сифон (отстойник); 4 – горн; 5 – проток шлака и металла; 6 – загрузочная воронка;
 7 – отвод и подача дыма; 8 – барботажные фурмы нижнего ряда;
 9 – верхние фурмы для дожигания; 10 – слой спокойного шлака; 11 – слой металла;
 12 – водоохлаждаемые кессоны; 13 – свод

К настоящему времени можно отметить, что эффективно установки прямого восстановления железа могут работать только в регионах с недорогими источниками энергии. Этим и объясняется тот факт, что доля производства металлургического сырья без применения кокса на регион Латинской Америки составляет 36 % от общего его производства, на Ближний Восток и Северную Америку – более 25 % и Азию – около 20 %.

Странами с наибольшими объемами производства металлургического сырья являются: Венесуэла, Мексика, Индия, Иран, Саудовская Аравия.

Учитывая то, что свыше 90 % металлургического сырья получают при использовании газообразного топлива (в подавляющем большинстве случаев – природного газа), становится ясно, что чем выше цена природного газа, тем менее эффективны эти процессы. Так, в Венесуэле, где цена на газ в 10 раз ниже европейских цен и имеется железная руда, стоимость тонны губчатого и горячебрикетированного железа на 30 % ниже, чем полученного на новой установке в Европе.

С другой стороны, существенное повышение цен на газ обусловило прекращение работы нескольких установок по производству губчатого железа в США, Мексике, Канаде и некоторых других странах. Во многих случаях выведенные из эксплуатации установки демонтируют и пере-

дислоцируют в страны с дешёвыми энергоресурсами.

В литературе имеются сведения, что с 1995 по 2005 гг. производство прямого восстановления железа выросло с 30,7 до 56 млн. т. Прогнозируется дальнейший рост производства такого материала до 80 млн. т в 2010 г. Это обусловлено повышением цен на металлолом.

И тем не менее, большие объемы металлопродукции еще достаточно долгое время будут производить в традиционных комплексах «доменная печь–конвертер». Одним из подтверждений этому служат данные работы [4]. Показано, что в период 1993-1999 гг. годовые объемы выплавки чугуна в мире колебались в пределах 500...550 млн.т, а в 2000-2005 гг. начался период интенсивного роста производства чугуна (ежегодные темпы роста составляли 6...10 %) и на конец 2006 г. оно достигло 871,6 млн. т. Главную роль в общемировом выпуске чугуна сыграли Китай, Индия, Япония, Южная Корея. На их долю приходилось 65 % мирового производства чугуна. По мнению автора работы [4], в пятилетней перспективе регион Юго-Восточной Азии останется мировым лидером в производстве чугуна.

Доля стран Европейского Союза (ЕС) составляет 25 % мирового производства чугуна. Ежегодный рост его производства составляет примерно 3 %. Он происходит, главным образом, за

счет стран – новых членов ЕС. Крупнейшими производителями чугуна в ЕС являются Германия (27 %), Франция (12 %), страны Бенилюкса (11 %), Италия (10 %), Великобритания (9 %).

Учитывая ужесточение экологических норм ЕС, можно ожидать сокращения производства чугуна. Тенденция снижения объемов выпуска чугуна наблюдается и в странах Северной Америки. В 2005 г. выплавку чугуна на 5 млн. т сократили США.

Однако сокращение объемов выплавки чугуна в этих регионах не свидетельствует о снижении его потребления. Дисбаланс компенсируется его импортом из Бразилии, Китая, ЮАР, Индии, России и Украины. На долю США приходится 35% общемирового импорта, стран ЕС – 30 %, Италии 10 %, Испании – 5 % [4].

Учитывая сложившееся в чёрной металлургии Украины положение, когда в последние годы на металлургических предприятиях модернизировали доменное производство, товарный чугун может стать одним из основных видов экспортных поставок, наряду с заготовкой.

Ещё одним доводом в пользу доменного производства, а значит, и интегрированных металлургических заводов, является чётко выраженная тенденция применения чугуна в электросталеплавильном производстве (вплоть до 40 % от общего количества металлонесущей шихты).

В мире не только модернизируют интегрированные предприятия, но и строят новые. Так, фирма «Фест-Альпине» модернизировала расположенный в Донавице (Австрия) металлургический завод. После реконструкции на заводе действуют две доменные печи, установка десульфурации чугуна, два конвертера, две установки ковш-печь и три вакууматора, пятиручьевая блюмовая МНЛЗ, на которой отливают заготов-

ки квадратного и круглого сечения, шестиклетьевой непрерывно-заготовочный стан, рельсобалочный и проволочный станы. Часть блюмов и заготовок отгружают на сторону. Создан классический вариант интегрированного завода [5]. Есть и другие примеры.

Рассматривая принципиальный вопрос – могут ли заменить мини-заводы полностью предприятия с полным металлургическим циклом – следует констатировать: на ближайшие 30...50 лет – такой возможности нет. Но перспектива существует при условии, что на каждом из металлургических переделов интегрированных предприятий будут *постоянно внедряться инновационные технологии*, в которых предусматривается максимальное использование *совмещения процессов*, следующих друг за другом.

Список литературы

1. Минаев А.А. Совмещённые металлургические процессы: монография / А.А. Минаев. – Донецк: Технопарк ДонГТУ УНИТЕХ, 2008. – 552 с.
2. Лопухов Г.А. Ближайшие перспективы развития чёрной металлургии / Г.А. Лопухов // Электрометаллургия, 2001. – №1. – С. 7-13.
3. Йин Р. Перспективы капиталовложений в агрегаты непрерывного литья тонких слябов и прокатки полосы в Китае / Р. Йин, Т. Ван // Чёрные металлы, 1997. – Июнь. – С. 54-58.
4. Шейко А. Пока базальтернативный чугун / А. Шейко // Металл, 2007. – Октябрь. – С. 26-28.
5. Шёлльнхаммер Х. Интегрированный компактный сталеплавильный завод фирмы VOEST-ALPINE STAHL DONAVITZ / Х. Шёлльнхаммер, Г. Вольф, М. Эркер и др. // Чёрные металлы, 1999. – Июнь. – С. 30-34.

Статья поступила 2.11.2021 г.

© А.А. Минаев, 2021