

НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ТЭП РАБОТЫ ГОКОВ

Основным показателем экономической деятельности горно-обогатительных комбинатов (ГОКов) служит прибыль, сумма которой определяется произведением объема производства товарной продукции (ТП) на разницу ее цены и себестоимости. Объем производства ТП зависит от объема ее потребления в стране и на мировом рынке; цена – от уровня ее подготовленности к последующему металлургическому переделу; себестоимость – от технологии производства ТП, стоимости и расхода энергоресурсов, содержания железа в добываемой руде и конечной продукции, вида конечной продукции и т.д.

В довоенные годы в Украине, как и в СССР, добыче подвергались богатые руды, которые напрямую использовались в доменном переделе. Себестоимость ТП слагалась из затрат на добычу руды и ее дробление. Вся добытая руда использовалась на внутреннем рынке.

В послевоенные годы потребность экономики страны в металле начала резко возрастать. В 1950 г. объем добычи руды составлял около 43 млн. т, в т.ч. 27 млн. т богатой и 16 млн. т бедной руды. Массовая доля железа в руде – около 54%. Для обогащения бедной руды на рудниках были построены дробильно-сортировочные фабрики. Суммарный выход ТП составил около 92%, ее себестоимость возросла на 10-12%.

В 1960 г. объем добычи руды уже с массовой долей железа 44,5% составил 142 млн. т. Объем производства ТП с массовой долей железа около 54,5% – 106 млн. т (около 75% от руды). Так как увеличение объемов добычи было достигнуто за счёт открытой разработки месторождений магнетитовых кварцитов с применением более производительной горной техники, то себестоимость добычи руды была существенно снижена. Строительство на рудниках, добывающих скарновые руды, цехов сухой магнитной сепарации и обогатительных фабрик, перерабатывающих магнетитовые кварциты, привело к увеличению себестоимости ТП на 12–15% (с учётом удешевления добычи руды).

Этот этап в развитии отечественной горнорудной промышленности характеризуется также строительством агломерационных фабрик суммарной мощностью 65 млн. т/год. Производство агломерата с основностью 1,2-1,25 существенно повысило металлургическую ценность ТП и, как следствие, её цену.

В последующие годы, в условиях увеличения потребности страны в металле, обеспечения экспортных поставок и снижения содержания железа в добываемой руде, объем добычи был увеличен до 420 млн. т в 1975 г., до 497 млн. т - в 1980 г.; до 532 млн. т - в 1990 г. Объем производства ТП при этом составил 210, 244 и 235 млн. т, соответственно. Суммарная мощность агломерационных фабрик была доведена до 150 млн. т/год, фабрик окомкования – до 68 млн. т/год. Доля агломерата и окатышей составила 93% от общего объема производства ТП. При этом объем добычи руды подземным способом снизился с 74 до 47 млн. т/год. Массовая доля железа в добываемой руде составила около 33%, выход ТП был снижен к 1990 г. до 44%.

Снижение содержания железа в руде и необходимость дальнейшего повышения качества концентратов потребовали увеличить глубину обогащения, что привело к дальнейшему снижению выхода концентрата и увеличению его себестоимости. Несмотря на более высокую металлургическую ценность агломерата и окатышей из богатых концентратов, разница между ценой и себестоимостью ТП начала постепенно снижаться. Высокая рентабельность работы ГОКов сохранялась за счет увеличения их производственных мощностей, а также благодаря низкой стоимости энергоресурсов. Последнее обстоятельство было обусловлено тем, что энергоснабжение предприятий осуществлялось в рамках существования регулируемой государством энергетической монополии, что приводило к замедлению роста цен на энергоресурсы, основной статьи затрат ГОКов.

После 1990-1992 гг. ситуация резко изменилась. По ряду причин потребность в металле уменьшилась практически вдвое. Это привело к тому, что объем добычи руды был снижен с 532

млн. т в 1990 г. до 330 млн. т в 1995 г. и до 270 млн. т в 2000 г. При этом объём производства ТП был снижен с 235 млн. т до 143 и 120 млн. т, соответственно. Начиная с 1994 г. цены на энергоресурсы резко возросли, практически до уровня мировых, а в отдельных регионах СНГ существенно их превысили. Экономические показатели работы ГОКов резко ухудшились, отдельные предприятия стали убыточными и были закрыты. В 2005 г. объём добычи руды незначительно возрос - до 300 млн. т., а начиная со второго полугодия 2008 г. – вновь понизился.

Сегодня сложно прогнозировать начало резкого подъёма потребления металла в СНГ, также как и уровень, до которого будет доведен объём его производства. Можно лишь предположить, что такого объёма как в 1990-1992 гг. в ближайшей перспективе ожидать не приходится. Надежды на увеличение экспортных поставок железорудного сырья (ЖРС) в страны дальнего зарубежья могут не оправдаться, так как во многих зарубежных странах, особенно Азии и Африки, ускоренными темпами ведётся проектирование и строительство новых предприятий и реконструкция действующих, с увеличением их мощностей. Отработка на этих предприятиях богатых руд с применением простых схем добычи и обогащения позволяет получить низкую себестоимость производства всех видов ТП, а значит – и преимущество на мировом рынке.

К настоящему времени проектные мощности действующих ГОКов и рудников СНГ составляют около 480 млн. т по руде в год, в том числе украинских – около 215 млн. т (45% от общего объёма). Причём, если проектные мощности предприятий Российской Федерации загружены на 87-92%, то в Украине – не более чем на 55-60%. В 1950 г. украинские предприятия производили около 70% ТП, в 1970 – 57%, в 1980 – 51%, в 1990 – 44%, в 2000 – не более 32%. Снижение доли производства ТП украинскими ГОКами с 1950 по 1990 гг. обусловлено вводом новых объектов в РФ (Лебединский, Михайловский, Костомукшский, Стойленский ГОКи) общей мощностью более 120 млн. т по руде в год. Снижение доли ТП в последующие годы обусловлено резким спадом объёма производства на ГОКах Украины и закрытием ряда рудников. В послекризисный период (к 2005 году) только Ингулецкий ГОК вышел на проектный уровень производства, а в РФ многие ГОКи – нарастили объёмы.

В 2006-2007 гг. многими ГОКами и металлургическими заводами СНГ были разработаны программы увеличения мощностей на действующих предприятиях и намечено строительство новых. В случае реализации этих программ к 2013-2015 гг. объём добычи руды составил бы около 550-560 млн.т/год, производство ТП – 240-245 млн. т/год. Начавшийся в 2008 г. мировой финансово-экономический кризис и очередной спад производства, приостановили реализацию намеченных программ.

Таким образом, к настоящему времени в железорудной подотрасли сложилась тяжёлая ситуация, требующая пересмотра подходов к её дальнейшему развитию. Возрастающая конкуренция на мировом рынке ЖРС и наличие свободных мощностей на действующих ГОКах, которые при необходимости могут обеспечить значительное увеличение объёмов производства ТП, позволяют сделать вывод о том, что первоочередная задача комбинатов состоит в существенном снижении себестоимости производства ТП и повышении её металлургической ценности, а значит и в увеличении разницы между ценой и себестоимостью.

Известно, что затраты на производство ТП состоят из затрат на добычу руды, её транспортировку на дробильные фабрики и пустой породы в отвалы, переработку руды с получением концентратов, окатышей или агломерата, складирование хвостов обогащения в шламохранилищах с подачей осветленной воды на обогатительные фабрики. Углубление карьеров и рудников, наращивание дамб действующих шламохранилищ или строительство новых, отвод земель, в том числе сельскохозяйственного назначения под отвалы и шламохранилища, с одной стороны, снижение содержания железа, особенно магнетитового, в добываемой руде и необходимость повышения качества концентратов – с другой, приводят к дальнейшему увеличению затрат на производство ТП.

Существенное снижение себестоимости ТП ГОКов может быть достигнуто только при снижении затрат на всех этапах её производства и комплексном решении проблемы.

На всех ГОКах СНГ, перерабатывающих магнетитовые кварциты, основной обогатительный процесс построен на магнитной сепарации в слабом поле, которая обеспечивает эффективное извлечение только магнетита; другие железосодержащие минералы теряются с хвостами. Извлечение $Fe_{\text{общ.}}$ (железо общее) на комбинатах зависит от отношения $Fe_{\text{общ.}}/Fe_{\text{магн.}}$ (железо

магнетитовое) в исходной руде и колеблется от 50 до 82%; выход концентрата - от 28-30 до 40-42%. Наиболее остро проблема повышения извлечения $Fe_{общ.}$ в концентрат проявилась на Михайловском ГОКе (РФ), на Центральном и Новокриворожском (из руды карьера 2 БИС) ГОКах Украины. Следует отметить большой объём исследований, направленных на доизвлечение гематита, особенно на Михайловском ГОКе, в руде которого отношение $Fe_{общ.}/Fe_{магн}$ практически равно 2, и где имеет место минимальное извлечение железа в концентрат в сравнении с другими ГОКами. Однако попытки доизвлечения гематита из хвостов обогащения (после выделения магнетита) с использованием высокоинтенсивных магнитных сепараторов, центробежных гравитационных аппаратов, флотации и других процессов и аппаратов не увенчались успехом. Это связано с тем, что, во-первых, содержание железа в хвостах гораздо ниже чем в руде, что требует при организации производства кондиционных концентратов увеличения стадий и приемов обогащения. Во-вторых, хвосты, выделенные в 1 стадии обогащения, представлены, главным образом, сростками, что требует их доизмельчения. В-третьих, массовая доля твёрдого в хвостовых пульпах составляет 4-6%, что требует введения операции сгущения. В-четвёртых, гематит и сидерит относятся к легкошламуемым минералам и в хвостах обогащения представлены, в основном, в тонкодисперсном состоянии, что предопределяет их низкую извлекаемость при использовании «механических» методов обогащения.

По нашему мнению, получить положительный эффект можно при изменении подхода к решению задачи - извлечение гематита осуществлять из руды, измельченной до требуемой крупности с минимальным ошламованием, а затем из хвостов осуществлять извлечение магнетита. Для оценки этого предложения выполнены исследования с использованием флотационно-магнитной технологии. Исследования выполнялись на руде Центрального ГОКа, состоящей из магнетита (29,3%), гематита (10,6%) и сидерита (4,8%). Массовая доля $Fe_{общ.}$ в руде составляла 33,3%; $Fe_{магн}$ - 21,2%; $Fe_{гем.}$ - 7,1%; $Fe_{карб.}$ - 2,3% и $Fe_{сил}$ - 2,7%.

Схема обогащения включала две стадии измельчения до 90-92% класса -0,071 мм, обесшламливания по зерну 0,02 мм, обработку класса -0,071...+0,02 мм реагентами и его флотацию с использованием машины пенной сепарации каскадного типа. В результате пенной сепарации был выделен концентрат с массовой долей $Fe_{общ.}$ 64,5%, в том числе $Fe_{магн}$ 50,8%; $Fe_{гем}$ 10,8 и $Fe_{карб.}$ 2,0%; выход концентрата составил 29,8%, извлечение железа 57,7%. Бедные хвосты сбрасывались, промпродукт с массовой долей $Fe_{общ.}$ 39,7% подвергался магнитной сепарации в слабом поле без доизмельчения и в один приём. Массовая доля $Fe_{общ.}$ в магнитном концентрате составила 64,3%, его выход 9,2%, извлечение 17,2%. Массовая доля $Fe_{общ.}$ в суммарном концентрате составила 64,4%, его выход - 39,0%, извлечение железа - 74,9%.

Следует отметить, что из руды такого состава на Центральном ГОКе по схеме магнитной сепарации и трёхстадиальном измельчении были получены концентраты с массовой долей $Fe_{общ.}$ 66,2% при выходе 30,2% и извлечении железа 60,0%. Так как в предлагаемой схеме использовалась двухстадиальная схема измельчения, то экономия электроэнергии практически полностью перекрыла затраты на флотореагенты, а сокращение фронта дешламации и магнитной сепарации - затраты на пенную сепарацию. В конечном итоге, увеличение выхода концентрата в 1,3 раза приводит к снижению себестоимости 1 т концентрата в 1,24 раза.

Концентраты магнитного обогащения ($Fe_{общ.}$ 66,2 и SiO_2 6,43%) и флотационно-магнитного ($Fe_{общ.}$ 64,4 и SiO_2 4,70%) были подвергнуты окомкованию и обжигу. В результате были получены нефлюсованные окатыши с массовой долей $Fe_{общ.}$ 64,22% и SiO_2 6,97%; $Fe_{общ.}$ 64,93% и SiO_2 5,47%, соответственно. То есть, качество окатышей из концентрата флотационно-магнитного обогащения, состоящего из магнетита, гематита и сидерита выше, чем из магнитного, состоящего из магнетита, а значит выше и их цена.

В настоящее время Южный, Новокриворожский и Ингулецкий ГОКи добывают около 57 млн. т магнетитовой руды и вывозят в отвалы около 38 млн. т попутно добываемой гематитовой руды. Затраты на добычу, транспортировку и складирование гематитовой руды ложатся на себестоимость магнетитовой. При вовлечении в переработку гематитовой руды себестоимость добычи будет снижена в 1,3-1,5 раза (в среднем по трём комбинатам).

При наличии значительных запасов магнетитовых руд и низкой стоимости энергоресурсов в прошлые годы, проблеме обогащения гематитовых руд уделялось второстепенное внимание. В проекте Криворожского ГОКа окисленных руд (КГОКОР) положительные экономические

показатели достигались при нулевой стоимости руды, двухстадиальной схеме измельчения и использовании высокоинтенсивных магнитных сепараторов. Применение такой схемы обогащения должно было обеспечить получение концентратов с массовой долей железа 61% при его извлечении 70%. Себестоимость 1 т концентрата, при нулевой стоимости руды, составляет 91,8 гривен (в ценах 2005 г.). При введении операции флотационного дообогащения промпродукта I стадии высокоинтенсивной магнитной сепарации (ВИМС) возможно получать концентраты с массовой долей железа 63,0% при его извлечении 73,0%. Себестоимость 1 т концентрата возрастает до 118 гривен. При флотационной доводке концентрата ВИМС (61% железа) можно получать концентраты с массовой долей железа 66,0% при его извлечении 67,4% и себестоимости 132,1 гривен. С учётом стоимости руды себестоимость 1 т концентрата возрастает до 111,2; 137,2 и 153,8 гривен, соответственно.

При использовании флотационно-магнитной схемы с постадийным выводом концентратов и сбросом хвостов массовая доля железа в концентрате составляет 64,8% при его извлечении 75,4%. Себестоимость 1 т концентрата, с учётом стоимости руды, составляет 105,5 гривен, что гораздо ниже, чем при использовании ранее разработанных магнитной и магнитно-флотационных схем. Более того, себестоимость производства концентратов из гематитовой руды ниже, чем концентратов, полученных из магнетитовой, содержащих около 66,5-67,0% Fe_{общ.}

Таким образом, вовлечение в переработку попутнодобываемых гематитовых руд и доизвлечение гематита и сидерита из магнетитовых руд позволяет снизить себестоимость производства концентратов и окатышей. При этом на первом этапе снижается объём добычи руды, а на втором - повышается объём производства ТП без увеличения достигнутого объёма добычи магнетитовой руды.

Второе направление - снижение затрат в переделе обогащения магнетитовых руд. В настоящее время крупность дроблёной руды на большинстве ГОКов составляет 94-97% класса -25 (20) мм. При снижении крупности руды до 16 мм производительность головных мельниц возрастает на 10-13%, до 12 мм - на 17-18%, до 8 мм - на 25-30%. Однако при таком повышении производительности головных мельниц, проявится недостаточность фронта измельчения во II и III стадиях для получения требуемой конечной крупности, обеспечивающей сохранение качества концентратов. Поэтому производительность секции может быть увеличена на 7-8; 12-14 и 18-20%, соответственно. Так как затраты на дробление ниже, чем на измельчение в 3-5 раз, то снижение крупности дроблёной руды экономически целесообразно.

Магнетитовые кварциты имеют в основном слоистую текстуру, что позволяет уже на стадии дробления обеспечить сброс в хвосты определённого количества нерудных, окисленных и малорудных слоёв, нерудных минералов и бедных сростков. Однако применяемая на ряде ГОКов сухая магнитная сепарация (СМС) представляет собой малоэффективный процесс. При снижении крупности дроблёной руды показатели СМС ухудшаются. Для существенного повышения эффективности предобогащения разработана комбинированная технология, обеспечивающая достижение показателей близких к теоретически возможным. Чем ниже крупность дроблёной руды, тем выше показатели предобогащения. Технология испытана в полупромышленных условиях на рудах пяти ГОКов и в промышленных условиях - на Стойленском ГОКе и реализована в проектах строительства 4 секции на Стойленском ГОКе и трёх новых комбинатах.

Снижение крупности дроблёной руды до 12 (10) мм и применение операции комбинированного предобогащения позволяют осуществить перевод схем обогащения с трёх стадий измельчения на две и, как следствие, снизить себестоимость передела на 23-25%.

Ещё в 1980-х годах была определена оптимальная глубина обогащения руд Украины, обеспечивающая максимальный сквозной экономический эффект от добычи руды до получения чугуна (от массовой доли железа 66,0% для руд Полтавского ГОКа и до 68,0% - для руд Центрального ГОКа, для остальных - 67,3-67,7%). В условиях повышения стоимости энергоресурсов оптимальное содержание железа в концентратах должно быть увеличено до 68,0-69,0%. Повышение содержания железа приводит к незначительному снижению извлечения Fe_{магн} и значительному - Fe_{общ.}; выход концентрата снижается на 0,8-1,2% на каждый 1,0% прироста Fe_{общ.}. Если же повысить массовую долю Fe_{общ.} до 70% из магнетитовых руд и до 67,5-68,0% из гематитовых, то можно исключить из схемы получение высококачественной стали дорогостоящий и экологически вредный доменный передел, заменив его процессом металлзации. Повышение

качества концентратов, содержащих 65,5-66,0%, до 70% железа при обогащении по стандартной схеме с увеличением тонкости помола приведёт к снижению выхода концентратов на 3,0-4,5% и повышению себестоимости передела обогащения на 25-30%.

Выполненные исследования показали возможность снижения затрат на производство суперконцентратов. Для легко и среднеобогатимых руд рациональной представляется схема с тонким грохочением после II стадии измельчения. Для домола надрешётного продукта потребуется одна мельница на 2-3 секции. Возможен и вариант с возвратом надрешётного продукта в операцию предобогащения дробленой руды. Для трудно и весьма труднообогатимых руд необходимо использовать флотационную доводку концентратов магнитного обогащения. Гранулометрический состав и распределение железа по классам крупности позволяет выделить тонким грохочением и гидросепарацией около 75-80% по выходу промежуточного класса (-0,045... + 0,02 мм), из которого магнитной сепарацией можно получать концентрат, содержащий 69,7-70,3% железа. Надрешетный продукт (7-12% по выходу) необходимо доизмельчить и совместно со сливами гидросепарации подвергнуть магнитному обогащению, а затем флотации. Количество концентрата, направляемого на флотацию, составит не более 14-15% от рядового концентрата. Массовая доля железа во флотоконцентрате может изменяться от 68 до 71% в зависимости от реагентного режима. Техничко-экономические расчёты показали, что себестоимость доводки рядового концентрата по предлагаемой технологии ниже на 25%, чем по схеме магнито-флотационной доводки с доизмельчением всего объёма рядового концентрата (ТЭР выполнен на качество концентрата 69,1%).

В заключение следует отметить, что реализация только вышеприведённых направлений позволит существенно снизить себестоимость товарной продукции и повысить ее металлургическую ценность, а значит и рентабельность работы ГОКов. Это, в свою очередь, позволит достичь преимущества на мировом рынке ЖРС и приступить к реализации второго этапа - увеличению объёмов производства высококачественной товарной продукции.