

А.Ф.ЗАКХРОВ, Н.А.ВЕЧЕР, А.Н.ЛІКОІЦ В  
Г.М.РУДЛІНСКИЙ, Л.Н.ЦІМБАЛЕНКО, З.І.ЦУКЕРУНІК

# КАЧКАНАРСКИЙ ВАНАДИЙ

А. Ф. Захаров, Н. А. Вечер, А. Н. Леконцев,  
П. М. Рудницкий, Л. Н. Цимбаленко,  
З. Г. Цукерник

# КАЧКАНАРСКИЙ ВАНДАЛІЙ

Под редакцией В. И. ДОВГОПОЛА  
и Н. Ф. ДУБРОВА

*Средне-Уральское Книжное Издательство Свердловск 1964*

В книге освещены вопросы проектирования, сооружения, механизации и автоматизации процессов, технологии и экономики добычи, обогащения, окускования и металлургической переработки комплексных железо-ванадиевых руд, свойства, применение и перспективы расширения использования ванадия.

В книге показано значение Качканара для развития черной металлургии на Среднем Урале и ванадиевого производства в нашей стране, его роль в техническом прогрессе металлургии, машиностроения и в ускорении построения материально-технической базы коммунизма.

В книге обобщен многолетний опыт Чусовского металлургического завода, освещены первые результаты окускования и металлургического передела качканарского концентратата и анализируются пути дальнейшего развития и совершенствования технологии ванадиевого и конверторного производства.

Книга предназначена для широкого круга инженерно-технических работников и квалифицированных рабочих горнорудной, металлургической и машиностроительной промышленности. Она может быть полезна также студентам вузов, учащимся техникумов, пропагандистам и лекторам.

Рецензент инженер Н. И. Арясов.

## О ГЛАВЛЕНИЕ

<b>ПРЕДИСЛОВИЕ</b>	<b>3</b>
<b>ГЛАВА I. РУДЫ, СОДЕРЖАЩИЕ ВАНАДИЙ</b>	<b>13</b>
1. Открытие ванадия и его распространение в земной коре	13
2. Месторождения ванадийсодержащих руд в СССР	17
3. Качканарские месторождения титаномагнетитовых руд	22
4. Разработка качканарских месторождений	30
<b>ГЛАВА II. ПОДГОТОВКА КАЧКАНАРСКИХ РУД К ПЛАВКЕ</b>	<b>42</b>
1. Выбор технологической схемы обогащения руд	42
2. Обогатительная фабрика	48
3. Выбор технологической схемы окискования-спекания концентрата	69
4. Фабрика окискования концентрата	80
<b>ГЛАВА III. ЭФФЕКТИВНОСТЬ И РЕНТАБЕЛЬНОСТЬ РАЗРАБОТКИ КАЧКАНАРСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ</b>	<b>83</b>
<b>ГЛАВА IV. ДОМЕННЫЙ ПЕРЕДЕЛ</b>	<b>96</b>
<b>ГЛАВА V. ДЕВАНАДАЦИЯ ЧУГУНА</b>	<b>112</b>
1. Сущность процесса	112
2. Технология деванадации на Нижне-Тагильском металлургическом комбинате	122
3. Планировка и оборудование кислородно-конверторного цеха № 1	142
4. Схема и режим работы кислородно-конверторного цеха № 1	149
<b>ГЛАВА VI. СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫЙ ПЕРЕДЕЛ</b>	<b>154</b>
1. Производство стали в кислородных конверторах	154
2. Качество кислородно-конверторной стали	166
3. Планировка и оборудование кислородно-конверторного цеха № 2 НТМК	170
4. Некоторые показатели работы цеха № 2	178
5. Временное производство стали в конверторном цехе № 1	181
<b>ГЛАВА VII. ВАНАДИЕВОЕ ПРОИЗВОДСТВО</b>	<b>183</b>
1. Принципиальные основы схем извлечения ванадия из рудного сырья за рубежом и в СССР	183
2. Ванадиевое производство НТМК	198
3. Извлечение ванадия из фосфористых чугунов	204

<b>ГЛАВА VIII. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ КАЧКА-НАРСКИХ РУД</b>	208
<b>ГЛАВА IX. ПРИМЕНЕНИЕ ВАНАДИЯ</b>	213
1. Ванадий — важный фактор ускорения создания материально-технической базы коммунизма . . . . .	213
2. Свойства ванадия . . . . .	216
3. Легирование ванадием стали . . . . .	222
4. Легирование ванадием чугуна . . . . .	229
5. Ванадиевые сплавы . . . . .	230
<b>ГЛАВА X. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ВАНАДИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА</b>	235
1. Ввод первых очередей качканарского комбината и конверторного цеха НТМК . . . . .	235
2. Условия работы в ближайшие годы и перспективы развития . . . . .	246
3. Дальнейшее совершенствование извлечения ванадия .	249
4. Перспективы дальнейшего увеличения применения и покрытия потребности страны в ванадии . . . . .	250
<b>ГЛАВА XI. ОПЫТ ЧУСОВСКОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА</b>	252
1. Возникновение и развитие ванадиевого производства .	252
2. Технология доменной плавки . . . . .	260
3. Деванадация чугуна . . . . .	271
4. Опытный передел качканарских руд в 1958 г. . . . .	283
5. Предварительные результаты передела качканарских руд в 1963 г. . . . .	286
6. Специализация и кооперирование ванадиевого производства . . . . .	293
<b>ЛИТЕРАТУРА</b>	299

### Замеченные опечатки

Страница	Строка	Напечатано	Должно быть
87	7 снизу	стр. 86)	стр. 88)
220	20 снизу	восьми-десятипроцентного	восьмидесятипроцентного
229	11 сверху	дает	даст
242	21 сверху	0,56%, ;	0,056%
291	1 снизу	в нем закиси железа	закиси железа в шлаке

Заказ 77

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Трудно переоценить значение Качканарских месторождений титаномагнетитовых железо-ванадиевых руд для развития черной металлургии на Среднем Урале, расширения производства и применения ванадия в стране, развития химии, подъема сельского хозяйства, для технического прогресса страны, ускорения создания материально-технической базы коммунизма.

Строительство Качканарского горнообогатительного комбината было начато по решению XX съезда КПСС.

Седой Урал богат подземными кладовыми полезных ископаемых, содержащих более половины всех известных по таблице Д. И. Менделеева элементов. Много десятков месторождений полезных ископаемых Урала имеют большое промышленное значение. Так, например, Тагило-Кушвинское месторождение — железные руды горы Высокой и горы Благодать — с начала XVIII века питали старый Нижне-Тагильский и другие заводы Среднего Урала и продолжают еще давать сырье для домен Нижне-Тагильского металлургического комбината.

Однако в последние годы, несмотря на расширение добычи местных руд, комбинату приходится в значительном количестве завозить железные руды из Казахстана, с Соколовско-Сарбайского месторождения. Вынужденный переход на подземную добычу и применение дальнепривозной железной руды повысили себестоимость чугуна и стали.

В последнее время железорудная база тормозит развитие Нижне-Тагильского металлургического комбината.

В одной из богатейших подземных кладовых Урала, вблизи Нижнего Тагила, разведаны многомиллиардные запасы комплексных титаномагнетитовых железо-ванадиевых руд, которые могут на два столетия надежно обеспечить потребность в руде Нижне-Тагильского комбината и Чусовского металлургического завода при значительном увеличении годовой выплавки чугуна и стали. Попутно извлекаемый из руды ценный металл — ванадий — сильно удешевляет себестоимость всей металлургической продукции комбината. Но самое главное — это огромное значение ванадия для технического прогресса металлургии, машиностроения, производства коррозиостойких и жаропрочных сплавов и сталей для большой химии и новых отраслей техники.

Быстрое развитие химического и транспортного машиностроения, а также новейшие отрасли техники, предъявляют к черной металлургии все возрастающие требования на нержавеющие, кислотостойкие, жароупорные и конструкционные стали и сплавы.

Заводы черной металлургии совместно с научно-исследовательскими институтами должны решить эту задачу. Следует усилить поиски, разработку, опробование и внедрение нержавеющих, кислотостойких, жароупорных сталей и сплавов с максимально возможной заменой ванадием дефицитных легирующих элементов: молибдена, никеля, вольфрама.

Отходы с различных переделов ванадиевого производства обладают большой основностью и микроэлементами (ванадий, марганец), а потому могут быть использованы в качестве удобрений для ряда сельскохозяйственных культур.

Качканарские месторождения титаномагнетитовых железо-ванадиевых руд известны уже более двухсот лет, но в царской России не было необходимой техники для рентабельного обогащения руды с содержанием железа лишь 16%. В стране не было ферросплавной промышленности, в том числе и произ-

водства феррованадия, который импортировался из-за границы. Более того, до середины тридцатых годов мы вынуждены были ввозить ванадий из-за рубежа. В то время наша страна не была в состоянии строить такие обогатительные комбинаты, как Качканарский. Не было оборудования для добычи и транспортировки руды, не было кадров рабочих и специалистов.

Когда в тридцатых годах у нас возник вопрос об организации собственного производства ванадия, проблему пришлось решать на базе кусинско-первоуральских руд, значительно более богатых по содержанию железа и ванадия. Было организовано небольшое ванадиевое производство на Чусовском металлургическом заводе. Сейчас мы уже имеем возможность поставить бедные качканарские руды на службу коммунистическому строительству. Это достигнуто благодаря техническому прогрессу, мощному развитию советской науки и техники, в особенности за последнее десятилетие.

Без Уралмашзавода, без тех мощных, высокопроизводительных, прекрасных машин, которые он выпускает, была бы немыслима рентабельная эксплуатация Качканара. Эти машины позволили во много раз повысить производительность труда и снизить себестоимость добычи, транспортировки, обогащения, окискования и металлургического передела качканарской железо-ванадиевой руды.

Теперь уже практически доказано, что «бедные» качканарские железо-ванадиевые руды дают возможность получения более дешевого чугуна, стали и ванадия, чем более «богатые» кусинско-первоуральские руды.

Еще пять лет назад ученые обсуждали «проблемы» Качканара, много спорили по вопросу о том, стоит или не стоит добывать «бедную» качканарскую руду, выгодно ли строить комбинат для ее обогащения. Сейчас уже Качканарский горно-обогатительный комбинат — крупнейшее предприятие семилетки — построен и нормально работает. И речь сегодня идет уже о других более конкретных делах: о дальнейшем повышении производительности труда на руднике и обогатительной фабрике, о внедрении более производительных буровых стан-

ков, более эффективных средств для взрываия горной массы, более мощных экскаваторов для ее погрузки, более дешевых видов транспорта руды и концентрата, более совершенных способов ее обогащения, окускования и металлургического передела.

На Качканарском комбинате нет паровозов, уже сейчас электровозы перемещают тяжелые составы руды на обогатительную фабрику, грузовые и пассажирские составы между Качканаром и Нижним Тагилом. Скоро тепловозы останутся только в карьере, а электровозы будут доставлять всю руду на обогатительную фабрику, где мощное оборудование превращает ее в «богатейший» концентрат с содержанием железа в 63—65%.

Такой концентрат получен на качканарской обогатительной фабрике уже в первые месяцы ее работы, причем содержание пятиокиси ванадия в концентрате оказалось на 37% выше, чем намечалось по проекту. Сейчас уральские ученые упорно работают над усовершенствованием способов обогащения, окускования и металлургического передела, дальнейшего снижения себестоимости и повышения качества качканарской железо-ванадиевой руды.

Наличие ванадия в составе комплексной качканарской руды — важнейшая ее особенность. К тому же руда отличается высокой основностью, чистотой по содержанию вредных примесей. Не менее важным является то, что огромные много-миллиардные запасы руды выходят на дневную поверхность с весьма небольшим коэффициентом вскрыши. Это позволяет всю добчу руды вести только открытыми работами с применением наиболее высокопроизводительных машин. А это имеет огромное значение.

На июньском (1963 г.) Пленуме ЦК КПСС подчеркивалось: «Надо воспитать у каждого труженика ясное понимание того, что обеспечение высшей производительности труда — всенародная задача, главное условие построения коммунизма...» Это положение красной нитью проходит через всю книгу. Авторы показывают, насколько и почему производительность

труда на добыче качканарской руды и получении из нее окускованного концентрата выше, а себестоимость ниже, чем на всех других отечественных горнорудных предприятиях. Показывают, каким образом самая бедная по содержанию железа руда превращается в богатый железо-ванадиевый концентрат, агломерат и окатыши, почему затраты труда на производство и себестоимость одной тонны железа и ванадия из качканарской руды будут ниже, чем на других горнообогатительных комбинатах страны. Показывают, насколько и почему производительность труда на выплавке стали в нижне-тагильских кислородных конверторах будет выше, а себестоимость стали и ванадия ниже, чем на других отечественных металлургических заводах, во всех других сталеплавильных агрегатах.

При полном развитии Качканарского и Нижне-Тагильского комбинатов будет достигнут быстрый темп роста ежегодных накоплений, которые превзойдут почти в десять раз накопления Нижне-Тагильского комбината за 1962 год. При полном развитии Качканарский ГОК и НТМК будут ежегодно приносить государству огромные прибыли, которые в короткий срок не только окупят все капитальные затраты на создание этих предприятий, но и значительно увеличат фонды нашей страны для быстрого развития важнейших отраслей народного хозяйства: химии, сельского хозяйства и на повышение материального благосостояния трудящихся, создающих материально-техническую базу коммунизма.

Материалы книги воспитывают не только у горняков и металлургов, а у всех советских людей чувство уважения к нашим ученым, проектировщикам, строителям, эксплуатационникам и гордость за то, что они сумели экономично из самой бедной руды получить богатый, с высоким содержанием железа и ванадия, концентрат, а из него — чугун, кислородно-конверторную сталь и ванадий, себестоимость которых будет наиболее низкой в нашей стране при наивысшей производительности труда.

«Всеми силами идейного воздействия необходимо воспитывать коммунистическое отношение к общественному богатству, ...воспитывать стремление приумножать богатства Родины,

выпускать продукцию высокого качества, снижать ее себестоимость, вести непримиримую борьбу против бесхозяйственности и расточительства...». Это указание июньского (1963 г.) Пленума ЦК КПСС имеет прямое отношение не только к горнякам Качканара и металлургам Нижнего Тагила, но и ко всем труженикам, которые в других районах нашей страны создают горнообогатительные комбинаты, metallurgические агрегаты, высокопроизводительные кислородные конверторы, установки непрерывной разливки стали.

«Предметом особой заботы партии,— говорил Н. С. Хрущев в докладе на декабрьском (1963 г.) Пленуме ЦК КПСС,— является повышение экономической эффективности производства. Надо лучше использовать основные производственные фонды, сокращать сроки строительства промышленных объектов, быстрее осваивать их мощности, улучшать качество продукции. Мы должны дать широкий простор развитию наиболее прогрессивных направлений в технике и важнейших отраслей народного хозяйства в целом».

Всемерное развитие Качканарского ГОКа и повышение удельного веса его продукции в рудном балансе НТМК в полной мере отвечают этим требованиям.

Рост производства, снижение себестоимости ванадия и отпускных цен на все ванадиевые продукты позволяют неуклонно из года в год повышать весьма экономичное их применение в металлургии, машиностроении, новейших отраслях техники, химии, сельском хозяйстве и других важных отраслях народного хозяйства.

Первые шаги вновь созданных предприятий во втором полугодии 1963 г. показали реальную осуществимость предусмотренной по проекту технологии; извлечение ванадия из качканарских руд фактически превышает проектные данные, что еще в большей мере увеличивает высокую экономическую эффективность Качканарского и Нижне-Тагильского комбинатов.

В мирном экономическом соревновании с капиталистическими странами труженики Среднего Урала, а вместе с ними

трудящиеся всей страны одержали крупную победу — по велению партии в короткие сроки построены два крупнейших предприятия.

Качканарский горнообогатительный комбинат дал уже первые сотни тысяч тонн высококачественного концентраты, а Нижне-Тагильский кислородно-конверторный цех выдал первые эшелоны кислородно-конверторной стали.

Оба предприятия тесно между собой связаны по характеру производства, оба объекта — это наша юность.

На обоих предприятиях гордо реют красные вымпелы: «Всесоюзная ударная комсомольская стройка». Они созданы трудом комсомольцев, прибывших на стройки по путевкам из всех районов страны.

Предприятия сейчас еще очень молоды. Но они скоро преодолеют «детские болезни» периода освоения производства, наберут силы, возмужают. Во все увеличивающихся количествах будут давать сталь и ванадий.

Нашим ученым, проектировщикам и строителям предстоит решить еще одну немаловажную задачу. Современные социалистические металлургические предприятия должны быть оборудованы наиболее совершенными системами очистки отходящих газов, сточных вод, с соблюдением всех санитарно-технических требований, и иметь охранные зоны зеленых насаждений.

Это является первым условием, определяющим возможность дальнейшего развития и расширения Нижне-Тагильского металлургического комбината имени В. И. Ленина.

Опережающее развитие Качканарского горно-обогатительного комбината как основной рудной базы НТМК — втрое условие.

Интенсификация всех технологических процессов в действующих металлургических агрегатах, а на этой основе повышение их производительности, снижение себестоимости продукции и повышение общей рентабельности — третье условие, определяющее высокие темпы развития Нижне-Тагильского и Качканарского комбинатов.

На строительстве, пуске, наладке и освоении производства первой очереди Качканарского комбината и кислородно-конверторного цеха Нижне-Тагильского комбината выросли многие сотни людей, проявивших подлинный трудовой героизм и своим самоотверженным творчески-инициативным трудом содействовавших окончанию в короткие сроки строительства этих двух крупнейших объектов.

Много труда и творческой инициативы вложили в создание технологии и разработку проектов добычи, обогащения, окискования и металлургического передела качканарской руды исследователи и проектировщики научно-исследовательских и проектных институтов: «Уралгипроруда» (М. В. Ильин, Л. Н. Цимбаленко, Б. С. Шерман), «Уралмеханобр» (Г. И. Сладков, Д. С. Неустроев, А. Е. Машаров), «Гипромез» (С. В. Губерт); «Уралгипромез» (С. М. Борисов, Н. А. Германов, П. М. Рудницкий), Уральский институт черных металлов (Н. Ф. Дубров, А. А. Фофанов, А. И. Пастухов, М. И. Гольдштейн) и другие.

Умело маневрировали ресурсами, направляли усилия и руководили коллективами строителей и монтажников тресты: «Качканаррудстрой» (Ф. Н. Карлюков, А. Ю. Булатов, Е. А. Козлов), «Тагилстрой» (Д. Е. Кузьменко, И. М. Беньяминович, Ф. Б. Шапиро), «Уралспецстрой» (А. И. Бруханский); «Востокметаллургмонтаж» (Н. И. Черкасский, Н. В. Кузьмин), «Уралэлектромонтаж» (В. И. Поздняков).

В организации и ускорении исследовательских работ, проектирования, строительства, подготовке объектов к пуску и налаживании производства в Качканаре и Нижнем Тагиле большую помощь оказали: Средне-Уральский совнархоз (А. Ф. Захаров, В. Г. Вершинин, Н. А. Вечер, Ф. А. Хилькевич, М. М. Горшколепов), Нижне-Тагильский металлургический комбинат (С. В. Макаев, Е. З. Фрейдензон, В. Г. Удовченко, Ю. В. Торшилов, В. Т. Баранов, С. А. Донской), Качканарский ГОК (Е. А. Кандель, С. Л. Мясник, Г. З. Трунов).

За ходом строительства, монтажа и пуска обоих объектов с неослабным вниманием все время следил Центральный Ко-

митет партии. Свердловский областной промышленный комитет КПСС и Средне-Уральский СНХ сконцентрировали на этих двух ударных стройках людские, материально-технические и денежные ресурсы Среднего Урала. Партийные и комсомольские организации Нижнего Тагила и Качканара (Е. В. Юдин, Г. В. Колбин, А. А. Покровский, П. А. Рыбаков, Н. А. Новоселов, Ф. Т. Селянин, А. С. Гончаров) получили на этих стройках большую организационно-политическую закалку. Они отдали много сил и энергии работе со строителями и монтажниками.

Уральцы гордятся подлинными трудовыми подвигами многих бригад плотников, арматурщиков, бетонщиков, монтажников, возглавляемых бригадирами-новаторами (Н. В. Щепотин, В. А. Стукалова, Н. В. Беляев, Н. А. Вахрушев, Ю. Ф. Азаранко, А. В. Мурашев, М. Ф. Кожевников, Г. Г. Глой и многие другие).

Центральный Комитет КПСС и Совет Министров СССР сердечно поздравили строителей, монтажников и работников кислородно-конверторного цеха на Нижне-Тагильском металлургическом комбинате и первой очереди Качканарского горно-обогатительного комбината с большой трудовой победой — завершением строительства и вводом в действие этих важных объектов.

В приветствии ЦК КПСС и Совета Министров СССР подчеркивается, что достигнутые тружениками Урала успехи в выполнении в короткий срок большого объема строительно-монтажных и пуско-наладочных работ служат примером высокого трудового героизма и творческой активности по выполнению принятой XXII съездом КПСС величественной программы строительства коммунизма в нашей стране.

«Ввод в действие этих производств, основанных на прогрессивной технике и технологии, является крупным вкладом в дело технического прогресса черной металлургии СССР и решения проблемы комплексного использования железных руд Урала для выплавки стали и ценного металла — ванадия...

ЦК КПСС и Совет Министров СССР выражают твердую

уверенность в том, что рабочие и инженерно-технические работники Нижне-Тагильского металлургического и Качканарского горно-обогатительного комбинатов в ближайшее время освоят проектные мощности кислородно-конверторного цеха и комплекса горно-обогатительного оборудования, а строители и монтажники, используя накопленный опыт, обеспечат быстрейшее окончание строительства и ввод в эксплуатацию цеха хромомагнезитовых и форстеритовых изделий, агломерационной фабрики и других объектов на этих комбинатах».

Сооружая эти объекты, труженики Среднего Урала постоянно чувствовали заботу и помошь Центрального Комитета партии и советского правительства. Им помогала вся страна. Благодаря этому колоссальные объемы работ выполнены в рекордно короткие сроки.

В ответ на высокую оценку их работы трудящиеся Нижне-Тагильского и Качканарского комбинатов обещали Центральному Комитету партии и Совету Министров СССР в короткие сроки освоить проектные мощности крупнейшего в стране кислородно-конверторного цеха и первой очереди Качканарского горно-обогатительного комбината. Строители обещали, не снижая темпов, завершить строительство объектов второй очереди и выполнять все задания, которые будут на них возложены.

Нет сомнения в том, что уральцы свои обещания выполнят. Качканарский и Нижне-Тагильский комбинаты в ближайшие годы станут предприятиями, достойными эры коммунизма.

Указом Президиума Верховного Совета СССР от 16 июня 1964 г. за успехи, достигнутые при строительстве и освоении кислородно-конверторного цеха и первой очереди Качканарского горно-обогатительного комбината, 294 наиболее отличившихся работника награждены орденами и медалями Советского Союза. За особо выдающиеся производственные успехи управляющему трестом «Тагилстрой» Д. Е. Кузьменко, бригадирам С. А. Минько, В. С. Митягину, А. В. Мурашеву и машинисту крана В. А. Пушкареву присвоено высокое звание Героя Социалистического Труда с вручением ордена Ленина и медали «Серп и Молот».

*В. И. Довгополь*

# *Г л а в а I*

## РУДЫ, СОДЕРЖАЩИЕ ВАНАДИЙ

### 1. ОТКРЫТИЕ ВАНАДИЯ И ЕГО РАСПРОСТРАНЕНИЕ В ЗЕМНОЙ КОРЕ

Ванадий был открыт в 1801 г. мексиканским профессором химиком и минералогом А. М. Дель Рио, борцом за свободу своей родины, который обнаружил в минералах свинцовой руды новый, ранее неизвестный элемент и назвал его эритро нием (эритрос по-гречески — красный).

Позднее, в 1831 г., шведский физико-химик Сефстром обнаружил присутствие этого же элемента в пробах железной руды. Новый элемент был назван ванадием по имени легендарной северной богини красоты Ванадис [1].

В России ванадий был найден в 1834 г. в свинцовой руде Березовского рудника на Урале [2], а в 1839 г. — инженером Шубиным в пермских медиистых песчаниках [3].

Английский химик Роско в 1867 г. впервые получил из медных руд небольшое количество серебристо-белого металлического порошка ванадия, исследовал и описал его химические свойства [4]. Исследования Роско были высоко оценены Д. И. Менделеевым.

Пятиокись ванадия ( $V_2O_5$ ) — кристаллический порошок от желто-оранжевого до буро-красного цвета.

Йодид ванадия ( $VJ_4$ ) возгоняется при невысоких температурах и нацело диссоциирует около  $1000^\circ$  на элементарный йод и металлический ванадий, что и используется для получения чистого ковкого ванадия [5].

Металлический ковкий ванадий впервые получили Д. Марден и М. Рич в 1927 г. путем восстановления пятиокиси ванадия кальцием. Пластичность металла достигается лишь при

достаточно низком содержании в нем углерода, водорода, кислорода, азота и других примесей.

На земном шаре известно более 65 содержащих ванадий минералов комплексных железных, свинцовых, медных, цинковых и других руд. Ванадий обнаружен в золе от сжигания нефти и асфальтита, в доменных шлаках.

Распространение ванадия в земной коре изучено и рассмотрено в трудах советских ученых А. Е. Ферсмана [6], А. Н. Заварицкого [7], В. М. Гольдшмидта [8], А. А. Саукова [9].

**Из ванадиевых минералов практическое значение имеют [10]:**

Название минерала и его химическая формула	Содержание пятиокиси ванадия, %	Удельный вес	Цвет	Структура
Патронит ( $VS_2$ или $V_2S_5$ )	19—25	2,65—2,71	Зеленовато-черный	Плотная с раковистым изломом
Роскоэлит ( $2K_2O \cdot 2Al_2O_3[Mg, Fe] \cdot O \cdot 3V_2O_5 \cdot 10SiO_2 \cdot 4H_2O$ )	32,4	2,97	Коричневый, зеленовато-коричневый	Слюдяная, тонкие чешуйки и волоконца в песчаниках
Карнотит ( $K_2[VO_2] \cdot [VO_3] \cdot 3H_2O \cdot V_2O_5$ )	19,8	3,71—4,46	Желтый с золотистым или зеленоватым оттенком; блеск матово-шелковистый	Землистые агрегаты, корочки
Ванадинит ( $[VO_4]_3 \cdot Pb_6 \cdot Cl$ )	19,4	6,7—7,23	Красный, желтовато-коричневый	Кристаллическая, плотные волокнистые корочки. Излом раковистый
Купрэдеклуазит ( $[Pb, Cu][VO_4] \cdot OH$ )	17,41	6,1	Зеленовато-коричневый	Кристаллическая, плотная с лучистыми волокнами
Деклуазит ( $[Zn, Cu] \cdot Pb[VO_4] \cdot OH$ )	22,7	5,9—6,2	Вишнево-красный до коричневого и черного	Кристаллическая с плотными волокнами

По среднему содержанию в земной коре ванадий (0,015% весовых) превосходит содержание меди (0,01%), никеля

(0,008%), цинка (0,005%), олова (0,004%), свинца (0,0016%), молибдена (0,0003%), вольфрама (0,0001%) [9].

Ванадий, однако, весьма редко встречается в концентрированных рудах, он содержится в виде следов или небольших количествах во многих рудах.

Важнейшим источником получения ванадия являются не собственно ванадиевые руды, а комплексные руды других металлов (например, титаномагнетиты, оолитовые железняки, бокситы).

Месторождения собственно ванадиевых руд имели практическое значение в мировой промышленности до и во время второй мировой войны. В настоящее время они утратили свое значение, так как ванадий предпочитают попутно получать более экономичным путем из комплексных ванадийсодержащих руд других полезных ископаемых.

Промышленные ванадиевые руды можно классифицировать следующим образом:

Группа руды и других полезных ископаемых, содержание в них пятиокиси ванадия	Подгруппа
A. Собственно-ванадиевые руды $V_2O_5 \geq 3,0\%$	Роскоэлитовые руды
B. Комплексные ванадийсодержащие руды: 1. Цветных и редких металлов $V_2O_5 > 1,0\%$ 2. Черных металлов $V_2O_5 < 1,0\%$	a) Карнотитовые б) Ванадинитовые в) Бокситы  а) Магнетиты б) Титаномагнетиты в) Оолитовые бурье железняки  а) Асфальтиты б) Битумы в) Горючие сланцы, угли г) Фосфориты

На территории СССР известен ряд асфальтитовых месторождений с величиной зольности 2,5—3%. В этой золе содержание пятиокиси ванадия достигает 7—15% [4]. Роскоэлитовые месторождения имеются в США и в СССР.

Комплексные карнотитовые руды Колорадского плато (западная часть США) и Катанги (Конго) разрабатываются в послевоенные годы в очень крупных масштабах (несколько миллионов тонн в год).

После обжига измельченной карнотитовой руды с щелочными добавками (рис. 1) обожженный горячий материал обрабатывают содовыми растворами [11]. Соли ванадия накапливаются в оборотных растворах, из которых после добавки хлората натрия и серной кислоты осаждается красный кек [5]. После фильтрации, промывки и плавления осадка получают пятиокись ванадия чистотой около 86%. При обработке осадка в аммиаке получают пятиокись ванадия более высокой частоты — 98—99%. При таком извлечении ванадия в США его себестоимость получается низкой.

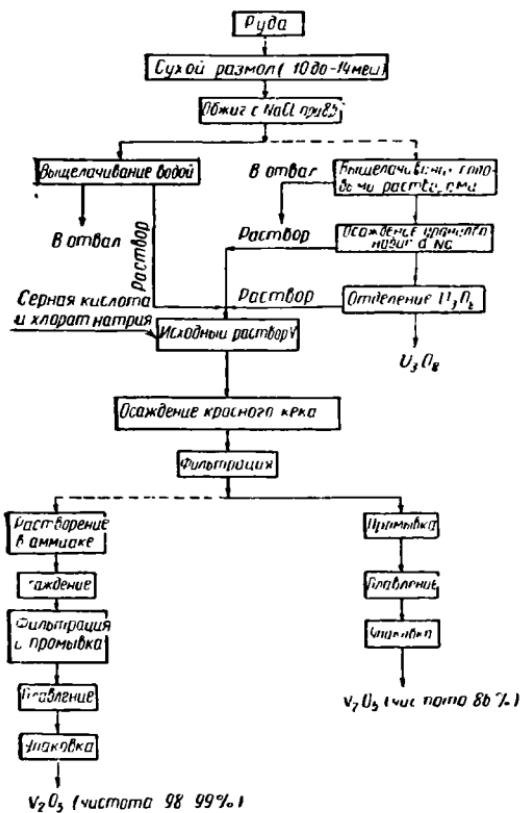


Рис. 1. Технологическая схема переработки карнотитовых ванадиево-урановых руд в США [11].

бываются для переработки на глинозем с попутным получением ванадия.

Комплексные титаномагнетитовые руды и пески в СССР, США, Канаде, Австралии, Швеции, Индии, Пакистане, Японии, Новой Зеландии, Бразилии и других странах добываются для получения железа, титана, ванадия.

Хлорат натрия и серная кислота осаждается красный кек [5]. После фильтрации, промывки и плавления осадка получают пятиокись ванадия чистотой около 86%. При обработке осадка в аммиаке получают пятиокись ванадия более высокой частоты — 98—99%. При таком извлечении ванадия в США его себестоимость получается низкой.

Из этих же руд в США добывают в относительно больших количествах не только ванадий, но и молибден, селен, медь.

Комплексные ванадинитовые руды Юго-Западной Африки, Северной Родезии разрабатываются для добычи свинца, цинка, меди, ванадия, герmania, галлия.

Ванадий со держащие бокситы (в частности, в Италии) добываются для переработки на глинозем с попутным получением ванадия.

Комплексные оолитовые ванадийсодержащие бурые железняки разрабатываются в ФРГ, Франции, Люксембурге. Имеются такие руды и в СССР. Комплексные ванадийсодержащие фосфориты в больших количествах имеются в США, СССР и других странах.

## 2. МЕСТОРОЖДЕНИЯ ВАНАДИЙСОДЕРЖАЩИХ РУД В СССР

Советский Союз располагает крупнейшими в мире месторождениями комплексных железо-ванадиевых руд. Из них наиболее крупными являются качканарские месторождения титаномагнетитовых железо-ванадиевых руд.

В царской России не было ванадиевого производства. После революции, на протяжении 15—20 лет, СССР вынужден был импортировать из-за рубежа феррованадий.

Собственное производство феррованадия было начато в нашей стране в годы первых пятилеток: на опытной установке Керченского металлургического завода имени Войкова, на базе керченских бурых железняков и в промышленном масштабе на Чусовском металлургическом заводе, на базе титаномагнетитовых руд Кусинского и Первоуральского месторождений. До настоящего времени масштаб ванадиевого производства небольшой и не удовлетворяет растущей потребности страны.

Качканарское месторождение, введенное в эксплуатацию в 1963 г., позволит во много раз увеличить производство и применение ванадия, значительно снизить его себестоимость.

Качканар на протяжении ближайших лет, по-видимому, сумеет полностью покрыть потребность страны в ванадии. В дальнейшем будет рассмотрена целесообразность извлечения ванадия и из других более бедных по его содержанию месторождений.

Отечественные месторождения имеют некоторые отличительные особенности по сравнению с зарубежными.

Один из первых отечественных исследователей и пионеров ванадиевого производства М. Н. Соболев писал, что «...к сожалению, геологические поиски до сего времени не обнаружили в СССР сколько-нибудь крупных ванадиевых месторождений высокой концентрации». «Исходными материалами для добывчи советского ванадия могут служить только железные руды, песчаники, угли и глины, с содержанием не свыше долей процента ванадия, но благодаря широкому распространению заключающие большие количества этого элемента». «Мы должны

были стать пионерами в области, еще не освоенной техникой, и найти пути к использованию **рассеянного ванадия**» [12], [13].

Общие запасы ванадия в керченских оолитовых бурых железняках и в уральских титаномагнетитовых рудах профессор М. Н. Соболев оценивал в тридцатых годах в несколько миллионов тонн. В настоящее время разведанные запасы ванадия в СССР значительно увеличились.

Мы располагаем большими запасами ванадия, содержащегося в промышленных железных рудах. Концентрация пятиокиси ванадия, правда, в этих рудах низкая — от нескольких сотых до нескольких десятых долей процента, но все они могут быть использованы для выплавки чугуна и стали с попутным получением ванадия и других элементов (фосфора, титана и др.). Извлечение ванадия из этих руд рентабельно только при комплексной их переработке.

Промышленное производство феррованадия в СССР базируется на титаномагнетитовых железо-ванадиевых рудах Кусинского и Первоуральского месторождений.

Выпуск товарной (подготовленной) руды по этим двум месторождениям на протяжении 1935—1962 гг. из года в год увеличивался и исчислялся сотнями тысяч тонн [14].

Кусинские титаномагнетиты имеют крупнокристаллическую структуру. Они обогащаются путем магнитной сепарации с разделением магнетитового и ильменитового (40—41%  $TiO_2$ ) концентратов.

Однако в магнетитовом концентрате теряется 4—5% двуокиси титана, а в ильменитовом — часть пятиокиси ванадия.

**Кусинское** месторождение разрабатывается подземными работами; в ближайшие годы оно будет отработано и должно быть заменено новым источником железо-ванадиевых руд — Качканарским месторождением.

**Первоуральское** месторождение разрабатывается открытым способом. Руды, бедные по железу, очень плохо обогащаются. После сухого магнитного обогащения содержание железа в концентрате 28—34%. Используются руды для подшитовки к кусинскому агломерату.

Помимо двух эксплуатируемых месторождений (Кусинского и Первоуральского), СССР располагает крупными запасами железо-ванадиевых руд в ряде других месторождений: Керченское (Крымская обл.), Аятское и Лисаковское (Кустанайская обл.), Пудожгорское (восточный берег Онежского озера, Карельская АССР), Цагинское (Мурманская обл.) и другие.

**Керченское** месторождение обладает огромными запасами

железной руды — 2,08 млрд. т [14] (в том числе 1,65 млрд. т по категориям А+В+C<sub>1</sub>); себестоимость добычи — низкая.

Оолитовые бурые железняки содержат: в среднем 37,3% Fe<sub>общ</sub> (колебания от 28,7 до 51,0%); 1,9% CaO; 1,0% MgO, 19,4% SiO<sub>2</sub>; 5,3% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; основность  $\frac{CaO+MgO}{SiO_2+Al_2O_3} = \frac{2,9}{24,7} = 0,1$  (низкая), 1,74% Mn, несколько сотых долей процента ванадия; 0,96% P; 0,18% S; 0,11% Sb.

Высокое содержание в руде марганца позволяет в доменных печах связать и перевести в шлак серу, содержащуюся в руде и донецком коксе.

Повышенное содержание фосфора в руде позволяет получать в конверторах фосфатшлаки, используемые как удобрение в сельском хозяйстве.

После обогащения керченских руд концентрат содержит 50% и Fe<sub>общ</sub> и 0,125–0,160% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

**Лисаковское** месторождение имеет 850 млн. т балансовых руд, содержащих более 30% железа, а в том числе 200 млн. т руд с содержанием железа 42,60% [14]. На большей части месторождения руды лишены наносов.

**Аятское месторождение** содержит 1755 млн. т руд (запасы категории А+В+C<sub>1</sub>). Руды по содержанию сходны с лисаковскими [14].

После обогащения лисаковских и аятских руд (1957 г.) получены концентраты следующего состава [15]:

Концентраты	Содержание, %							
	Fe	Mn	P	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO
Лисаковский . . . . .	60,5	0,3	0,83	0,12	7,5	6,94	1,36	0,90
Аятский . . . . .	55,02	1,5	0,40	0,14	11,0	7,11	1,69	1,78

Плавка в доменной печи этих агломерированных концентратов обеспечивает получение чугуна следующего состава, %:

Чугуны	C	Mn	P	V
Лисаковский . . . . .	3,5	0,7	1,2–1,3	0,10–0,12
Аятский . . . . .	3,5	2,0	0,7–0,8	0,12–0,13



Рис. 2. Гора Качканар.



Рис. 3. Первые палатки студентов Свердловского горного института — строителей Качканара (1957 г.).

За последние 20 лет в Казахстане разведаны еще два крупных месторождения руд: Джабаглинское и Карагандинское, но содержание ванадия в этих рудах тоже небольшое.

Несмотря на низкое содержание ванадия, керченские, лисаковские и аятские руды могут служить базой (см. ниже, в главе VII) для получения ванадия в достаточно крупных масштабах (большие запасы этих руд, открытый способ их добычи, экономичная технология обогащения ванадиевых шлаков).

**Пудожгорская** руда представляет собой мелкокристаллические вкрапленные титаномагнетиты, бедные по содержанию железа.

Опытное промышленное обогащение этих руд производилось на Гороблагодатской обогатительной фабрике, где был получен концентрат следующего содержания: 52%  $\text{Fe}_{\text{общ}}$ ; 31%  $\text{FeO}$ ; 6,5%  $\text{SiO}_2$ ; 0,023%  $\text{P}_2\text{O}_5$ ; 15%  $\text{TiO}_2$ ; 0,4%  $\text{MnO}$ ; 1,03%  $\text{V}_2\text{O}_5$ .

Двуокись титана не отделяется в самостоятельный концентрат, а переходит в магнетитовый. Концентрат из пудожгорских руд имеет высокое содержание пятиокиси ванадия, двуокиси титана; очень низкое содержание окиси фосфора и хрома.

Запасы Пудожгорского месторождения весьма значительны.

Черноморские титаномагнетитовые пески расположены по всему побережью от Гагры до Батуми. Они образовались в результате размыва горных пород. При магнитной сепарации песков силикаты легко удаляются, а получаемый железо-ванадиевый концентрат содержит: 60,5—70,5% Fe; 0,57—0,62% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 2% TiO<sub>2</sub> и ничтожное количество примесей.

Но самым крупным месторождением по запасам ванадия и железа (несмотря на низкое содержание последнего) является Качканарское месторождение (рис. 2) на Урале.

Дальнейшее увеличение производства чугуна на Среднем Урале из местных руд может базироваться главным образом на Качканарском месторождении (рис. 3 и 4) с ежегодной выплавкой большого количества чугуна.

### 3. КАЧКАНАРСКИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД

Качканарские месторождения титаномагнетитовых руд расположены на восточном склоне северной части Среднего Урала, в административных границах Нижне-Туринского района, Свердловской области, примерно в 125 км к северо-западу от г. Нижнего Тагила, в 275 км от г. Свердловска. Железнодорожная ветка соединила станцию Качканар со станцией Азиатская (рис. 5).

Район месторождения представляет собой переходную зону от высокогорной осевой части Уральского хребта к восточной увалистой полосе.

Наиболее высокую абсолютную отметку в районе имеет вершина горы Качканар — 881,5 м. Восточными предгорьями горы Качканар являются Гусевые горы, абсолютные отметки вершин которых находятся в пределах 380—460 м.

Гидрографическая сеть района представлена реками Ис и Выя, текущими с запада на восток и впадающими в реку Туру в 20 км от Качканара. В районе Гусевых гор протекают две небольшие горные речки — Большая и Малая Гусевые, берущие свое начало на восточном склоне горы Качканар и впадающие в реку Выя.

Месторождения сложены в виде двух обособленных рудных пироксенитовых массивов: восточного Гусевогорского и западного Качканарского. Эти месторождения известны более



Рис. 4. Первые дома строителей Качканара (1957—1958 гг.): одноэтажные (наверху), двухэтажные (внизу).

двухсот лет, но впервые были изучены Н. К. Высоцким в 1902—1904 гг. Детальное изучение рудоносности месторождений начато в 1946 г. партией треста «Уралчерметразведка» и с 1949 г. Уральским геологическим управлением. При разведке месторождения буровыми скважинами принятые сетки:  $200 \times 200$  м — для запасов категории С<sub>1</sub>,  $100 \times 100$  м — для запасов категории В и  $50 \times 50$  м — для запасов категории А<sub>2</sub>.

Содержание железа в балансовых запасах руд колеблется от 14% (бортовое содержание по установленной кондиции) до 37,8%, составляя в среднем 16,58%, а в том числе по Гусевогорскому месторождению 16,64% железа.

При извлечении железа из руд практическое значение имеет только та часть железа, которая входит в состав и связана с титаномагнетитом. Не имеет практического значения, уходит в хвосты железо, входящее в состав породообразующих силикатов (силикатное железо), и железо, связанное с сульфидами.

Этим определяется максимально возможная степень извлечения железа из руды. Для Гусевогорского месторождения она практически составляет около 65—72%.

Руды (и концентраты из этих руд) характеризуются высокой основностью, благоприятными соотношениями между шлакообразующими окислами:

$$\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = 0,7 \text{ — для руды;}$$

$$\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = 0,64 \div 0,72 \text{ — для концентратов.}$$

Такие руды называют самоплавкими, так как плавка в доменной печи окискованного концентрата из этих руд производится без значительной добавки флюсов.

Удельный расход кокса при этом получается низкий, а количество шлака — небольшое. Вязкость, текучесть шлака — благоприятные. Все это позволяет повысить производительность и экономичность работы доменных печей.

Низкое содержание вредных примесей (серы, фосфора) в рудах делает их ценным сырьем для производства стали и феррованадия.

Гусевогорские (и все качканарские) руды хорошо обогащаются, причем, ванадий, изоморфно связанный с магнитом, переходит вместе с железом в концентрат.

Благоприятные состав и свойства руд, а также огромные масштабы их добычи открытymi работами с применением со-

временных крупнейших механизмов — все это служит хорошей основой высокой рентабельности металлургического передела руд на чугун, сталь и ванадий. Себестоимость стали и ванадия будет самой низкой в СССР.

Гусевогорское месторождение представлено восемью рудными залежами, из которых наиболее крупными являются Главная и Северная.

Собственно Качканарское месторождение находится в 7 км западнее Гусевогорского, на восточном склоне горы Качканар, и имеет обширные размеры — около 6,0 км<sup>2</sup>.

Гидрогеологические условия месторождений, в общем, благоприятные, так как они расположены на склонах гор и в первый период могут разрабатываться без водоотлива. Пробные откачки из скважин показали сравнительно малую обводненность пироксенитов, которая наблюдается только до глубины в 40—50 м.

По физическим свойствам пироксениты представляют собой скальную породу с коэффициентом крепости по шкале Протодьяконова, равным 10. Объемный вес — 3,4 т/м<sup>3</sup>.

Вещественный состав руд во всех залежах характеризуется большим однообразием минеральных видов и постоянством химического состава.

Главным минералом, составляющим 90% рудной части, является магнетит, около 9% составляет ильменит и около процента падает на мартит, халькопирит, пирит и др.

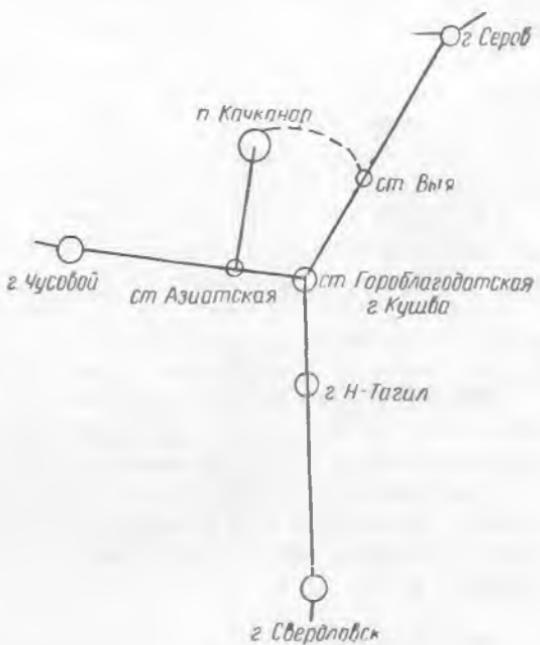


Рис. 5. Схема железнодорожной связи Качканарского комбината с металлургическими заводами Среднего Урала. Существующие дороги показаны сплошными линиями; пунктиром — второй выход продукции на существующие дороги.

Магнетит —  $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$  или  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  (72,4% Fe и 27,6% O<sub>2</sub>). Ильменит  $\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$  или  $\text{FeTiO}_3$  (36,8% Fe, 31,6% Ti и 31,6% O<sub>2</sub>).

Ильменит и окислы ванадия (обычно V<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) связаны — находятся в сростках с магнетитом, образуя комплексные руды — **титаномагнетиты**, которые обычно содержат от 1,2 до 18% двуокиси титана, от 0,1 до 1% окислов ванадия и весьма мало (сотые доли процента) окислов серы и фосфора.

При крупнозернистом строении руд достигается путем магнитной сепарации разделение окислов титана и железа, а при более тонком срастании ильменита с магнетитом разделение становится невыполнимым. Наличие тугоплавких окислов титана затрудняет шлаковый режим доменной печи.

Качканарские титаномагнетитовые руды разделяются на сплошные, имеющие весьма ограниченное распространение, и вкрапленные, составляющие основную массу запасов.

Мелкие (0,05—0,5 мм) зерна магнетита, находящиеся в срастании с нерудными минералами, при обогащении руды будут составлять основную часть потерь железа в хвостах.

Размер зерен ильменита колеблется от 0,05 до 0,7 мм. Они постоянно ассоциированы с магнетитом, что делает их почти неразделимыми при обогащении руды.

Средний химический состав концентрата, агломерата и окатышей, получаемых из качканарских руд, по проектным данным «Уралмеханобра», характеризуется следующими показателями, в %:

Компонент	Концентрат	Агломерат	Окатыши
Железо . . . . .	63,00	60,50	60,50
Закись железа . . . . .	28,67	16,00	9,00
Оксись железа . . . . .	58,14	68,00	76,10
Кремнезем . . . . .	4,40	4,30	4,00
Глинозем . . . . .	1,54	1,54	1,30
Оксись кальция . . . . .	1,72	5,18	4,80
Оксись магния . . . . .	2,49	2,30	2,05
Пятиокись ванадия . . . . .	0,48	0,45	0,45
Двуокись титана . . . . .	2,23	1,90	2,00
Фосфор . . . . .	0,015	0,02	0,02
Пятиокись фосфора . . . . .	0,03	0,04	0,03
Оксись хрома . . . . .	0,04	0,04	0,04
Закись марганца . . . . .	0,21	0,20	0,20
Сера . . . . .	0,02	0,02	0,01
Трехокись серы . . . . .	0,05	0,05	0,02



Рис. 6. Схема расположения промобъектов и сооружений качканарских ГОКов.

Пятиокись ванадия в рудах изоморфно связана с магнетитом, а потому при обогащении ее содержание в концентрате должно повышаться одновременно с увеличением содержания в нем железа.

Ванадий в рудах, концентратах, агломерате, доменных и конверторных шлаках присутствует в форме различных окислов и соединений; преимущественно в форме  $V_2O_3$ . Условно для удобства обычно приводится содержание ванадия в пересчете на пятиокись ванадия ( $V_2O_5$ ).

Двуокись титана также тесно связана с магнетитом, и поэтому должна в заметном количестве переходить в железо-ванадиевый концентрат. Получить отдельный титановый кон-

центрат весьма трудно. Извлечение методом флотации двуокиси титана в самостоятельный концентрат до настоящего времени не освоено.

Разведанные запасы [14], [16] титаномагнетитовых железо-ванадиевых руд Гусевогорского и Качканарского месторождений обеспечивают на многие десятилетия питание рудой первого Качканарского горнообогатительного комбината, создаваемого на базе Гусевогорского месторождения, и второго Качканарского горнообогатительного комбината, который намечено создать на базе собственно Качканарского месторождения.

Геологоразведочные работы по Гусевогорскому месторождению на 1 января 1963 г. были в основном закончены. Разведанные промышленные запасы руд подтвердили возможность сооружения оптимального по эксплуатационной мощности варианта первого горнообогатительного комбината.

Разведочные работы по собственно Качканарскому месторождению будут продолжаться. Их задача заключается в оконтуривании залежи и установлении оптимальной мощности второго горнообогатительного комбината.

Первая очередь Качканарского комбината, пущенная в 1963 г., ориентирована на карьер Главной залежи (рис. 6). Карьер на Северной залежи (рис. 7) предусмотрено соорудить несколько позднее.

Разведочные работы 1960—1962 гг. сильно увеличили запасы руд Гусевогорского месторождения, но не подтвердили целесообразности объединения обоих карьеров, так как при этом чрезмерно повышается объем вскрышных работ. Коэффициент вскрыши в среднем увеличивается до  $0,25 \text{ м}^3/\text{т}$  вместо  $0,18 \text{ м}^3/\text{т}$  по Главному карьеру и  $0,14 \text{ м}^3/\text{т}$  по Северному карьеру; в том числе по промежуточному участку коэффициент вскрыши достигает  $1,0—1,5 \text{ м}^3/\text{т}$ .

Наличие самостоятельных карьеров — Главного и Северного — позволит (в связи с увеличением разведанных запасов руды) снизить коэффициент вскрыши. Из-за этих соображений намечавшееся объединение карьеров, как невыгодное, отменено.

Огромные запасы руд качканарских месторождений позволяют резко увеличить выплавку чугуна и стали на Среднем Урале, повысить производство ванадия и снизить себестоимость чугуна, стали и ванадия до самого низкого в СССР уровня.

Оконтуривание рудоносных пироксенитовых массивов еще

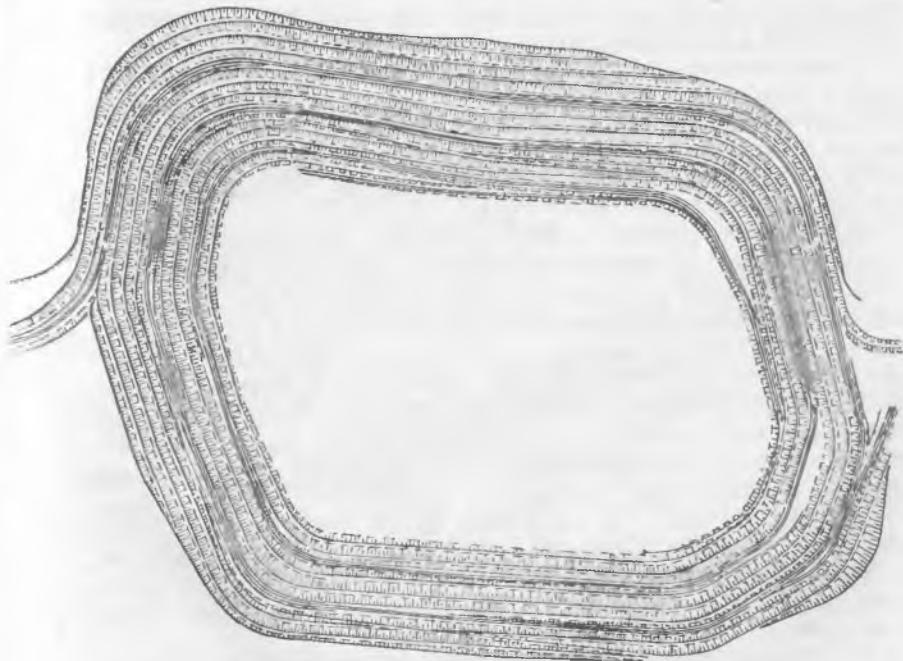
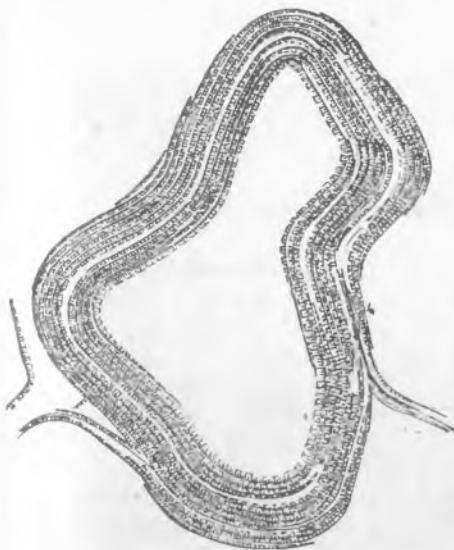


Рис. 7. Карьеры: Северный (вверху слева) и Главный (внизу) в стратоботаническом виде. Гора Гусева (1957 г.), на которой построен Главный карьер (наверху справа).

не закончено, и есть основания предвидеть значительное увеличение запасов, особенно по собственно Качканарскому месторождению.

#### 4. РАЗРАБОТКА КАЧКАНАРСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

К началу 1963 г. добыча железной руды открытым способом в капиталистических странах составляла: в США — 82—83%, в Канаде — 73—74%; в Австрии и Норвегии — 70%, в Центральной и Южной Америке, Азии и Африке — около 100% [17].

На Качканарском комбинате добыча всей руды будет производиться только открытыми работами, то есть наиболее дешевым, высокопроизводительным способом.

Промышленное освоение месторождений качканарских руд начато в 1957 г. (рис. 6), когда развернулось строительство горнообогатительного комбината с двумя самостоятельными карьерами: Главным и Северным (рис. 7) по проекту института «Уралгипроруда». Первая очередь комбината с карьером на Главной залежи введена в эксплуатацию в 1963 г.

Горнотехнические условия разработки качканарских руд характеризуются следующими особенностями. Рудные залежи выходят непосредственно на поверхность и могут разрабатываться открытыми работами с применением высокопроизводительного горнотранспортного оборудования. Объем вскрыши  $0,18 \text{ м}^3$  на одну тонну сырой руды.

Вскрышные работы состоят в очистке поверхности от растительного слоя и глинистого элювия, который распространен не на всей рудной площади и имеет мощность от 0,5 до 10 метров. Визуальное определение содержания железа в пироксенитах невозможно, так как все руды представляют собой мелкие (размером в доли миллиметра), средние и крупные (до 10—20 мм) зерна, вкрапленные в пироксениты. Поэтому при добывающих работах необходимо систематическое опробование руды из скважин, пробуриваемых для взрывных работ, и тщательное картирование содержания железа в забоях.

Вторая особенность добывающих работ — отсутствие сооружений по дренажу месторождений: в них нет необходимости.

Добывающие работы сводятся в основном к бурению, взрыванию, погрузке и транспорту руды на фабрику и пустых пород в отвалы.

Вся горная масса добывается с применением буровзрывных работ и вывозится за пределы карьеров. Пустые породы



Рис. 8. Шламоотстойный пруд (1962 г.) — шламохранилище емкостью 360 млн. м<sup>3</sup>, рассчитанное на 35 лет работы комбината.

вскрыши складируются в отвалы № 1 и 2, расположенные на расстоянии 3,5 и 4,5 км от карьера.

Добыча бедных по содержанию железа руд требует особенно большого внимания к организации работ; себестоимость руды зависит от расстояния транспортировки руды и пустой породы до фабрики и отвалов; количества пустой породы, добываемой в карьере на 1 т сырой руды; организации основных технологических процессов добычи: буровзрывных работ и транспорта.

Схемы вскрытия основных рудных залежей определяются рельефом поверхности и размещением горнообогатительных комбинатов.

Рудоносная зона в пределах Качканарского пироксенитового массива оконтурена с севера долиной реки Ис, с юга — долиной реки Выя. С запада контакт Качканарской залежи с безрудными породами прослежен по западному склону горы Качканар, а с востока граница Гусевогорского массива довольно четко оконтурена буровыми работами. Площадь между Качканарской и Гусевогорской залежами имеет ряд недоразведанных магнитных аномалий, промышленная оценка которых еще не сделана.

При решении вопроса о размещении обогатительных фабрик важным моментом является максимальное приближение их к шламоотстойным прудам, поскольку на каждую тонну сырой руды фабрика сбрасывает до 6 т воды и шламов и до 7 т воды из шламоотстойного пруда (рис. 8) перекачивается обратно для процесса мокрого магнитного обогащения руд.

Площадка первого горнообогатительного комбината, сырьевой базой которого является Гусевогорское месторождение, размещена на восточном склоне горы Долгой, источником водоснабжения служит река Выя и местом укладки хвостов — долина реки Рогалевка, правого притока реки Выя.

Товарная продукция комбината отгружается по железнодорожной ветке к станции Азиатская линии Чусовская — Горблагодатская.

Второй горнообогатительный комбинат, сырьевой базой которого будет месторождение горы Качканар, предусмотрено расположить на ее северо-восточном склоне.

Место укладки хвостов — долина реки Шумиха, правого притока реки Ис. Источником водоснабжения будет водохранилище на реке Ис.

Продукция комбината будет отгружаться по железнодорожной линии, которую намечается построить на восток к станции Выя железной дороги Серов — Нижний Тагил.

Проектная схема размещения горнообогатительных комбинатов дана на рис. 6.

Гусевогорское месторождение залегает по склонам гор и долинам при разнице отметок поверхности в пределах 100—150 м.

Обогатительная фабрика размещена в 6 км к юго-западу от месторождения, на берегу шламоотстойного пруда. Безрудные площади для отвалов находятся к востоку от месторождения.

Карьер связан с обогатительной фабрикой железнодорожными путями, проложенными через плотину, отделяющую шламоотстойный пруд от водохранилища свежей воды (рис. 9). Подъем путей от ст. Карьерная до ст. Дробильная составляет 30%.

Отвалы пустых пород размещены к востоку от карьера за пределами пироксенитового массива на ровной местности. В соответствии с этим Гусевогорское месторождение разрабатывается с применением железнодорожного и автомобильного транспорта.

Разведанные запасы собственно Качканарского месторож-



Рис. 9. Качканарское «море» — водохранилище на реке Выя емкостью 87 млн. м<sup>3</sup>, площадью 14,5 км<sup>2</sup>.

дения размещаются на восточном склоне горы Качканар, между отметками +760 и +350 м. По данным поверхностного опробования, оруденелые пироксениты слагают вершину горы (отметки 870—881 м) и ее западный склон.

По условиям рельефа поверхности, обогатительная фабрика второго комбината может быть расположена на отметке +400 м на восточном склоне горы Качканар. К востоку от фабрики, в 1—2 км по долине реки Шумихи, может быть размещен обширный шламоотстойный пруд с зеркалом воды на отметке +300 м.

При такой компоновке комбината можно избежать укладки железнодорожных путей от дробильного отделения фабрики до вершины горы Качканар на расстояние (по вертикали) 470 м, что при 30-процентном спуске удлиняет заезд почти на 16 км, и доставлять руды на фабрику с помощью сверхмощных конвейеров. Длина магистральных конвейеров от границы карьера до фабрики составит около 2,5 км.



Рис. 10. Экскаваторы в забоях карьера: ЭКГ-8 (слева),  
ЭКГ-5 (справа).

По предварительным расчетам лаборатории открытых горных работ Уральского филиала Академии наук СССР, наиболее целесообразным видом транспорта для разработки Качканарской залежи будет автомобильный в сочетании с конвейерным.

Вскрытие Главного карьера Гусевогорского месторождения начато в 1958 г. проходкой индивидуальных заездов по южному склону горы Б. Гусева на отм. +310 м, +295 м, +280 м и +265 м.

На Северном карьере начнется строительство заездов по двум склонам, образующим долину реки Б. Гусева. При этом от заездов, расположенных по южному склону долины, горные работы будут развиваться к югу, навстречу горным работам, развивающимся с южного склона горы Б. Гусева.

Экскаваторный парк в период строительства карьера и проходки горнокапитальных траншей состоял из экскаваторов ЭКГ-4.

При полном развитии добычных работ предусматриваются следующие экскаваторы:

1. ЭКГ-8 для основных работ по погрузке руды и вскрыши, емкостью ковша 6 м<sup>3</sup>, производительностью 1,1 млн. м<sup>3</sup>, или 3,5 млн. т в год (рис. 10).

2. ЭКГ-5 для работы на косогорных участках при переменной высоте уступа, с ковшом емкостью 5 м<sup>3</sup> (рис. 10).

Экскаваторы ЭКГ-8 уже в конце 1963 г. на погрузке тяжелой скальной руды и породы достигли проектной производительности. Успешно проходят промышленные испытания новой модели экскаватора ЭКГ-5.

Буровые работы в период строительства карьера велись с помощью малопроизводительных станков ударно-канатного бурения БУ-20-2М и БС-1, с часовой производительностью 1,5 пог. м и 1,1 пог. м при чистом времени бурения 55% и 47,7%.

В настоящее время в карьере применяются более производительные станки шарошечного бурения БСШ-1 (рис. 11). Эти станки к концу 1963 г. достигли устойчивой производительности 30—35 м в смену, против 8—9 м, которые давали станки типа БУ-2 и БС-1. Для дальнейшего повышения производительности буровых станков БСШ-1 необходимо добиться увеличения прочности буровых штанг и шарошек, выпускаемых Верхне-Сергинским заводом. Кроме того, станок БСШ-1 должен иметь устройство для улавливания пыли при бурении.

Термическое бурение в условиях качканарских руд не



Рис. 11. Станки шарошечного бурения БСШ-1. Основные параметры станка:

а) диаметр скважины — 200 мм; б) глубина скважины — 24 м; в) производительность — 30—40 м/смену; г) установленная мощность — 156 квт;  
д) вес станка — 30 т.

рекомендуется, так как оно экономически оправдывает себя только для пород крепостью 16—18 по Протодьяконову.

На карьере с января 1961 г. начато внедрение многорядного короткозамедленного взрывания (паузы замедления 20—35 м/сек). Массовые взрывы показали, что дробление при короткозамедленном взрывании достигается лучше, чем при мгновенном, и при правильной отработке параметров буровзрывных работ можно достичь хороших результатов.

Для улучшения буровзрывных работ намечается:

1) продолжить отработку основных параметров буровзрывных работ — расстояние между скважинами в ряду, расстояние между рядами, величина забойки; взрывание на глубину двух-трех уступов;



Рис. 12. Перевозка руды — на обогатительную фабрику и «вскрышных пород — в отвал производится железнодорожным и автомобильным транспортом с использованием: самоопрокидывающихся вагонов грузоподъемностью 80—100 т (на верхнем рисунке); автосамосвалов МАЗ-525 грузоподъемностью 25 т (на нижнем рисунке).  
Погрузка в карьере осуществляется экскаваторами типа ЭКГ-8 Ижорского завода с ковшом емкостью 6 м<sup>3</sup> и расчетной производительностью 890 м<sup>3</sup>/час.

2) улучшить технологию зарядки скважин, исследовать вопрос о комбинированных зарядах, внедрить более мощные ВВ, исследовать вопрос об эффективности применения воздушных промежутков при зарядке скважин;

3) отработать схемы короткозамедленного взрывания с поперечным и продольным врубом, с одинарным и двойным замедлением, применять пиротехнические замедлители КЗДШ-58 при монтаже сетей взрывания;

4) добиться максимально возможного выхода горной массы на 1 погонный м скважины в различных условиях и при различных схемах взрывания, сохраняя при этом требования выхода негабарита не более  $1\frac{1}{2}\text{--}1.5\%$ .

Перед горняками комбината стоит задача быстрее освоить запроектированные способы механизации зарядки и забойки скважин, а также мелких буровых работ для подчистки подошвы и разделки негабарита. В частности, передвижные машины для зарядки и забетонки скважин и установки для разделки негабарита.

Совершенствование технологии буровзрывных работ, применение новых механизмов, новых взрывчатых веществ позволит максимально упростить и удешевить процесс рыхления руд.

Механизация вспомогательных работ, полная загрузка оборудования позволяют коллективу Качканарского карьера добиться самой высокой в нашей стране производительности труда при разработке крепких руд открытым способом.

Большие масштабы горных работ и значительные расстояния требуют особо тщательного решения вопроса транспортировки руды и пустой породы.

Рациональный выбор видов карьерного транспорта в значительной мере определяет производительность комбината и себестоимость продукции.

Проектными расчетами определены следующие сравнительные технико-экономические показатели для первого Качканарского горнообогатительного комбината по внутренним перевозкам руды (рис. 12) и вскрыши, в копейках на 1 т горной массы (см. верхнюю табл. на стр. 39).

При этих расчетах принято среднее расстояние вывозки руды и вскрыши следующее, в километрах (см. нижнюю табл. на стр. 39).

Исходя из этих расчетов, приняты следующие виды транспорта:

1. Вывозка руды из карьера на обогатительную фабрику и вскрыши в отвал производится электрифицированным желез-

Вид транспорта	Себестоимость	Удельные капитальные вложения
1. Железнодорожный при электротяге (электровозы, с моторными вагонами-думпкарами, переменный ток)	7,2	32,1
2. Автомобильный	29,6	24,5
3. Комбинированный транспорт: железнодорожный на вывозке руды от карьера до фабрики и автомобильный внутри карьера и на вывозке из него вскрыши	19,8	29,5
4. Конвейерный транспорт руды от карьера до фабрики и автомобильный внутри карьеров и на вывозке вскрыши	19,1	24,9

Наименование карьера	Руда от карьера до фабрики	Вскрышные породы от карьера в отвал
Главный	8,6	3,8
Северный	9,3	4,9

нодорожным транспортом в думпикарах грузоподъемностью 100 т с применением моторных думпкаров.

2. На отработках отдельных расположенных на верхних горизонтах участков, на хозяйственных, ремонтных перевозках — автотранспортом.

3. Вывозка сухих хвостов с обогатительной фабрики в отвал — конвейерами.

4. Укладка мокрых хвостов обогатительной фабрики — гидротранспортом.

Внешний транспорт (концентрат, агломерат, окатыши, щебень — из Качканара) — железнодорожный, на электротяге.

В пусковой период руда на обогатительную фабрику доставлялась с помощью тепловозов типа ТЭМ-1 (рис. 13). В настоящее время впервые в Советском Союзе руда от станции Карьерная до станции Дробильная доставляется электровозами переменного тока при напряжении в контактной сети 10 000 вольт. Электровозы Днепропетровского завода типа



Рис. 13. Телловоз ТЭМ-1.

Д-100 при двойной тяге (два электровоза) ведут груженые составы из семи стотонных думпкаров по путям с подъемом в 30%.

В процессе освоения горнотранспортного оборудования выявлен и устранен ряд конструктивных недостатков новых машин. Однако не все недостатки могут быть ликвидированы силами одного комбината. В ряде случаев требуется помочь со стороны заводов — изготовителей оборудования.

При полном развитии комбината потребуется доставлять на фабрики огромное количество руды. Это можно сделать только составами большой грузоподъемности.

Поступившие на площадку строительства шестиосные думпкары Калининградского завода грузоподъемностью 100 т для перевозки тяжелых скальных пород являются самыми крупными; когда отечественная промышленность начнет выпускать думпкары грузоподъемностью 180 т, они найдут применение на Качканаре.

Для того чтобы проектный грузопоток руды принять в корпус крупного дробления обогатительной фабрики, предусмотрено четыре разгрузочных пути: по два пути у рабочей и резервной секции крупного дробления.

Внутрикомбинатский транспорт оборудуется современными средствами управления, включая связь, централизацию управления стрелками, блокировку сигнализации и промышленное телевидение на основных железнодорожных станциях.

Организация производства путевых работ в карьере и на отвалах предусматривает:

- 1) отсутствие передвижной контактной сети в забоях и на отвалах;
- 2) увеличение шага перекладки железнодорожных путей на отвалах (на этих работах будут использованы мощные экскаваторы с удлиненными стрелами);
- 3) заготовку рельсовых звеньев в специальном рельсомонтажном цехе;
- 4) применение износостойчивых железобетонных шпал (после соответствующих опытных и экспериментальных работ);
- 5) подготовку основания под железнодорожные пути в забоях и на отвалах с помощью мощных бульдозеров;
- 6) перекладку путей целыми звеньями с помощью кранов на железнодорожном ходу;
- 7) применение вагонов-балластеров, шпалоподбоечных машин и электропневматического инструмента.

Большие масштабы горных работ при благоприятных условиях залегания месторождений позволяют достичь высоких технико-экономических показателей работы карьеров Качканарских горнообогатительных комбинатов, низкой себестоимости подготовленной руды (см. ниже главу III).

## *Глава II*

### **ПОДГОТОВКА КАЧКАНАРСКИХ РУД К ПЛАВКЕ**

#### **1. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД**

Очень низкое содержание железа в качканарской руде, наличие в ней ванадия потребовали от исследователей и проектировщиков института «Уралмеханобр» весьма тщательного выбора схемы обогащения. При этом требовалось решить три сопряженные задачи: обеспечить глубокое обогащение руды с получением высокого содержания железа и ванадия в концентрате; изыскать способ более полного извлечения железа и ванадия из руды в концентрат, при минимальных их потерях в хвосты; достичь возможно более низкой стоимости обогащения.

Изучение обогатимости качканарских руд было начато в 1946 г. путем лабораторных исследований керновых проб, а затем промышленных испытаний руд на Гороблагодатской магнитно-обогатительной фабрике в 1954 г. и опытной обогатительной фабрике в 1956—1957 гг. Исследования и улучшение схемы обогащения продолжаются до настоящего времени.

Технологическая схема обогащения принята на основании лабораторных исследований института «Уралмеханобр», промышленных испытаний, а также на основании опыта работы отечественных горнообогатительных предприятий и анализа данных о работе зарубежных обогатительных фабрик по обогащению бедных железных руд. При разработке проекта обогатительной фабрики были учтены основные особенности руд качканарского месторождения: низкое содерж-

жение железа; наличие ванадия; чистота по сере и фосфору; высокая основность; легкая обогатимость.

В результате лабораторных исследований и промышленных испытаний было установлено, что наиболее эффективным методом обогащения качканарских руд является:

а) многостадиальная схема дробления с сухой магнитной сепарацией после четвертой стадии дробления с получением магнитного промпродукта, направляемого на мокрое обогащение, и отвальных хвостов, являющихся товарной продукцией — фракционированной строительной щебенкой;

б) двухстадиальная схема измельчения промпродукта с трехстадиальной мокрой магнитной сепарацией и перечистками хвостов и получаемого концентрата.

Проектная схема обогащения качканарской руды (рис. 14) предусматривает:

1. Дробление в четыре приема с 1300 мм до конечного продукта крупностью 20—0 мм. Грохочение на три класса: —20+12 мм, —12+6 мм, —6 мм.

2. Сухую магнитную сепарацию классов 20—12 и 12—6 мм. Класс —6 мм направляется на мокрое обогащение.

3. Отбор в хвосты после сухой магнитной сепарации 15% количества руды, подвергнутого дроблению. Эти хвосты представляют собой побочный товарный продукт — фракционированную строительную щебенку: класса +12 мм —6% и класса +6 мм —9%. При этом на 15% сокращается объем материала, поступающего на первую стадию измельчения.

4. После первой стадии измельчения промпродукта до 1,5 мм в стержневых мельницах производится мокрая магнитная сепарация с перечисткой хвостов и перечисткой магнитного продукта. При этом отбирается и направляется в хвосты еще 50% исходного материала, в виде песка крупностью 1,5—0 мм.

5. Магнитный продукт в количестве 35% (100—15—50) поступает на вторую стадию измельчения до 0,5 мм в шаровых мельницах и после этого на следующую стадию мокрой магнитной сепарации с перечисткой магнитного продукта.

6. Магнитный продукт второй стадии измельчения поступает на классификацию в гидроциклоны, откуда пески идут на доизмельчение до 0,2 мм в шаровых мельницах. Доизмельченный продукт и сливы гидроциклонов поступают на третью (последнюю) стадию мокрой магнитной сепарации, в результате которой получают окончательный концентрат и отвальные хвосты (каменную муку крупностью 0,2—0 мм).

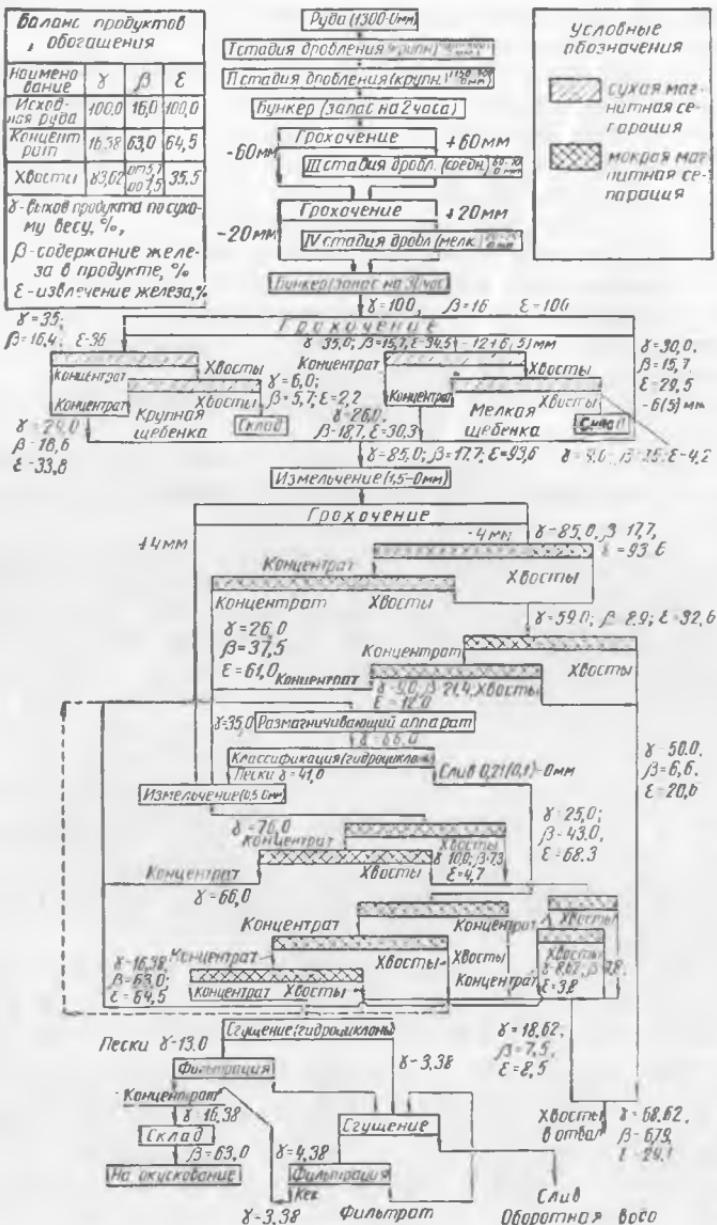


Рис. 14. Рекомендуемая схема обогащения качканарских руд и ожидаемые технологические показатели («Уралмеханобр») [18].

По проектной схеме выход концентрата составляет 16,38%, а хвостов (каменной муки) крупностью 0,5—0 мм — 10%, крупностью 0,21—0 мм — 8,62%; оба эти потока хвостов объединяются в один поток мелких мокрых хвостов.

Общее количество хвостов: сухих — 15% (6+9); мокрых — 68,62% (50+10+8,62), в том числе крупных 50% и мелких 18,62% от исходного количества сырой руды.

Баланс и проектные технологические показатели принятой схемы обогащения качканарской руды видны из следующей таблицы:

Наименование продукта	Коли-чес-твен-ный выхо-д, %	Содер-жание, %		Степень извлечения железа, %
		желе-за	пятиокиси ванадия	
Переходит из руды в железо-ванадиевый концентрат . . . . .	16,38	63,0	0,48	64,5
Переходит в хвосты . . . . .	83,62	6,8	—	35,5
В том числе:				
сухие хвосты + 12 мм	6,0	5,7	—	—
+ 6 мм	9,0	7,5	—	—
мокрые хвосты				
1,5—0 мм	50,0	6,6	—	—
0,5—0,5 мм	10,0	7,3	—	—
0,21—0 мм	8,62	7,8	—	—

С увеличением содержания железа в концентрате одновременно возрастает и содержание пятиокиси ванадия, а содержание шлакообразующих снижается. Это можно представить следующими данными, характеризующими состав концентратов, в %:

Железо Fe	Пятиокись ванадия $V_2O_5$	Двукись ти-тана $TiO_2$	Шлакообразующие			Основность $CaO + MgO$	Фосфор P	Сера S	Марганец Mn	Окись хрома $Cr_2O_3$
			окись каль-ция $CaO$	окись镁 ния $MgO$	кремнезем $SiO_2$					
57,8	0,44	2,32	3,0	3,1	7,6	1,71	0,66	0,01	0,02	0,24
63,04	0,49	2,23	1,52	2,2	3,89	1,36	0,71	0,01	0,02	0,23

Опыт первых месяцев освоения Качканарского горнообогатительного комбината показал, что содержание ванадия в концентрате растет быстрее, чем содержание железа (см. ниже главу X).

С повышением содержания железа в концентрате степень извлечения его падает следующим образом:

Содержание железа в концентрате, %	54,0	58,6	60,0	61,8	63,0	63,6	65,8	66,5
Извлечение, % . . .	70,87	65,9	64,6	64,5	64,5	63,7	62,0	61,7

Разработанная на основе промышленных испытаний и лабораторных исследований схема обогащения качканарских руд позволила значительно улучшить ранее рекомендованную и утвержденную технологическую схему и дает возможность получать железо-ванадиевый концентрат более высокой металлургической ценности:

Показатели	По проекту, утвержденному	
	3/V 1956 г.	30/IX 1961 г.
Содержание железа в руде, % . . . . .	16—17	16—17
Содержание железа в концентрате, % . . . . .	54	63
Содержание пятиокиси ванадия в концентрате, %	0,43	0,48
Извлечение железа в концентрат, % . . . . .	70	64,5
Стоимость обогащения одной тонны качканарской руды, коп. . . . .	82,6	59,1

Себестоимость обогащения снижена главным образом благодаря резкому уменьшению объема подвергаемого измельчению материала.

При дальнейшем снижении крупности помола руды до минус 0,10 *мм* содержание железа в концентрате повышается до 64%, а при доизмельчении до минус 0,075 *мм* и минус 0,053 *мм* содержание железа в концентрате доводится до 66,5%. Но при этом снижается степень извлечения железа из руды в концентрат и повышается его себестоимость. Соотношение кремнезема к глинозему в концентрате становится неблагоприятным для получения жидкотекучих шлаков в доменной печи.

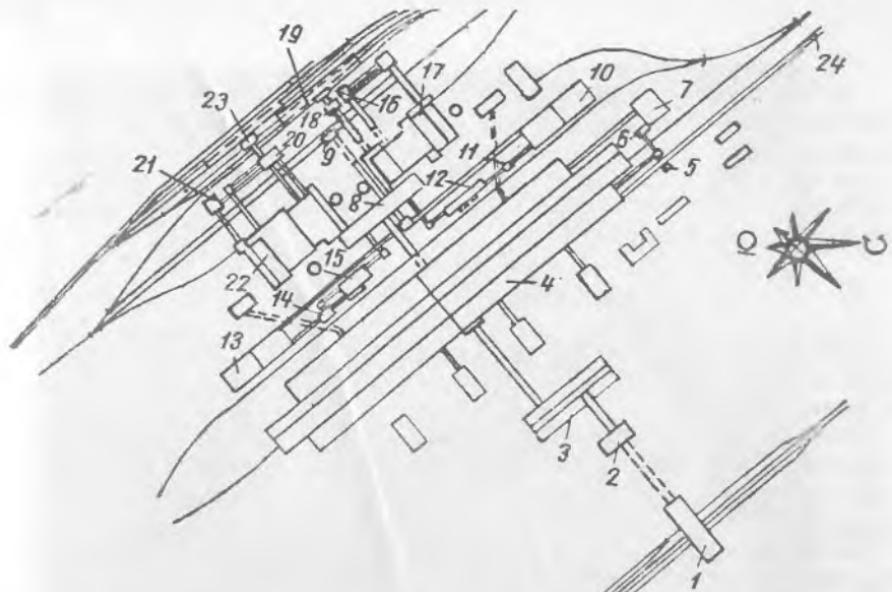


Рис. 15. Схема генерального плана основных объектов Качканарского ГОКа (вверху); то же в перспективе (внизу) [18]:

1 — корпус первичного и вторичного дробления; 2 — корпус приводных станций; 3 — корпус третьей, четвертой стадий дробления; 4 — корпус обогащения; 5, 6, 7 — корпуса дробления, сухой магнитной сепарации, рудоиспытательной станции; 8 — щихтовые бункера; 9 — вагонопрокидыватель; 10 — склад коксика; 11 — корпус первой стадии дробления коксика; 12 — корпус второй стадии дробления коксика; 13 — склад известняка; 14 — корпус третьей стадии дробления известняка; 15 — корпус четвертой стадии дробления известняка; 16 — корпус первичного смешивания; 17 — корпус агломерации; 18 — корпус выделения постели; 19 — погрузочные бункера агломерата; 20 — сортировка; 21 — корпус первого смешивания; 22 — корпус окомкования и обжига; 23 — погрузочные бункера окатышей; 24 — конвейерная галерея для сухих хвостов.

В процессе дальнейших исследований и промышленной эксплуатации месторождения предстоит решить задачу о возможности попутного извлечения по экономически выгодным схемам в самостоятельные концентраты титана и других металлов. Полупромышленные исследования пока не дали положительных результатов.

## 2. ОБОГАТИТЕЛЬНАЯ ФАБРИКА

На Качканарском комбинате для обогащения руды сооружен комплекс цехов (рис. 15), оснащенных современным оборудованием [18].

Основными являются три цеха обогатительной фабрики: крупного (рис. 16) первичного и вторичного дробления; среднего и мелкого (третьей и четвертой стадии) дробления; обогащения.

Строительные объемы сооружений обогатительной фабрики можно характеризовать следующими данными, в %:

Название цеха	Цех крупного дробления	Цех среднего и мелкого дробления	Цех обогащения	Галереи, приводные станции, перегрузочные узлы	Рудоиспытательная станция	Всего
Всего . . . . .	12,80	9,45	73,0	3,50	1,25	100,0
В том числе строится во вторую очередь . . .	—	—	31,8	—	—	31,8

Как уже указывалось, руда из карьера подается на обогатительную фабрику в думпиках грузоподъемностью 100 т. Составы поступают в корпус крупного дробления и разгружаются в приемные бункера (рис. 17). После двух стадий дробления руда ленточными транспортерами (ширина ленты 2 м, высота подъема 65 м, угол наклона 16°, скорость ленты 2,5 м/сек) подается в корпус среднего и мелкого дробления, а из него после следующих двух стадий дробления по ленточным транспортерам поступает в корпус обогащения. Корпус обогащения блокирован со складом готовой продукции. Из склада готовый железо-ванадиевый концентрат подается ленточными транспортерами в шихтовые бункера фабрики спекания.



Рис. 16. Сооружение фундамента корпуса крупного дробления (1961 г.).

Хвосты сухой магнитной сепарации ленточными транспортерами направляются на склад. Хвосты мокрой магнитной сепарации направляются гидравлическим транспортом в шламохранилище.

Рельеф площадки обогатительной фабрики имеет почти равномерный уклон около 10—11% с запада на восток. Корпус крупного дробления имеет самую высокую отметку уровня головки рельсов.

Корпус крупного дробления и корпус среднего и мелкого дробления руды построены на полную производительность, а оборудование в них монтируется по очередям. Корпус обогащения строится очередями.

Корпус крупного дробления (рис. 17) является уникальным зданием. Он имеет в плане небольшие размеры  $120 \times 34$  м, но высота здания 96,8 м, из них 48,0 м в земле и 48,8 м над нулевой отметкой.

В этом корпусе производится дробление руды в две стадии: от 1200—1300 до 500 мм и от 500 до 200 мм. Для этого в корпусе установлено оборудование двух секций (рабочей и резервной). Каждая состоит из одной конусной дробилки ККД-1500/300 (рис. 18), (приемное отверстие 1500 мм, разгрузочная щель 300 мм) и четырех дробилок ККД-900/100 (приемное отверстие 900 мм, разгрузочная щель 100 мм).

Производительность дробилки ККД-1500/300 составляет 3750—4000 т/час, а каждой дробилки 900/100 — 1000—1100 т/час.

#### Характеристика дробилок:

Тип дробилок	Мощность привода, квт	Диаметр дробящего конуса, мм	Число качаний конуса, мин.	Эксцентрикитет, мм	Вес дробилки, т	
					с приводом	без привода
ККД-1500/300	400 × 2	3250	82	21	607	577
ККД-900/100	400	2340	110	21	260	233

Дробилки первой и второй стадий крупного дробления установлены ниже уровня (+0,0) головки рельсов, по которым поступают в корпус составы с рудой, каскадно, без промежуточных транспортных устройств (см. табл. на стр. 52).

Руда подается в корпус по четырем железнодорожным

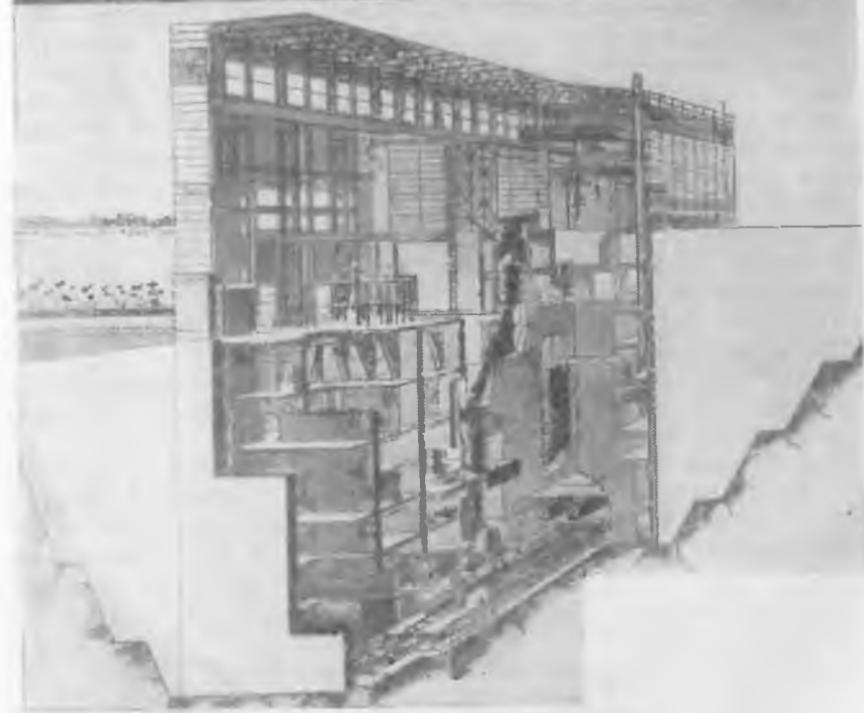


Рис. 17. Корпус крупного дробления: внешний вид (вверху) и разрез (внизу) («Уралмеханобр»).

Наименование оборудования	На каком уровне от головки рельсов установлено оборудование, м
Дробилка первой стадии крупного дробления ККД-1500/300 . . . . .	—13, 8
Дробилки второй стадии крупного дробления ККД-900/100 . . . . .	—39, 4
Пластинчатые питатели . . . . .	—56, 6
Ленточный конвейер В=2000 мм, подающий дробленую руду в корпус среднего и мелкого дробления . . . . .	—60, 3

путем. Загрузка дробилок 1500/300 производится из думпкаров грузоподъемностью 100 т с одной или двух сторон.

Разгрузка дробилок 1500/300 — нижняя, центральная. Дробленая руда по наклонному желобу шириной 5 м поступает в распределительный бункер, оборудованный специальными вертикальными двухстворчатыми затворами (рис. 19), через которые руда самотеком распределяется на четыре дробилки 900/100. Затворы установлены не для распределения руды по дробилкам, а для отключения от потока руды одной из дробилок, для ремонта или других целей.

Дробленая руда после дробилок 900/100 идет в бункер емкостью 1500 т, из которого может быть выдана на два ленточных конвейера четырьмя пластинчатыми питателями 2400×600 мм. Один конвейер и два питателя — рабочие, другой конвейер и два питателя — резервные.

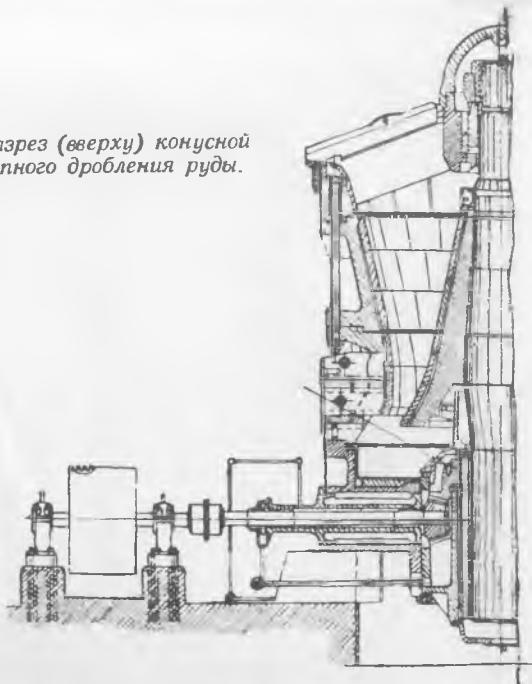
Все источники пыли в корпусе изолированы. Запыленный воздух отсасывается аспирационными системами и очищается в электрофильтрах. Свежий воздух подается по специальным шахтам и каналам; в зимнее время он подогревается.

Резервная секция в корпусе крупного дробления исключает возможность простоеев фабрики в случае каких-либо неполадок: ремонтов, замены футеровки и т. п. Вопрос о сооружении резервной секции во время проектирования комбината подвергался многократным экспертизам во многих инстанциях и получил одобрение.

В корпусе среднего и мелкого дробления (рис. 20 и 21) руда подвергается дроблению: от 200 до 65 мм (III стадия) и от 65 до 20 мм (IV стадия).

Из десяти установленных секций дробилок — девять работающих и одна — резервная.

Рис. 18. Общий вид (внизу) и разрез (вверху) конусной дробилки ККД-1500/300 для крупного дробления руды.



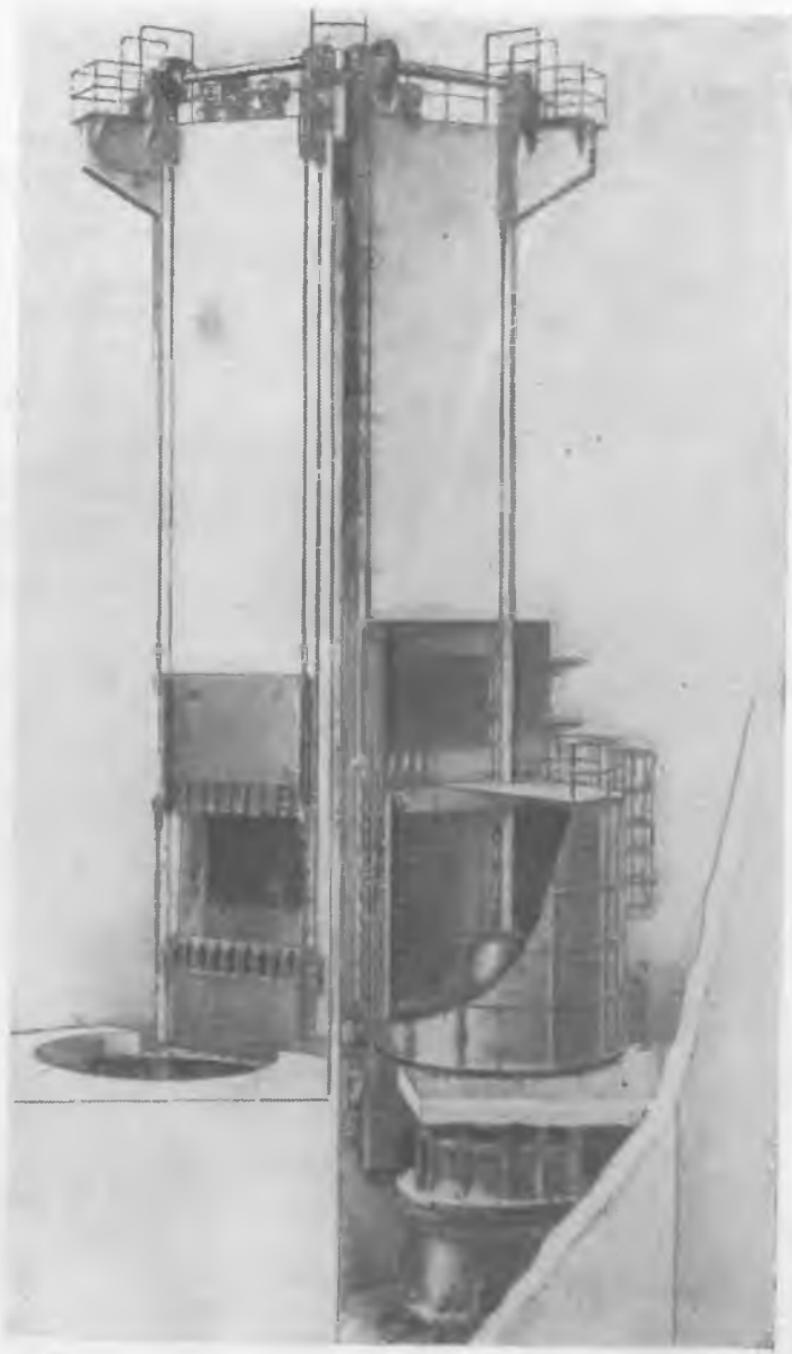


Рис. 19. Вертикальный двухстворчатый затвор  
«Уралмеханобр».

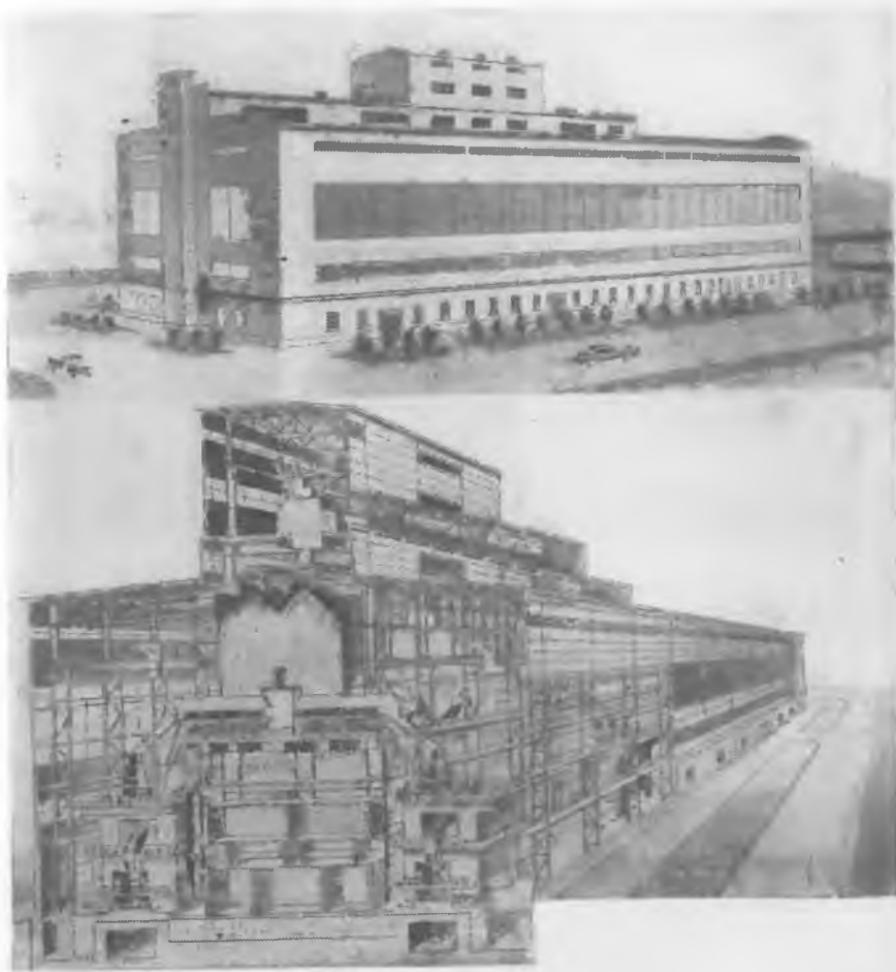


Рис. 20. Корпус среднего и мелкого дробления; внешний вид (вверху) и разрез (внизу) («Уралмеханобр»).

Дробилки среднего и мелкого дробления каждой секции устанавливаются каскадно без промежуточных транспортных устройств.

В трехпролетном корпусе среднего и мелкого дробления в среднем пролете располагается бункер емкостью 8000 т руды (запас на 2 часа), под ним помещения для электро-



Рис. 21. Вид на построенный корпус среднего и мелкого дробления. На переднем плане внизу виден котлован и фундамент корпуса крупного дробления; за ним виден построенный корпус приводных станций.

снабжения, очистки воздуха и т. д., а в двух крайних установлены по пять секций (15 дробилок) в каждом пролете.

В корпусе среднего и мелкого дробления предусмотрены аспирация и очистка в электрофильтрах запыленного воздуха, подогрев свежего воздуха и т. д.

#### Характеристика применяемых дробилок:

Стадия дробле- ния	Тип дробилки	Приемное от- верстие, мм	Разгрузочная щель, мм	Усилие при- жатия чаши дробилки, т	Мощность дви- гателя, квт	Количество устанавливаемых дробилок, шт.	Количество секций	Количество дре- бильлок в секции, шт.	Производитель- ность каждой секции, т/час
III	КСД-2200А средн.-дробл. КМД-2200	275	20	400	250	10	10	1	450÷ 500
IV	мелко-дроб- лен. . . . .	130	6—8	600	320	20	10	2	

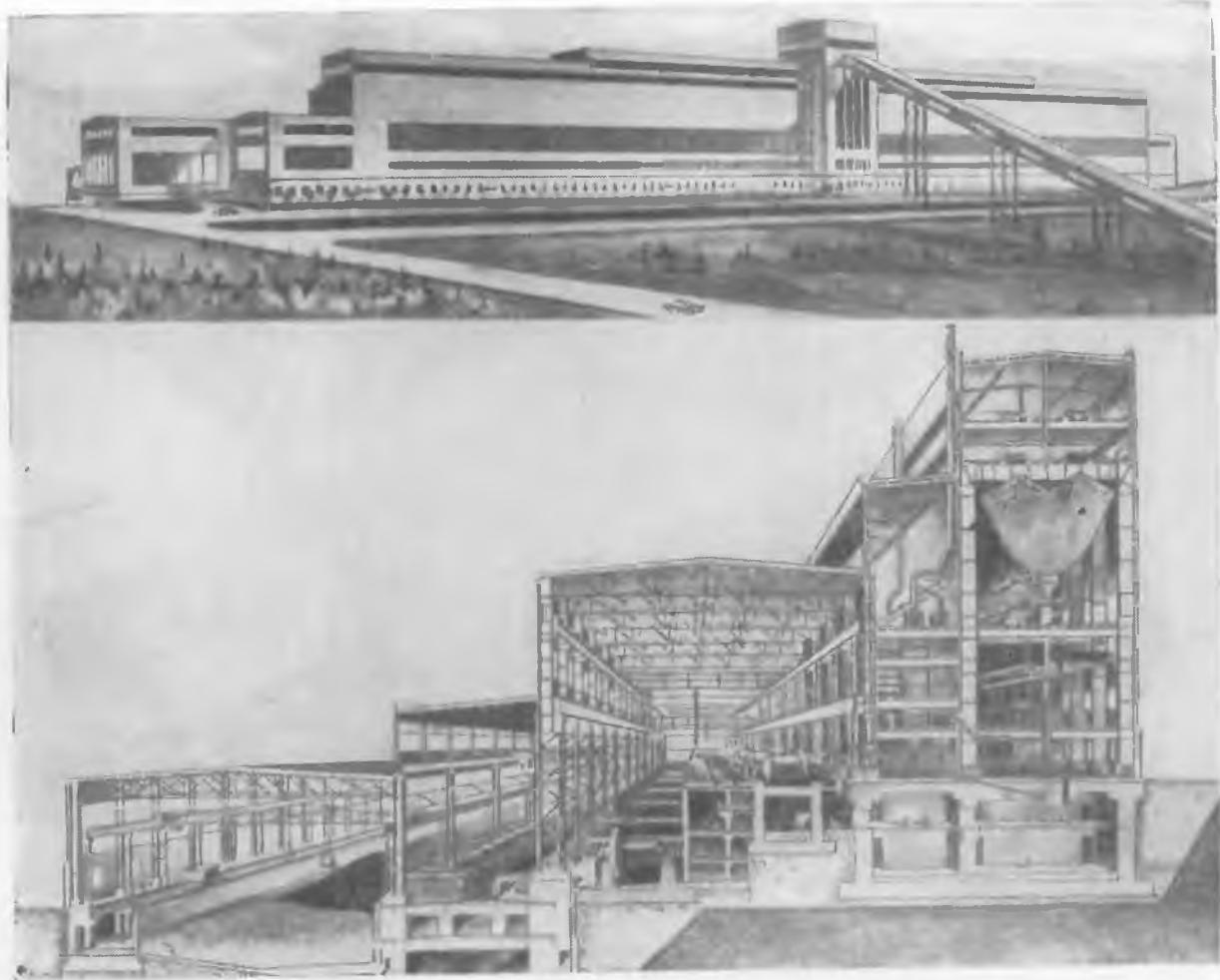


Рис. 99. Конус обогащения: внешний вид (вверху) и разрез (внизу) («Уралмеханобр»).

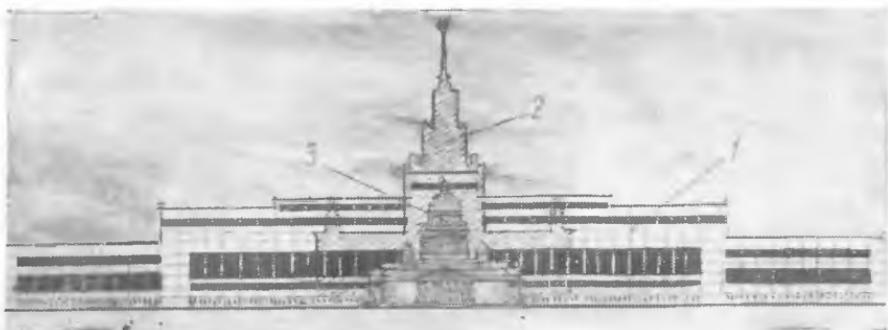


Рис. 23. Корпус обогащения в сравнении с известными, выдающимися сооружениями:

1 — корпус обогащения; 2 — главный учебный корпус МГУ; 3 — Исаакиевский собор. В 1963 г. завершена строительством и введена в эксплуатацию только  $\frac{1}{4}$  часть корпуса обогащения.

Корпус обогащения (рис. 22 и 23) состоит из четырех основных и одного вспомогательного пролета.

В первом пролете располагается бункер и устанавливаются грохоты и сухие магнитные сепараторы.

Во вспомогательном пролете (между первым и вторым) размещены пылеочистные сооружения, электротехнические и другие обслуживающие устройства.

Во втором пролете установлены стержневые и шаровые мельницы, сепараторы для первой мокрой магнитной сепарации и перечистки хвостов и гидроциклоны. В этом же пролете находится диспетчерский пункт.

В третьем пролете установлены сепараторы для второй и третьей мокрой магнитной сепарации, песковые насосы и фильтры.

В четвертом пролете располагаются склад концентратов и сгустители. Склад обслуживается шестью грейферными кранами грузоподъемностью 20 т с грейферами емкостью по 3 м<sup>3</sup>.

Корпус имеет в плане габариты: 750 м (длина) на 126 м (ширина). В связи с большой длиной корпуса обогащения монтажные площадки в нем устраиваются в трех местах — с торцов и в середине корпуса. На площадках установлены стенды для мельниц и другого оборудования, а также бункеры для приема и хранения стержней и шаров. Для загрузки

стержней (75 т) в мельницы предусмотрены специальные передвижные машины, а для загрузки шаров (70 т) — питатели с автоматической подачей. Для ремонта оборудование (мельницы и др.) переносится на монтажные площадки, а после окончания ремонта доставляется обратно на рабочие места мостовыми кранами грузоподъемностью 250 т.

Отвальные хвосты после мокрой магнитной сепарации выдаются из корпуса обогащения по самотечным желобам в подземных тоннелях до пульпонасосных станций. Предусмотрена выдача хвостов крупностью 1,5—0 мм (песок) и 0,5—0 мм (каменная мука). При ремонте или чистке желобов поток хвостов можно переключить в один желоб. Предусмотрены необходимые переключения для предотвращения возможности аварийного затопления нижних этажей обогатительной фабрики.

В корпусе обогащения (рис. 22) сосредоточен весь процесс получения железного концентрата: сухая магнитная сепарация, две стадии измельчения, три стадии мокрой магнитной сепарации, обезвоживание и хранение концентрата.

Руда на фабрику после мелкого дробления (крупностью 20—0 мм) подается ленточными конвейерами шириной 2000 мм в бункер параболического сечения емкостью 120 тыс. т (запас на 30 часов). Распределение руды по бункеру производится передвижными реверсивными конвейерами шириной 2000 мм.

Руда из бункера подается на грохоты типа ГУП-2-1250×4000 электровибрационными питателями 1200×2200. Грохочение производится на классы +12 мм, +6 мм и —6 мм.

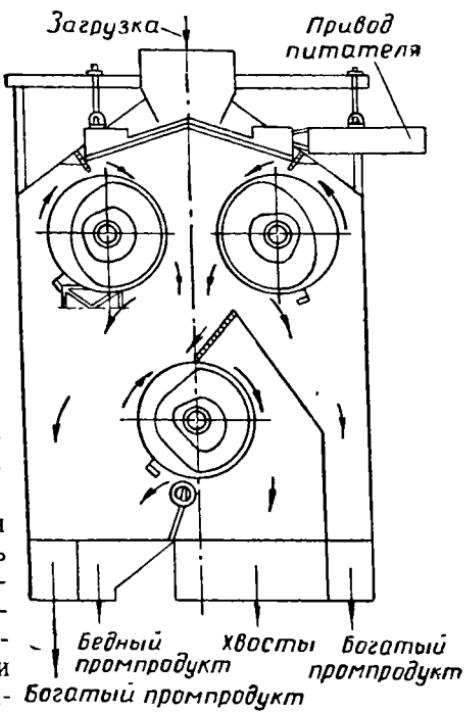


Рис. 24. Трехбарабанный сепаратор 168-СЭ для сухой магнитной сепарации.

Первые два класса подвергаются сухой магнитной сепарации на электромагнитных сепараторах типа 168-СЭ (рис. 24) конструкции «Механобра».

Промпродукты с сепараторов и руда класса  $-6$  мм направляются на измельчение до 1,5 мм, а затем в мокрую магнитную сепарацию: хвосты после сухой электромагнитной сепарации двумя ленточными конвейерами шириной 800 мм и длиной 2,8 км подаются на склад для отгрузки потребителям.

Измельчение промпродукта на первой стадии до 1,5—0 мм производят в стержневых мельницах 3200×4500 НКМЗ.

Измельченный промпродукт идет на первую стадию мокрой магнитной сепарации. Грубый концентрат этой сепарации поступает на доизмельчение в шаровую мельницу, а хвосты на перечистку. После перечистки получается грубый концентрат, который проходит доизмельчение в шаровых мельницах 3200×4500 НКМЗ, и отвальные хвосты крупностью 1,5—0 мм, направляемые в отвал.

После доизмельчения промпродукт поступает на вторую стадию мокрой магнитной сепарации, где получается второй грубый концентрат, поступающий в гидроциклоны, и отвальные хвосты.

Пески из гидроциклонов подаются обратно на доизмельчение в шаровые мельницы, а затем на последнюю стадию мокрой магнитной сепарации с перечисткой концентрата, после которой получается готовый железо-ванадиевый концентрат (рис. 25) и отвальные хвосты (рис. 26).

Для классификации устанавливаются по пять гидроциклонов диаметром 500 мм на каждую секцию шаровых мельниц, в том числе четыре рабочих и один резервный. Пульпа, поступающая в гидроциклон, подвергается размагничиванию.

Стержневые мельницы имеют удельную производительность, близкую к другим аналогичным отечественным обогатительным фабрикам, шаровые же мельницы при доизмельчении руды до крупности 0,21 мм имеют некоторый резерв удельной производительности. Это позволяет вести доизмельчение до 0,09—0,075 мм (или 200 меш.—90—95%) и полностью загрузить мельницы.

Это очень важный резерв, так как более тонкое доизмельчение грубого концентрата дает возможность увеличить содержание железа в конечном концентрате (выше предусмотренных 63%), то есть повысить его металлургическую ценность.



Рис. 25. Сгуститель пульпы, содержащей железо-ванадиевый концентрат.  
Диаметр сгустителя — 24 м. После сгущения (осаждения) концентрат  
передают на вакуум-фильтры для обезвоживания.

Более тонкое измельчение до  $0,09-0,075$  мм улучшает условия окомкования концентрата, что в свою очередь также повышает его металлургическую ценность, так как позволяет получать окатыши вместо агломерата.

Производительность шаровых мельниц увязана с производительностью мокрых магнитных сепараторов, а взаимная компоновка обеспечивает полный самотек основного потока пульпы, начиная от стержневой мельницы и до отвальных хвостов.

Установка стержневых и шаровых мельниц одинакового размера  $3200 \times 4500$  мм создает ряд преимуществ: некоторые детали мельниц — одинаковые (барабанные питатели, электродвигатели, подшипники, часть футеровки и др.).

Вторая и третья стадии магнитной сепарации производятся на сепараторах конструкции «Механобра» типа 174-СЭ (двухбарабанных — для второй стадии, магнитных и электромагнитных) и А-СЭ (трехбарабанных — для третьей стадии).

В последние годы в ряде зарубежных стран (Канада, США, Швеция, Южная Африка и др.) приобретает все большее распространение бесшаровое измельчение (или «самоизмельчение») руд черных и цветных металлов. Созданы два основных типа бесшаровых мельниц: «Аэрофол» (Канада) и «Каскад» (США) [19]. Вместо стальных шаров, в этих мельницах используются крупные куски измельчаемой руды. Бесшаровые мельницы имеют большой диаметр (6,8 м и более), в 2,5—3,5 раза длиннее мельницы. По сравнению с обычными, бесшаровые мельницы имеют ряд технологических и технико-экономических преимуществ: 1) измельчение возможно в один прием кусков руды от 800—900 мм до 5—0 мм; 2) тонковрапленные руды измельчаются до крупности 95% класса минус 0,074 мм; 3) показатели обогащения при измельчении руды на бесшаровых мельницах более высокие, чем при измельчении на стержневых и шаровых мельницах; 4) число обслуживающих мельницы рабочих значительно сокращается; 5) снижается удельный расход электроэнергии; 6) резко (в 10 и более раз) уменьшается расход стали на измельчение руды; 7) удешевляется стоимость измельчения.

В 1961 г. в Канаде введена в строй обогатительная фабрика с бесшаровым самоизмельчением, годовой производительностью 20 млн. т (по руде) и 7 млн. т (по концентрату), а в 1962 г.пущена еще одна фабрика с годовой производительностью 17 млн. т (по руде) и 7 млн. т (по концентрату).



Рис. 26. Мокрые «хвосты» направляются из корпуса обогащения в шламохранилище.

Новый способ бесшарового измельчения руды представляет перспективный интерес для Качканарского комбината. Целесообразно в ближайшее время организовать полупромышленные испытания самоизмельчения качканарских руд.

Самоизмельчение руд с заменой стальных шаров кусками измельчаемой породы в лабораторных условиях опробовано Днепропетровским горным институтом [20] для улучшения концентратов Ново-Криворожского обогатительного комбината.

Проводимые опыты дали положительные результаты:

1) качество концентрата и хвостов лучше, чем при шаровом дроблении;

2) содержание фракции — 0,074 мм в концентрате после самоизмельчения до 94 %;

3) при магнитной сепарации извлечение железа больше, а потери его в хвостах меньше, чем при измельчении в шаровых мельницах;

4) постоянство степени самоизмельчения регулируется числом оборотов мельницы.

В результате опытов принято решение ускорить промышленные испытания бесшарового помола.

Рудоиспытательная станция предназначена для проведения полупромышленных испытаний и исследований по обогащению руд с различных залежей Гусевогорского и Качканарского рудоносных районов. Здесь могут быть проведены процессы: флотации, магнитной сепарации, отсадки, концентрации на столах, обогащения в тяжелых суспензиях, изучены способы извлечения титана, разработаны способы гидрометаллургического извлечения ванадия, усовершенствованы способы фильтрации, обезвоживания и окускования концентрата. При станции имеются лаборатории обогащения, агломерации и окомкования.

Дальнейшее совершенствование схемы обогащения качканарской руды и извлечения из нее железа и ванадия будет в большой степени зависеть от оснащения и работы рудоиспытательной станции. Опыт многих первоклассных рудников показывает, что капитальные вложения на рудоиспытательную станцию очень быстро окупаются.

Центральная химическая лаборатория предназначена для обслуживания рудника, обогатительной и агломерационных фабрик. Она ведет химико-аналитический контроль качества руд и продуктов обогащения на всех тех-

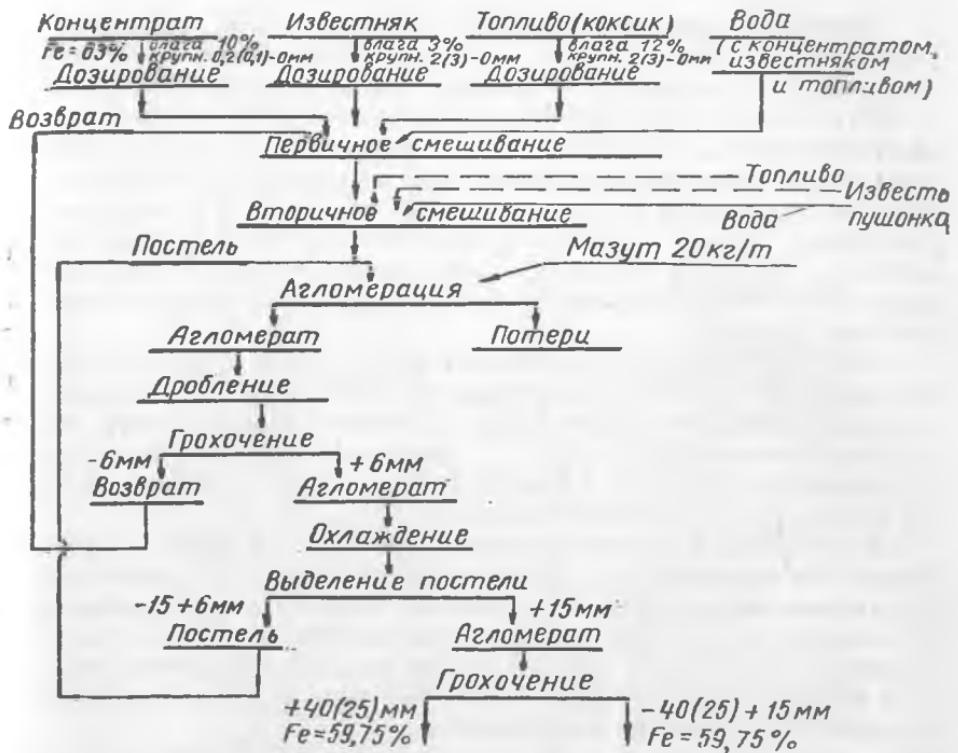


Рис. 27. Технологическая схема получения оглюсованного агломерата («Уралмеханобр»).

нологических этапах. Лаборатория оснащена современными аналитическими приборами и аппаратурой.

Кроме центральной химической лаборатории, имеются еще экспресс-лаборатории на обогатительной и агломерационной фабриках. Они предназначены для химического контроля над технологией обогащения и агломерации с широким применением ускоренных, а также физико-химических методов испытания.

Эксплуатационной разведкой Качканарского комбината уточнены контуры главной рудной залежи. При этом установлено наличие дополнительных, ранее неизвестных рудных площадей, которые позволяют расширить проектные границы карьера, увеличить его производительность и снизить себестоимость руды за счет уменьшения коэффициента вскрыши.

Изучение минералогического строения руд геологами, химиками и обогатителями комбината позволило выделить типы руды с различной величиной вкрапленности магнетита и установить пространственное распространение этих руд в месторождении. Установлено, что крупновкрапленные руды при обогащении дают концентраты, которые по содержанию железа и ванадия и их извлечению из руды в концентрат обладают более высокими показателями, чем принято по проекту. В то же время при обогащении тонковкрапленных руд показатели обогащения довольно резко снижаются против проектных.

Это обстоятельство заставляет рассмотреть вопрос о первоочередной отработке участков, где залегают крупновкрапленные, легкообогатимые руды. В частности, подлежит детальному изучению вопрос о целесообразности включить в эксплуатацию после Главной залежи Западную залежь, а не Северную, как намечалось по проекту.

В процессе пуско-наладочных работ подтверждена возможность получения на обогатительной фабрике комбината проектных показателей и намечены пути их дальнейшего практического улучшения. За первые четыре месяца пуско-наладочного периода (июнь — сентябрь 1963 г.) обогатительная фабрика переработала около 500 тыс. т сырой руды со следующими средними показателями:

Показатель	Содержание железа в сырой руде, %	Содержание железа в концентрате, %	Извлечение железа в концентрате, %	Выход концентрата, %	Содержание железа в хвостах, %	Содержание $V_2O_5$ в концентрате, %
Фактически среднее за месяц:						
Минимальное	15,50	59,10	60,7	15,19	6,9	0,55
Максимальное	17,25	63,50	65,0	18,23	8,1	0,67
Среднее	16,97	61,36	62,5	17,29	7,69	0,66
Предусмотрено по проекту	16,00	63,00	64,5	16,38	6,8	0,48

Эти данные показывают, что даже в первые месяцы работы фабрика перевыполняла проектные показатели по извлечению железа, выходу и качеству концентрата.

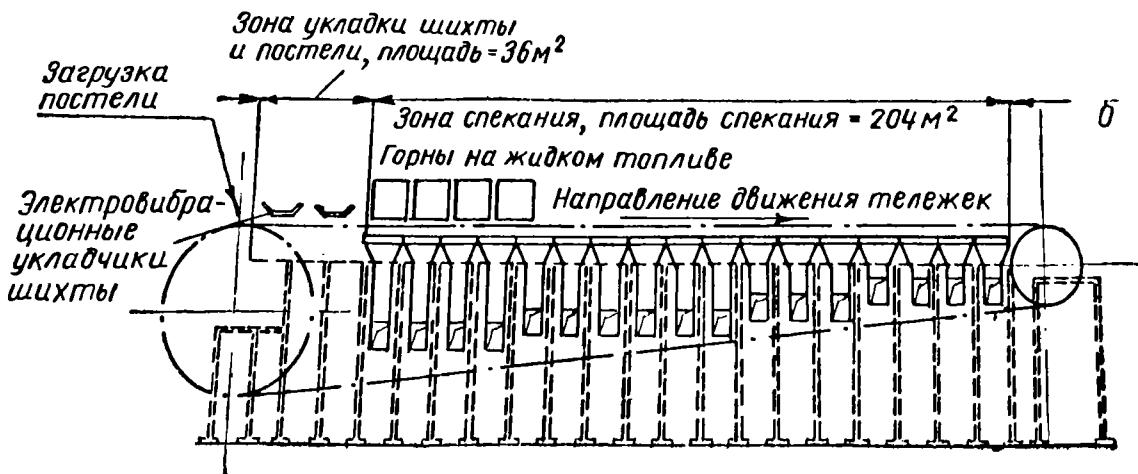
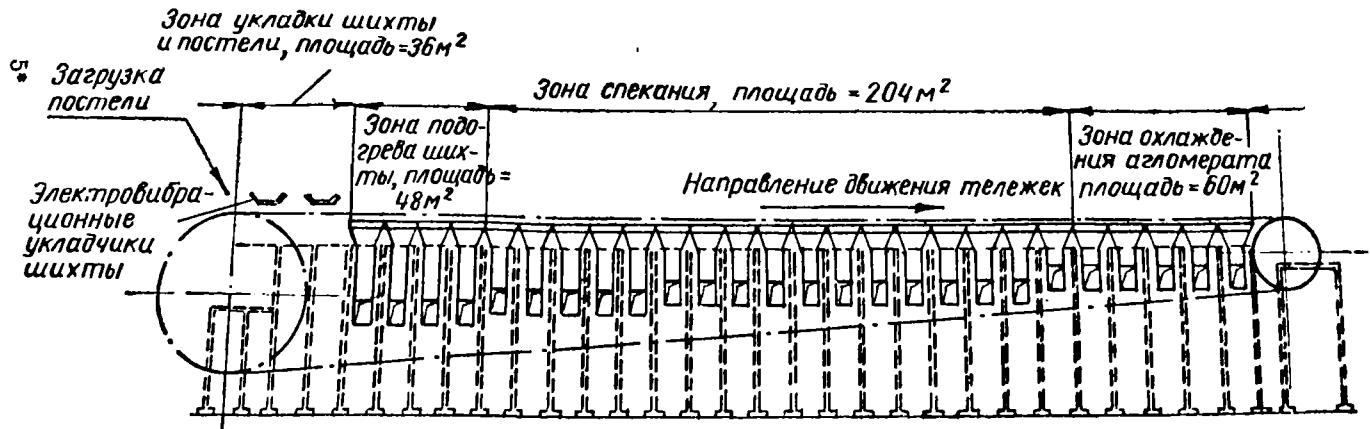


Рис. 28. Схемы агломерационных машин К1-200/312 и К2-200:

а — схема агломерационной машины К1-200/312 по техническому проекту Уралмашзавода; б — схема агломерационной машины К2-200 для Качканарского горнообогатительного комбината («Уралмеханобр»).

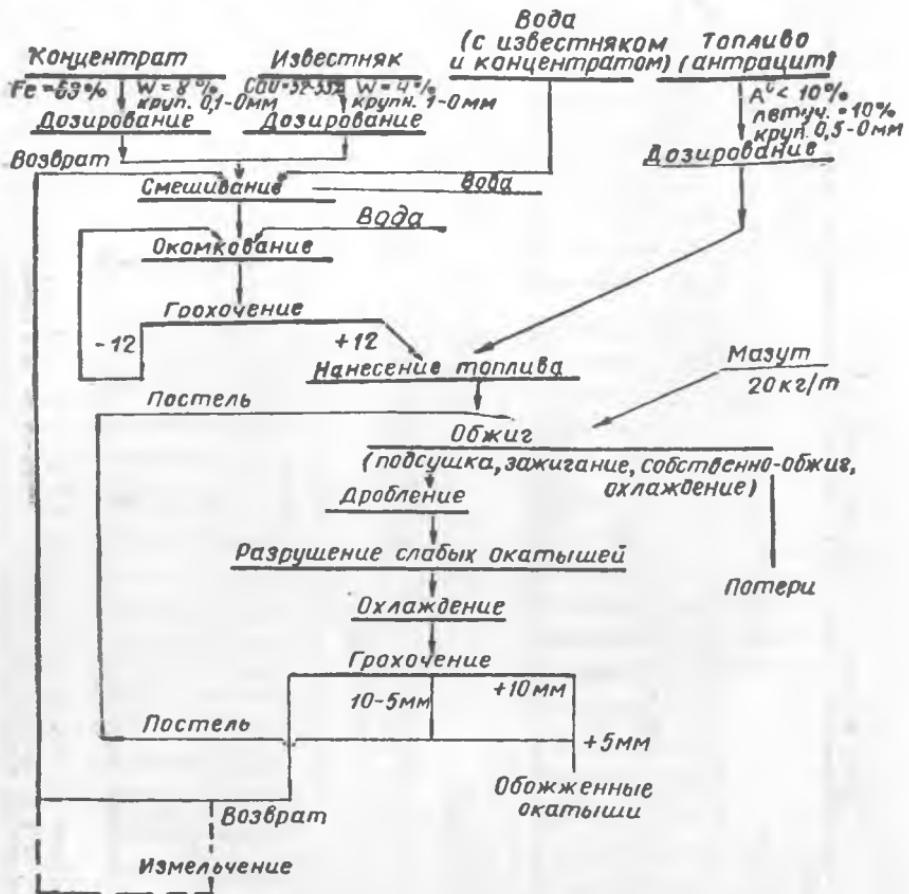


Рис. 29. Технологическая схема получения оглюсованных обожженных окатышей («Уралмеханобр»).

Особенно важным для дальнейшей оценки работы комбиката является значительно более высокое, чем это намечалось по проекту, извлечение ванадия в концентрат. Проектные данные основывались на среднем статистическом содержании ванадия в сырьих рудах по всем участкам месторождения.

На участках первоочередной разработки действительное содержание ванадия в руде и его извлечение из руды в концентрат оказались выше средних показателей, которые предусматривались по проекту по всему месторождению, на

основе предварительных лабораторных исследований института «Уралмеханобр».

Вполне возможно, что дальнейшее изучение качественного состава руд на всем месторождении позволит более точно выявить и в первую очередь вовлечь в эксплуатацию участки более богатые по содержанию ванадия.

За первые четыре месяца пуско-наладочного периода обогатительной фабрики получено ванадия в каждой тонне концентрата в среднем на 37% больше, чем предусмотрено по проекту. Это значительно улучшает проектную экономику Качканарского комбината.

Для достижения устойчивых показателей по извлечению железа и ванадия на обогатительной фабрике улучшается перечистка хвостов путем мокрой магнитной сепарации, улучшается работа фильтров, усиливается участок сгущения слива гидроциклонов и т. д.

Овладение персоналом обогатительной фабрики процессом регулировки всей цепи технологической схемы обогащения и тесное содружество обогатителей с работой геологов и горняков карьера позволят значительно улучшить технологические и экономические показатели промышленного использования качканарских руд. В четвертом квартале 1963 г., после ввода в эксплуатацию, Качканарский комбинат уверенно стал набирать темпы, неуклонно увеличивая производство железо-ванадиевого концентрата.

### 3. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ОКУСКОВАНИЯ-СПЕКАНИЯ КОНЦЕНТРАТА

Исследованиями спекаемости и выявлением оптимального состава шихты для спекания качканарского концентрата занимаются институты «Уралмеханобр» и Уральский научно-исследовательский институт черных металлов (УИЧМ). Работы ведутся как в лабораторных, так и в полупромышленных условиях.

В результате многолетних исследований выработаны условия и эффективные мероприятия, применение которых обеспечивает успешное окускование-спекание тонкоизмельченного качканарского концентрата путем агломерации. Полученный самоплавкий (с основностью  $\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = 1,10$ ) агломерат обладает высокими металлургическими свойствами.

Офлюсованные обожженные окатыши, полученные в ла-

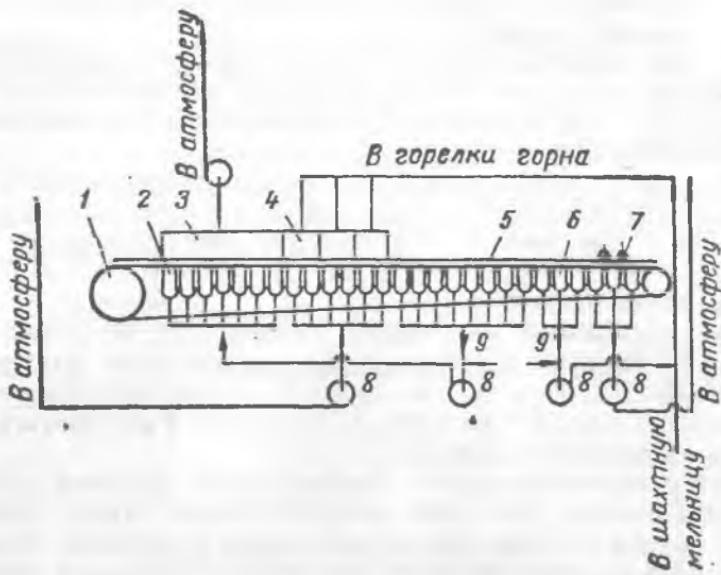


Рис. 30. Принципиальная схема обжиговой машины ОКМ-108:

1 — обжиговая машина; 2 — вакуум-камеры; 3 — зона сушки; 4 — зона горнов; 5 — зона обжига; 6 — зона охлаждения; 7 — брызгала, 8 — дымососы; 9 — ввод атмосферного воздуха для охлаждения продуктов горения.

бораторных условиях, обладают еще более высокими металлургическими свойствами. Их применение, как известно, значительно улучшает процесс и повышает производительность доменных печей. Однако до настоящего времени у нас еще нет высокопроизводительного оборудования для окомкования концентрата и обжига окатышей. Уралмашзавод только в 1962 г. приступил к изготовлению такого оборудования. С учетом этого обстоятельства институтами «Уралмеханобр» и УИЧМ приняты и рекомендованы следующие решения по окускованию качканарских концентратов.

Для первой очереди первого комбината — агломерация концентрата (рис. 27) с применением агломерационных машин К-2-200 (рис. 28);

для второй очереди первого комбината и для второго комбината — окомкование (рис. 29) с применением барабанных окомкователей и конвейерных обжиговых машин типа ОКМ-108 (рис. 30).

Агломерат и окатыши будут иметь основность 1,10, что позволит полностью исключить сырой известняк из доменной шихты.

Уточненный (1963 г.) баланс продуктов на агромерационной фабрике можно представить в следующем виде, в %:

Поступает		Выходит	
наименование	%	наименование	%
1. Концентрат (фракция 0,074—0 мм — 81—85%) . . .	55,2	1. Готовый продукт агломерат . . . . .	58,6
2. Известняк (крупностью 3—0 мм) . . . . .	4,1	2. Возврат . . . . .	31,9
3. Возврат (крупностью 5—0 мм) . . . . .	31,9	3. Потери (испарение влаги, выгорание углерода и проч.) . . . . .	9,5
4. Твердое топливо (коксик или антрацит) . . . . .	2,3		
5. Вода . . . . .	6,5		
Итого . . . . .	100,0	Итого . . . . .	100,0
Постель . . . . .	5,0	Постель . . . . .	5,0
Всего . . . . .	105,0	Всего . . . . .	105,0

Проектная схема агломерации (рис. 27) железо-ванадиевого концентрата принята в соответствии с проведенными исследованиями и с учетом практики работы фабрик, производящих агломерацию тонкоизмельченных концентратов.

Схема состоит из следующих основных операций:

1) дозировка в шихтовых бункерах компонентов шихты — концентрата, известняка, коксика; 2) первичное смешивание указанных компонентов с горячим возвратом для подогрева шихты; 3) вторичное смешивание шихты непосредственно перед ее укладкой на палеты (тележки) агромерационной машины; 4) укладка «постели» (возврата) на палеты; 5) укладка шихты на палеты с помощью барабанного питателя; 6) зажигание шихты; 7) спекание шихты; 8) дробление агломерата; 9) грохочение агломерата с целью выделения горячего возврата класса минус 5 мм, поступающего на шихту для ее подогрева; 10) охлаждение остального агломерата; 11) выделение из охлажденного агломерата постели — класса минус 15 мм; 12) двойное грохочение и разделение агломерата по крупности на два класса.

Сортированный по классам агломерат отгружается металлургическим заводам.

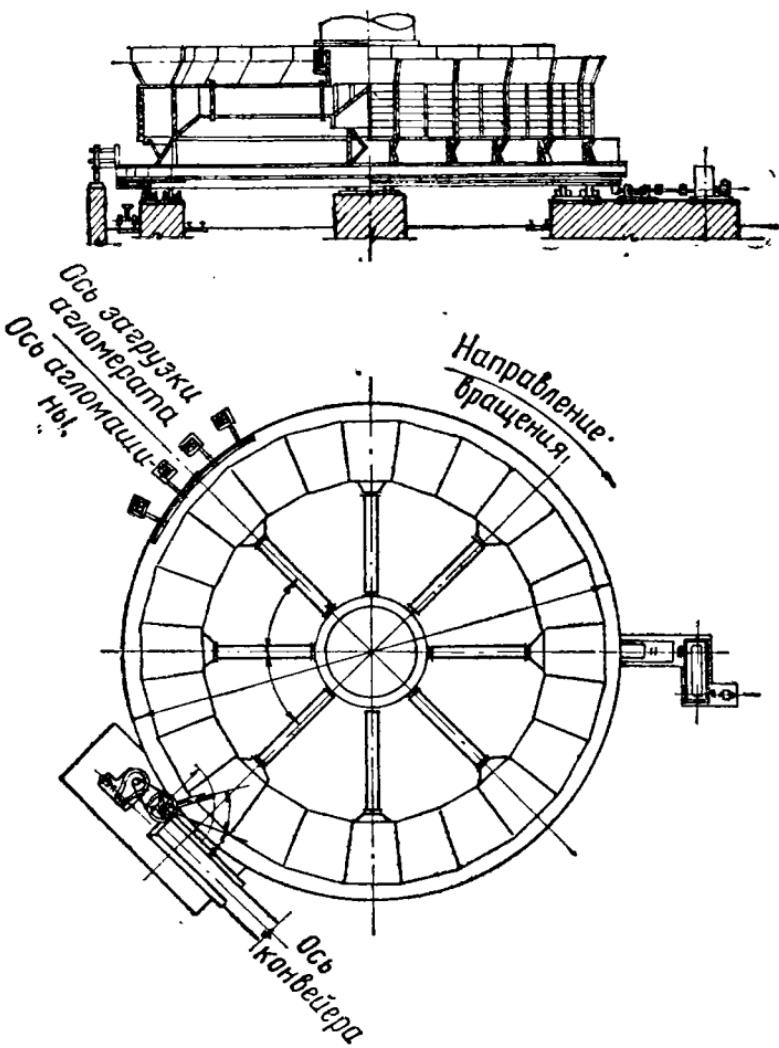


Рис. 31. Охладитель агломерата диаметром 18 м  
«Уралмеханобр», 1960 г.).

В 1961—1963 гг. институт «Уралмеханобр» продолжал исследования по окускованию качканарского тонкоизмельченного концентрата глубокого обогащения с целью дальнейшего усовершенствования и уточнения принятой ранее схемы агломерации и окомкования.

В процессе этих исследований установлено, что предусмотренные в схеме агломерации оптимальная влажность агло-

мерационной шихты в пределах 6,6—7,2%, предварительный подогрев ее горячим возвратом в количестве 30—35%, нагрев и спекание шихты комбинированным (твердым и газообразным) топливом — способствуют интенсификации процесса агломерации и улучшают качество, повышают прочность агломерата. Предварительный подогрев (до 60—65°) шихты горячим возвратом увеличивает пористость, повышает газопроницаемость агломерата, интенсифицирует процесс спекания. Нагрев и спекание шихты комбинированным топливом повышают прочность и кусковатость агломерата; расход твердого топлива снижается, в особенности при использовании высококалорийного природного газа (или мазута). Прасасывание сверху вниз горячих газов обеспечивает замедление скорости охлаждения верхнего слоя, большую равномерность температуры по верхнему, среднему и нижнему слоям спекшегося агломерата. Резкость и неравномерность охлаждения верхнего слоя и его растрескивание уменьшаются; прочность и кусковатость оглюсованного агломерата улучшаются; количество мелочи класса 5—0 мм снижается; металлургическая ценность оглюсованного агломерата значительно повышается.

По последним (1963 г.) данным института «Уралмеханобр», качество качканарского агломерата, в сравнении с агломератом других заводов, можно характеризовать следующими показателями:

Показатели	Агломераты				череповецкий
	качканарский	лебяжинский	магнитогорский с фабрик № 2 и 3		
Крупность концентрата, мм	0,1—0	12—0	8—0	1—0	
Химический состав, %	Fe FeO CaO SiO <sub>2</sub>	59,77 13,31 4,58 4,38	51,56 15,90 12,0 9,94	55,0 17,7 9,89 7,50	48,6 14,7 16,6 13,3
Прочность агломерата — выход фракций после испытания в барабане, %	менее 5 мм более 12 мм	20,05 55,75	30,4 31,3	29,8 33,4	21,4 48,2
Восстановимость агломерата, %		52,2	46,8	45,4	52,9

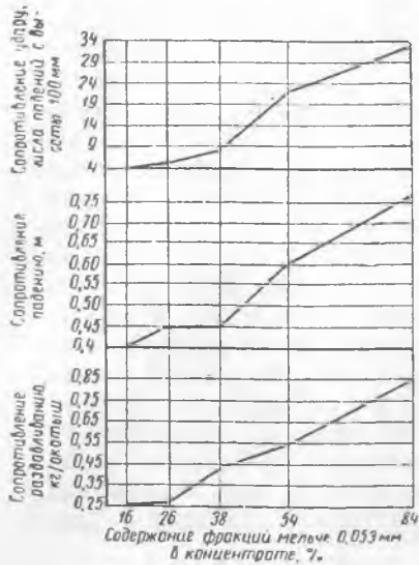


Рис. 32. Влияние на механическую прочность сырых окатышей степени измельчения концентрата и известняка («Уралмеханобр», 1960 г.).

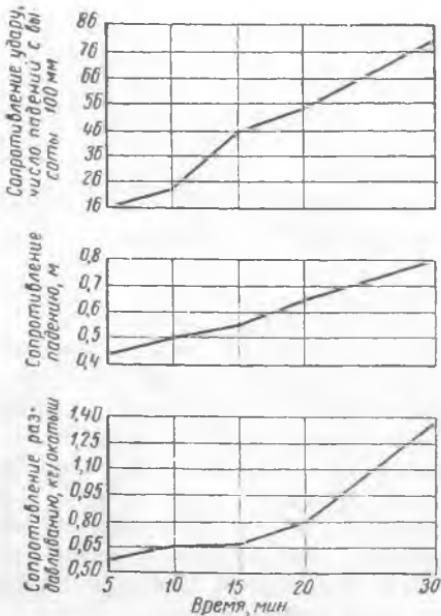


Рис. 33. Влияние на механическую прочность сырых окатышей длительности окатывания («Уралмеханобр», 1960 г.).

Скорость спекания в проекте принята 16 мм в минуту. Принятые к установке две машины К-2-200 будут иметь резерв производительности около 14,5%, что обеспечит возможность дальнейшего увеличения производительности первой очереди комбината при практическом освоении технологического процесса.

Охлаждение агломерата предусмотрено на кольцевом охладителе (рис. 31) диаметром 18 м Уралмашзавода. Воздух принудительно просасывается сверху вниз через слой горячего агломерата (1000°). Кольцевой охладитель, установленный на агломерационной фабрике Череповецкого завода, работает безупречно [18].

Исследования по окомкованию тонкоизмельченного качкарского концентрата производились с добавкой измельченного известняка, пылевидного топлива и других присадок в разном составе. При этом изучалась прочность сырых (не-

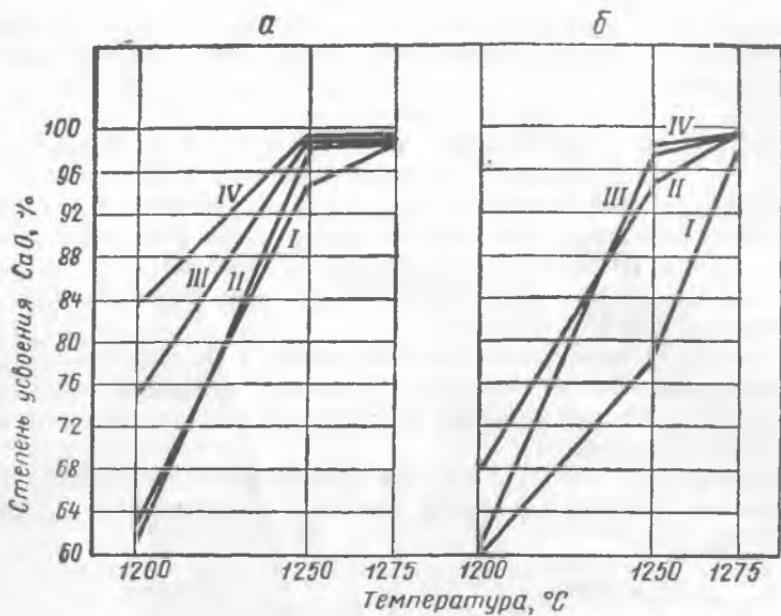


Рис. 34. Степень усвоения окатышами размером 12 мм из качканарского концентрата извести ( $\text{CaO}$ ) в зависимости от:

1) температуры обжига (1200—1275°); 2) времени (длительности) обжига; I—2 мин; II—4 мин; III—6 мин; IV—8 мин; 3) крупности присаженного известняка (в количестве 12% к весу концентрата): а — крупностью 0,5—0 мм; б — крупностью 1,0—0 мм («Уралмеханобр», 1960 г.).

обожженных) окатышей в зависимости от: а) тонкости помола концентрата (рис. 32) и известняка; б) длительности окатывания (рис. 33); в) применения различных присадок в шихту; г) влажности шихты; оптимальная влажность шихты — 7,0—7,5%. Изучалась прочность обожженных окатышей в зависимости от температуры и длительности обжига, степени усвоения известняка (рис. 34) и ряда других факторов.

В результате исследований по окомкованию тонкоизмельченного качканарского концентрата установлена возможность получения огфлюсованных окатышей крупностью от 10 до 40 мм, причем, сырье окатыши, без упрочняющих добавок, обладают достаточной прочностью для транспортировки и обжига на конвейерной машине или в шахтной печи.

Обожженные окатыши обладают следующими преимуществами по сравнению с агломератом: 1) они имеют более

однородный гранулометрический состав, более высокую пористость и газопроницаемость, более высокую механическую прочность; 2) для их транспортировки на металлургический завод не требуется специальных вагонов (агловозов); 3) они допускают более длительное хранение и многократные перегрузки без снижения механической прочности и без измельчения; 4) они значительно меньше разрушаются и лучше сохраняют газопроницаемость в шахте доменной печи большого объема; 5) тонкое измельчение концентрата (в частности, качканарского) благоприятствует его окомкованию и улучшает качество окатышей.

Вследствие указанных преимуществ при использовании окатышей вместо агломерата в шихту производительность доменных печей повышается, а удельный расход кокса и выход шлака снижаются.

Уточненный (1963 г.) баланс продуктов окомкования при обжиге на машине ОКМ-108 можно представить в следующем виде, в %:

Поступает		Выходит	
наименование	%	наименование	%
1. Концентрат (фракций 0,074—0 мм 81—85%) . . . . .	76,6	1. Готовый продукт обожженные, оглюсованные окатыши . . . . .	80,7
2. Известняк ( крупностью 0,5—0 мм) . . . . .	5,4	2. Возврат . . . . .	9,1
3. Возврат ( крупностью 5—0 мм) . . . . .	9,1	3. Потери (испарение влаги, выгорание углерода и проч.) . . . . .	10,2
4. Твердое топливо (коксик или антрацит) . . . . .	2,3		
5. Вода . . . . .	6,6		
Итого . . . . .	100,0	Итого . . . . .	100,0
Постель . . . . .	10,0	Постель . . . . .	10,0
Всего . . . . .	110,0	Всего . . . . .	110,0

На основании проведенных исследований институтом «Уралмеханобр» рекомендована принципиальная схема (рис. 30) конвейерной машины для обжига окатышей с распределением ее площади (длины) по отдельным зонам (подсушка, обжиг, охлаждение).

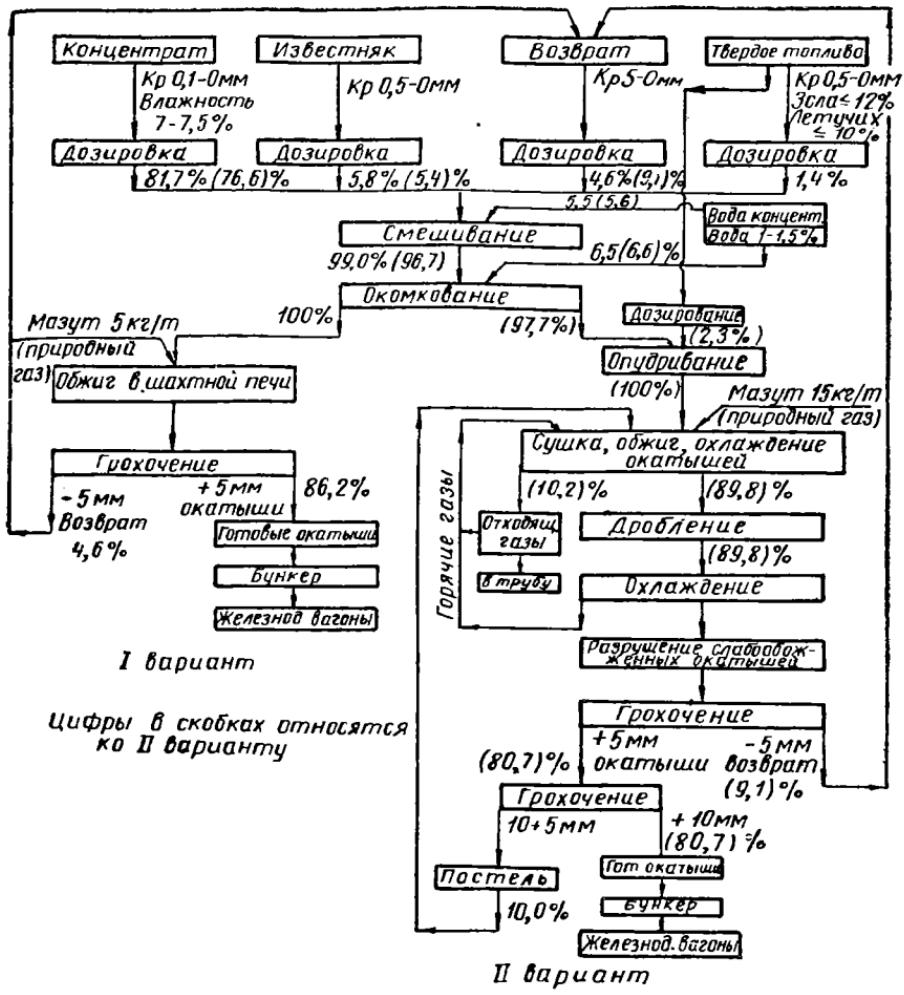


Рис. 35. Технологическая схема получения оглюсованных окатышей (с обжигом в шахтной печи (вариант I) и с обжигом на конвейерной машине ОКМ-2-108 (вариант II).

При обжиге окатышей в лабораторной шахтной печи (рис. 35) выявлен ряд существенных преимуществ по сравнению с обжигом окатышей на конвейерной машине. В шахтной печи обжиг окатышей идет главным образом за счет тепла, выделяющегося от сгорания входящего в состав шихты измельченного топлива, закатанного в окатыши, и за

счет тепла окисления магнетита до гематита. В шихту окатышей вводилось 1,75—2,0% коксики. Топочные газы подаются в небольшом количестве. Благодаря этому температура внутри каждого окатыша выше, чем на его периферии, и поэтому окатыши не спекаются между собой в монолит. После обжига в шахтной печи в окатышах остается до 0,08% углерода.

При обжиге окатышей на конвейерной машине пылевидное топливо наносится (накатывается) на поверхность окатышей. Расход тепла и денежные затраты на обжиг окатышей в шахтной печи много ниже, чем на их обжиг на конвейерной машине, и ниже, чем при агломерации концентрата (по данным лаборатории окомкования и агломерации «Уралмеханобра»).

Баланс продуктов окомкования при обжиге в шахтной печи можно представить в следующем виде, в %:

Поступает		Выходит	
наименование	%	наименование	%
1. Концентрат (фракция 0,074—0 мм—81—85%)	81,7	1. Готовый продукт — обожженные оглюсованные окатыши	86,2
2. Известняк (крупностью 0,5—0 мм)	5,8	2. Возврат	4,6
3. Возврат (крупностью 5,0—0 мм)	4,6	3. Потери (испарение влаги, выгорание углерода и пр.)	9,2
4. Твердое топливо (коксики или антрацит)	1,4		
5. Вода	6,5		
Всего		Всего	
	100,0		100,0

Учитывая выявленные в лабораторных условиях преимущества шахтной печи для обжига окатышей (по сравнению с конвейерной машиной) предусмотрено спроектировать и испытать ее на Качканарском горнообогатительном комбинате.

Условия труда при обжиге окатышей в шахтной печи значительно лучше, а металлургические свойства окатышей выше, чем при обжиге на конвейерной машине. Вместе с тем прочность сырых и подсушенных окатышей для обжига в шахтной печи требуется более высокая, чем при обжиге на конвейерной машине.

Сравнительный удельный расход топлива при различных

способах окускования качканарского концентрата определяется следующими данными:

Вид топлива	Единица измерения	Способ окускования		
		агломерация	окомкование с обжигом, на конвейерной машине	окомкование с обжигом в шахтной печи
Коксик	в % к весу шихты в кг на 1 т готового продукта	2,3 20	2,3 15	1,4 5
Мазут				

На зарубежных заводах для обжига окатышей применяются как шахтные печи, так и конвейерные.

В лабораториях института «Уралмеханобр» ведутся также работы по окомкованию и обжигу окатышей из качканарских руд с присадкой щелочных добавок, имея в дальнейшем в виду возможность гидрометаллургического извлечения ванадия непосредственно из обожженных окатышей, без их разрушения. Такой процесс извлечения ванадия осуществлен на одном заводе в Финляндии.

Проектная схема (рис. 29) получения и обжига окатышей принята для второй очереди комбината в соответствии с вышеуказанными исследованиями и с учетом зарубежной практики фабрик, производящих обожженные окатыши из тонкоизмельченных концентратов.

Схема состоит из следующих основных операций:

- 1) дозировка в шихтовых бункерах компонентов шихты — концентрата, известняка, возврата, топлива и воды;
- 2) смешивание вышеуказанных компонентов с возвратом;
- 3) окомкование шихты;
- 4) нанесение топлива на поверхность окатышей (при обжиге на конвейерной машине);
- 5) сушка на машине окатышей газами из зоны обжига;
- 6) обжиг окатышей;
- 7) предварительное охлаждение окатышей на машине;
- 8) дробление оплавившихся окатышей;
- 9) разрушение в барабане слабых неспекшихся окатышей;
- 10) охлаждение окатышей в кольцевом охладителе;
- 11) грохочение окатышей и выделение возврата (5 мм) и постели ( $-10+5$  мм).

Обожженные окатыши отгружаются металлургическим заводам.

Технологическая схема и баланс продуктов процесса окомкования принят на основе лабораторных исследований. Действующих отечественных фабрик по окомкованию, опыт

которых можно было бы использовать, пока еще нет. Поэтому все эти показатели требуют проверки в промышленных условиях. Машины ОКМ-108 будут изготавливаться на Уралмашзаводе после промышленного испытания первого опытного образца на Соколовско-Сарбаевском комбинате.

На рис. 35 параллельно дается технологическая схема окомкования и обжига окатышей на конвейерной машине ОКМ-108 и в шахтной печи.

Одним из основных вопросов, который предстоит решить при переходе от агломерации к окомкованию концентратов, является усовершенствование способов обезвоживания концентратов на обогатительной фабрике. По лабораторным испытаниям для получения окатышей требуется, чтобы влажность концентрата была 6—7%.

Работающие на отечественных фабриках фильтры дают концентрат с влажностью 9—10%, при которой получить окатыши достаточной для обжига прочности пока не удалось.

#### 4. ФАБРИКА ОКУСКОВАНИЯ КОНЦЕНТРАТА

Фабрика окускования (агломерационно-окомковательная) строится (рис. 15) в непосредственном примыкании к площадке обогатительной фабрики и будет соединена с ней галереей с ленточными транспортерами, по которым концентрат будет поступать в шихтовые бункера фабрики окускования.

Строительный объем сооружений фабрики окускования концентрата можно определить следующими данными, в %:

Название корпуса или сооружения	Вагоноопрокидыватель	Шихтовые бункера	Склад коксика и корпуса его дробления	Склад известняка и корпуса его дробления	Первичное смешивание, выдача постели, сортировка	Корпус агломерации	Корпус окомкования	Погрузочные бункера, перегрузочные узлы и галереи	Всего
	строительный объем в процентах								
Всего	1,20	8,25	23,95 (оба корпуса и склада объединены)	5,40	17,70	23,40	20,1	100,00	
В том числе строятся во вторую очередь	—	—	8,7	3,20	—	23,40	7,85	43,15	

Фабрика окомкования будет строиться через несколько лет после пуска агломерационной фабрики. За это время предусматривается на Качканарском и других горнообогатительных комбинатах страны провести промышленные испытания оборудования, исследования технологии окомкования и обжига окатышей. Эти испытания и исследования, по-видимому, внесут поправки и в проект Качканарской фабрики окомкования. Время для этого имеется.

Примерно половина концентратов будет окусковываться путем агломерации (первая очередь) и половина — путем окомкования (вторая очередь).

Агломерационные машины К-2-200, которые изготавливаются Уралмаш заводом для Качканарского комбината, имеют некоторые особенности по сравнению с машинами К-1-200/312 (рис. 28). Они значительно компактнее (общая длина почти на 30% меньше), что позволяет уменьшить вес машины, строительный объем корпуса фабрики, капиталовложения и эксплуатационные затраты.

Длина агломерационной ленты уменьшена за счет исключения зоны подогрева шихты на 12 м (или 48 м<sup>2</sup>) и зоны охлаждения агломерата — 15 м (60 м<sup>2</sup>).

В Качканаре, как уже говорилось, предусмотрен подогрев шихты до 60—65° теплом мелкого горячего возврата, что предпочтительнее, чем ее подогрев отработанными газами, температура и количество которых непостоянны, а шихта на машине нагревается ими неравномерно — слоями. Возврат же, непосредственно смешиваясь с шихтой, равномерно ее прогревает, так как выход и температура возврата устойчивы, а теплоемкость его выше, чем у отработанных газов. Такой способ подогрева шихты успешно применяется на многих отечественных и зарубежных агломерационных машинах.

Опытное спекание качканарских концентратов на Лебяжинской агломерационной фабрике Нижне-Тагильского металлургического комбината и на агломерационной фабрике Чусовского металлургического завода, проведенные в сентябре-ноябре 1963 г., показали возможность получения достаточно прочных, обладающих высокими металлургическими качествами агломераторов и успешной проплавки их в доменных печах.

На основе этих опытов коллективу агломераторчиков Качканара предстоит в 1964 г. при пуске одной из первых в Союзе агломерационных лент площадью спекания в 200 м<sup>2</sup>, учесть опыт первой аналогичной ленты, работающей на Ново-Липец-

кой аглофабрике и добиться дальнейшего улучшения качества качканарского агломерата.

Процесс спекания тонкоизмельченного качканарского концентрата можно рентабельно интенсифицировать путем увлажнения шихты 0,2%-ным водным раствором полиакриламида. Это позволяет повысить скорость движения аглоленты или увеличить толщину слоя шихты и без переделки оборудования на 10—15% повысить производительность окускования («Сталь», 1963, № 12, стр. 1061—1064). Расходы, связанные с применением полиакриламида, перекрываются достигаемым, экономическим эффектом от увеличения производительности окускования.

## *Глава III*

### **ЭФФЕКТИВНОСТЬ И РЕНТАБЕЛЬНОСТЬ РАЗРАБОТКИ КАЧКАНАРСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Титаномагнетитовые железо-ванадиевые руды Качканарских месторождений, как уже говорилось, имеют среднее содержание железа лишь 16—17%. Столь низкое содержание железа в руде на протяжении многих лет вызывало сомнения и споры, следует ли вводить эти руды в промышленную эксплуатацию; будет ли рентабельной разработка Качканарских месторождений. Ни в отечественной, ни в зарубежной практике нет ни одного примера промышленной разработки и использования столь бедных по содержанию железа руд.

Наиболее бедными рудами, используемыми предприятиями черной металлургии, считаются руды ковдорские, оленогорские, тагило-кушвинские магнетиты, криворожские кварциты, в которых содержание железа колеблется от 20 до 38%. Для получения из этих руд одной тонны концентраты с содержанием 63—65% железа требуется 2—3 т руды, а из качканарских — 6 т.

Экономическая целесообразность и эффективность разработки и использования в больших масштабах руд Качканарских месторождений основана на рациональных схемах добычи и обогащения руды при комплексном использовании железа и ванадия.

В результате многолетней работы геологоразведочных организаций, научно-исследовательских и проектных институтов Урала выявлена возможность разработки Качканарских месторождений наиболее высокопроизводительным и дешевым открытым способом при весьма низком коэффициенте вскрыши с применением высокопроизводительного современного оборудования на добыче, транспортировке, дроблении и измельчении руды.

Хорошая обогатимость качканарской руды позволила разработать простую и дешевую схему ее глубокого обогащения и получения тонкоизмельченных концентратов, содержащих 63% железа, 0,48% и более процентов пятиокиси ванадия. Эти концентраты можно окусковывать не только путем агломерации, но и окомкования, что еще больше повышает их металлургическую ценность.

Металлургические свойства качканарских концентратов (высокая природная основность, незначительное содержание серы и фосфора) выше криворожских и кустанайских, а это очень важно для улучшения коэффициента использования доменных печей и снижения себестоимости чугуна.

Содержащийся в качканарских концентратах ванадий легко и рентабельно извлекается как пирометаллургическим, так и, по-видимому, гидрометаллургическим методом.

Это позволило проектным институтам обосновать расчетами целесообразность и высокую экономическую эффективность разработки и комплексного использования очень бедных качканарских руд, которые вовлекаются в промышленную эксплуатацию потому, что они в огромных количествах выходят на дневную поверхность, допускают разработку на 100% открытыми работами, хорошо поддаются магнитному обогащению и, главным образом, еще потому, что они содержат ванадий, который вместе с железом переходит в концентрат.

Поэтому, и учитывая высокую ценность ванадия, как легирующего элемента, было бы неправильным отнесение на ванадиевый шлак, являющийся исходным продуктом ванадиевого производства, только затрат на деванадацию чугуна в конверторном цехе и не сносить на этот шлак части затрат по добыче и обогащению бедных по железу качканарских руд.

По разработанной проектными институтами и принятой методике 47,7% от себестоимости железо-ванадиевого концентрата относится на содержащийся в нем ванадий и 52,3% — на содержащееся в нем железо. В таком же соотношении распределяются на железо и ванадий капитальные затраты на строительство Качканарского горнообогатительного комбината.

Проектными расчетами установлено, что при таком распределении эксплуатационных расходов и капитальных затрат получается высокая рентабельность производства чугуна и стали из качканарской руды и еще более высокая рентабельность ванадиевого производства.

В предыдущей главе уже отмечено, что в результате многолетних исследований ученым и проектировщикам института «Уралмеханобр» удалось значительно улучшить схему обогащения качканарской руды, увеличив содержание железа в концентрате с 54 до 63% и пятиокиси ванадия с 0,43 до 0,48% при одновременном снижении стоимости обогащения 1 т руды с 82,6 коп. до 59,1 коп., то есть почти на 30%.

Снижение себестоимости обогащения руды по новой схеме достигнуто, главным образом, благодаря уменьшению общей массы материала, подвергаемого тонкому измельчению до крупности 0,21—0,0 мм. Если по прежней схеме такому измельчению в шаровых мельницах подвергалось 80% всей руды, то по новой схеме лишь 35%. Тонкое измельчение руды является самой трудоемкой и дорогой операцией процесса обогащения.

Улучшение схемы обогащения весьма благоприятно сказалось на технико-экономических показателях Качканарской обогатительной фабрики, построенной по измененному проекту.

Качканарская обогатительная фабрика по сравнению с фабриками других отечественных горнообогатительных комбинатов имеет такие показатели [18] (см. табл. на стр. 86).

Из этих сравнительных данных видно, что, хотя содержание железа в рудах колеблется в весьма широких пределах, от 16 до 42,7 и более, содержание железа в концентрате глубокого обогащения практически почти одинаково (62—65,6%).

При технологической схеме более глубокого обогащения качканарской руды степень извлечения железа из руды несколько снизилась — с 70% до 64,5%. Однако в результате более высокой металлургической ценности концентрата с содержанием железа 63%, вместо 54%, будет получена значительная экономия за счет снижения расхода кокса на 1 т чугуна на 20,3% и уменьшения расхода агломерата на 1 т чугуна на 9,5%. Производительность доменных печей возрастет на 12%. Себестоимость чугуна (без учета использования ванадия) снижается на 8,5%. Удельные капитальные затраты по доменному производству уменьшаются на 12,5%, по производству кокса — на 15%.

По подсчетам института «Уралгипроруда», только экономия, полученная в доменном производстве Нижне-Тагильского металлургического комбината от повышения содержания

Показатели	Единица измерения	Качканарский
Производительность по сырой руде (влажность 3%) . . . . .	% (принимая 100,0 Качканар за 100%)	
Содержание железа в руде . . . . .	%	16,0
Содержание железа в концентрате . . . . .	%	63,0
Извлечение железа в концентрат . . . . .	%	64,5
Удельные капитальные затраты на 1 т сырой руды . . . . .	руб.	2,01
Стоимость обогащения 1 т сырой руды	руб.	0,591
Производительность труда на 1 тру- дящегося . . . . .	тыс. т/год %	25,40 100,0

**Фабрики горнообогатительных комбинатов**

Соколовско-Сарбайский рудник	Вторая фабрика южного ГОК (Криворожье)	Ново-Криворожский ГОК	Центральный горно-обогатительный комбинат (Криворожье)		Качарский
			магнетитовая руда	окисленная руда	
70,5	27,3	27,5	28,1	28,1	62,0
42,7	37,5	36,2	33,4	33,5	36,8
65,0	63,0	62,0	62,0	62,0	65,6
80,6	77,3	77,0	79,6	80	86,28
2,48	2,96	2,87		3,45	2,54
0,815	0,745	0,751	0,633	1,695	0,632
18,80 74,3	13,72 54,1	12,65 49,8		10,40 41,0	18,50 72,7

железа в качканарском концентрате с 54 до 63%, окупит все дополнительные капитальные затраты на сооружение Качканарской обогатительной фабрики за два года.

В главах II и X отмечается, что фактическое содержание железа в концентрате во втором полугодии 1963 г. во многих случаях достигало 63—65%, а пятиокиси ванадия на 37% больше, чем по проекту. Это еще больше улучшает все проектные показатели.

. В 1960—1963 гг. из-за недостатка местных руд пришлось свыше 20% потребного Нижне-Тагильскому металлургическому комбинату количества железорудного сырья покрывать дальнепривозной рудой Соколовско-Сарбайского горнообогатительного комбината. Расходы по доставке руды из Казахстана неизбежно удороожают себестоимость чугуна на Нижне-Тагильском комбинате.

В течение ближайших лет абсолютный уровень добычи на рудниках Тагильско-Кушвинского месторождения по проекту предусмотрено сохранить на уровне 1963 г., но даже и при этом придется в больших масштабах развивать подземную добычу, что неизбежно связано с повышением себестоимости руды.

Добыча качканарской руды и ее удельный вес в рудном балансе НТМК из года в год будут расти, а завоз руды из Казахстана постепенно снижаться.

Рентабельность добычи качканарской руды особенно наглядна при сопоставлении показателей по производительности труда. Производительность труда рабочего на открытых работах тагильско-кушвинских рудников — 45 т/чел в смену горной массы, а на Качканарском комбинате — 154,6 т/чел в смену, то есть в 3,5 раза выше. Производительность труда на подземной добыче руды в шахтах много ниже, чем на открытых работах.

Себестоимость 1 т железа на НТМК в агломерате (из качканарских и тагильско-кушвинских руд) и удельные капитальные затраты на рудную базу, отнесенные на 1 т чугуна, можно представить следующими данными (см. табл. на стр. 86).

Из этих данных видно, что 1 т железа в подготовленной к плавке руде Качканарского комбината будет дешевле по сравнению с Тагило-Кушвинским, Соколовско-Сарбайским, Криворожским и другими месторождениями. Уже в настоящее время значительная часть местной руды добывается не открытыми, а подземными работами. Себестоимость местной

Металлургический завод	НТМК		Магнитогорский	Криво-рожский	Тайшетский	Барнаульский	Западно-Сибирский	Ново-Тульский
Месторождения, откуда поступает подготовленная руда	Качканарское (с учетом снятия стоимости ванадия)	Тагило-Кушвинское	Соколовско-Сарбайское	Криворожское (кварциты)	Коршуновское	Лисаковское	Разные	Михайловское (КМА)
Содержание железа в подгот. руде, %	62,29	61,82	62,12	60,00	59,50	56,50	60,27	53,10
Себестоимость 1 т железа в подготовленной руде, руб./т . . . . .	8,32	15,32	10,10	9,30	8,93	9,85	13,25	9,28
То же, % . . . . .	100,0	184,1	121,2	111,7	107,2	118,2	159,1	111,5
Удельные вложения в рудную базу на 1 т чугуна, %	100,0	155,7	133,1	113,4	121,1	н.св.	139,2	78,5

руды при этом повысилась, а в дальнейшем, с увеличением доли шахтной добычи руды, повысится еще более.

Разведанные запасы железной руды для НТМК по состоянию на 1/I 1961 г. определяются следующими данными, в %:

Категория запасов	По рудникам Тагило-Кушвинского месторождения	По Качканарскому ГОКу	Всего
A+B+C <sub>1</sub> . . . . .	7,3	92,7	100,0
C <sub>2</sub> . . . . .	1,6	98,4	100,0

Среднее содержание железа в тагило-кушвинских рудах — 37,4%, в качканарских — 16,58%.

На рис. 36 показана принятая в проекте схема движения руды, концентрата, агломерата и окатышей из снабжающих НТМК рудников, причем предусмотрено, что при полном развитии Качканарского месторождения оно будет покрывать

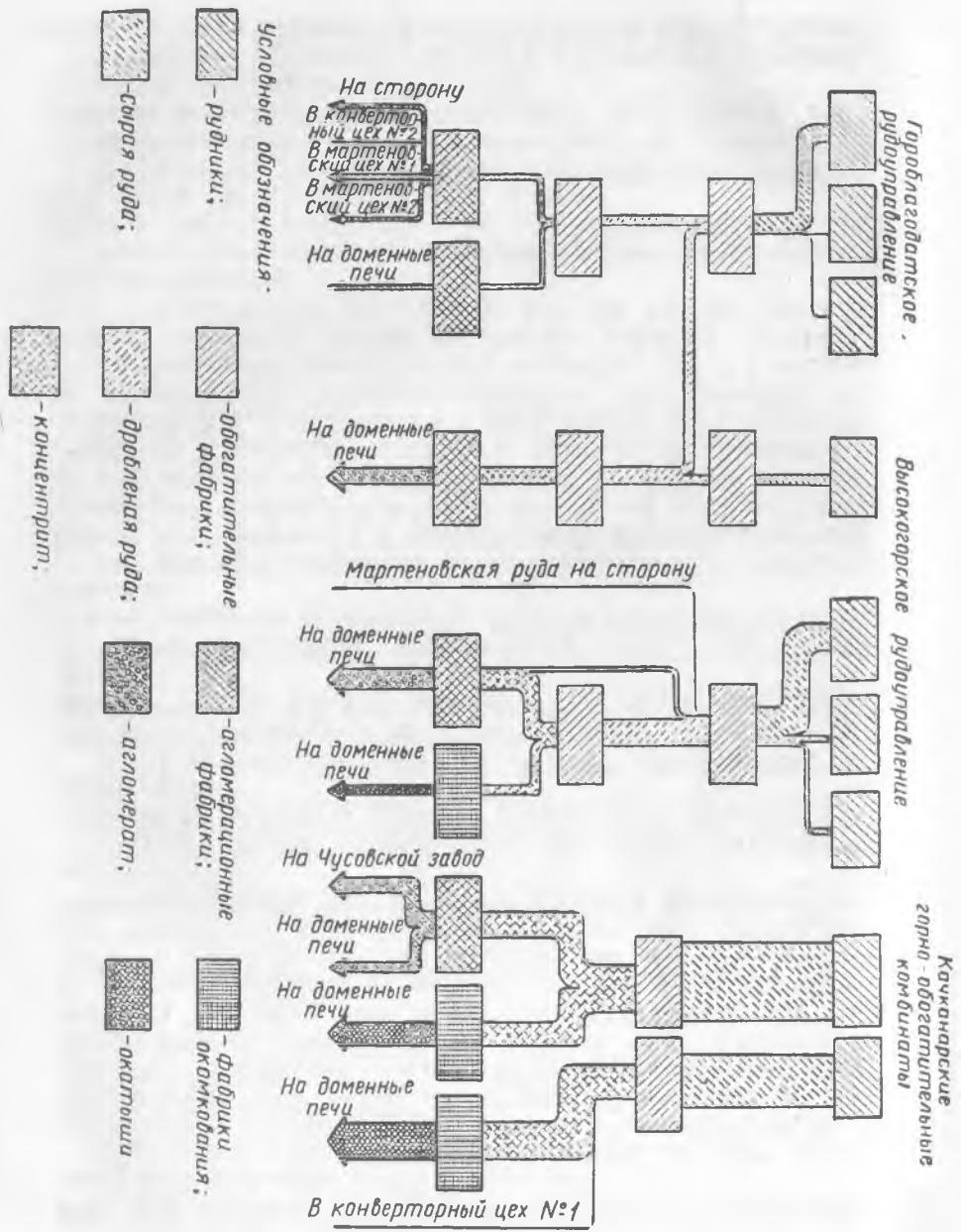


Рис. 36. Схема движения руды, концентрата, агломерата и окатышей из рудников, снабжающих НТМК.

60% всей потребности комбината, а рудники Тагило-Кушвинского месторождения — 40%.

По проекту предусмотрено осуществить глубокое обогащение (примерно до 63% Fe) не только качканарской, но и тагило-кушвинской руды. Такое глубокое обогащение, как известно, значительно улучшает технико-экономические показатели работы доменных цехов. Однако себестоимость концентрата глубокого обогащения из тагило-кушвинских руд (с учетом вынужденного перехода с открытой на подземную добычу) будет значительно дороже, чем из качканарских руд. Переход на подземную добычу и глубокое обогащение тагило-кушвинских руд потребует крупных капиталовложений.

Поэтому более целесообразно направлять выделяемые средства на ускорение развития производства качканарского концентрата.

Часть потребности в жидким металле мартеновских цехов может покрываться не жидким чугуном из тагило-кушвинских руд, а жидким полупродуктом из конверторного цеха № 1.

Производительность мартеновских печей при такой замене повысится (примерно на 15%), а себестоимость стали снизится.

По проектным расчетам «Уралгипромеза» и «Уралгипроруды», себестоимость 1 т качканарского железо-ванадиевого концентрата определена в 6 руб. 06 коп., из которых 2 руб. 96 коп. отнесено на ванадий и 3 руб. 10 коп. на железо. Проектное содержание пятиокиси ванадия в концентрате принято 0,48%, или 4,8 кг в 1 т концентрата, что в пересчете на металлический ванадий составляет  $4,8 \times 0,56 = 2,69$  кг. По новому прейскуранту оптовых отпускных цен с 1 января 1965 г. стоимость этого количества ванадия составит: 1,10 руб.  $\times 2,69 = 2,96$  руб., то есть как раз столько, сколько принято в проекте.

Фактическое содержание ванадия в концентрате в первые месяцы работы комбината, как говорилось, оказалось на 37% выше, чем предусмотрено по проекту.

По расчетам проектных организаций, себестоимость одной тонны качканарской руды и концентрата, по сравнению с другими комбинатами, представляется следующими данными (см. верхнюю табл. на стр. 91).

Повышение содержания железа в агломерате и окатышах позволит резко повысить производительность доменных печей

		Качканарский ГОК		Соколовско-Сарбайский ГОК	Качарский ГОК	Центральный ГОК (Криворожский бассейн)
полная стои- мость (без снятия стоимости ванадия)	со сня- тием стоимости ванадия					
Себестои- мость, руб./т	сырой руды концентраты	0,31 6,06	— 3,10	1,19 4,02	0,85 3,45	0,58 3,65

НТМК, улучшить коэффициент использования их полезного объема, снизить удельный расход кокса и себестоимость чугуна. Достижению этих целей будет способствовать интенсификация доменного процесса путем применения конвертированного природного газа и обогащенного кислорода дутья с повышенным его давлением и подогревом.

Низкая себестоимость качканарского подготовленного к плавке рудного сырья даст возможность Нижне-Тагильскому комбинату выплавлять самые дешевые в СССР чугун и кислородно-конверторную сталь, как это видно из следующих сравнительных показателей, в рублях за 1 т:

	НТМК		ММК	Западно-Сибирский завод	Ново-Тульский завод	Череповецкий завод
	из тагило- кушвинских руд	из качка- нарских руд				
Чугун . . . .	24,50	18,0	18,80	20,50	22,80	31,50
Сталь . . . .	29,40**	19,50*	22,50**	25,00*	29,20*	34,40**

\* Кислородно-конверторная сталь.

\*\* Мартеновская сталь.

Низкая себестоимость чугуна из качканарской руды и кислородно-конверторной стали из этого чугуна повышает рентабельность второй очереди НТМК. По проектным расчетам, она составит 142% против 102% по проекту Западно-Сибирского завода, 90% по проекту Ново-Липецкого завода, 87% по проекту Ново-Тульского завода, 40% по проекту

Череповецкого завода. Средняя рентабельность металлургических заводов за 1960 г. составила 12%.

Можно, конечно, спорить о принятой «Уралгипрорудой» и «Уралгипромезом» методике распределения затрат на ванадий и сталь. Можно доказывать, что проектные организации слишком много затрат отнесли на ванадий, а в результате этого снизилась на НТМК себестоимость чугуна и стали в большей мере, чем, например, на Ново-Тульском заводе. Но эти споры, по сути дела, беспредметны, так как практическое значение для государства имеет общая рентабельность производства Качканарского и Нижне-Тагильского комбинатов, общая сумма прибыли, которую будут приносить государству ванадиевое и сталеплавильное производства на этих предприятиях. Эта сумма прибыли не изменится оттого, что мы уменьшим прибыль по производству стали и на столько же увеличим ее по производству ванадия. По проектным расчетам, при полном развитии НТМК будет приносить государству в  $9\frac{1}{2}$  раз больше прибыли, чем в 1962 г.

«Жемчужина» советской металлургии — Магнитогорский металлургический комбинат — за 1962 г. дал государству 294 млн. рублей прибыли [21].

Нижне-Тагильский металлургический комбинат при полном развитии будет приносить государству прибыли на каждый рубль товарной продукции больше, чем Магнитогорский комбинат в 1962 г., то есть тоже превратится в «жемчужину» советской металлургии.

При увеличении в рудном балансе удельного веса качканарского железорудного сырья ежегодная прибыль НТМК еще больше повысится.

Капитальные вложения на создание Качканарского ГОКа и второй очереди Нижне-Тагильского металлургического комбината окупятся в короткий срок.

Себестоимость одной тонны железа в концентрате и агломерате из руд Тагило-Кушвинского месторождения и удельные капитальные вложения по этому месторождению (на развитие вынужденной подземной добычи руды и ее глубокое обогащение) очень высокие. Таким образом, еще раз подтверждается сделанный выше вывод о целесообразности быстрее развивать добычу, обогащение, окускование и металлургическую переработку руд Качканарского месторождения. Это позволит сэкономить государству весьма крупные средства.

«Партия настойчиво осуществляет,— говорится в поста-

новлении декабрьского (1963 г.) Пленума ЦК КПСС,— курс на ускорение технического прогресса во всех отраслях народного хозяйства».

«В современных условиях первостепенное значение приобретает преимущественное развитие наиболее прогрессивных отраслей народного хозяйства, позволяющих в короткие сроки получить максимальный экономический эффект от капитальных вложений».

Всемерное ускорение развития Качканарского комбината и повышение удельного веса его продукции в рудном балансе Нижне-Тагильского комбината в полной мере отвечает этим требованиям.

Несмотря на то, что на ванадиевое производство, как уже говорилось, отнесена значительная часть затрат, себестоимость феррованадия из качканарской руды по проектным расчетам в несколько раз ниже действующих отпускных цен. Это дает возможность уже с 1 января 1965 г. вдвое снизить отпускные цены на ванадиевый шлак и соответственно снизить отпускные цены на феррованадий, что будет способствовать дальнейшему расширению применения ванадия, техническому прогрессу металлургии и машиностроения, развитию химии и сельского хозяйства страны.

Даже после снижения с 1 января 1965 г. отпускных цен на ванадиевые продукты, рентабельность ванадиевого производства НТМК останется достаточно высокой, рентабельность производства чугуна и стали не снизится.

Магнитогорский металлургический комбинат, работая на местных рудах, выпускает самый дешевый в нашей стране доменный передельный чугун, что дает высокую прибыль. Низкая себестоимость доменного передельного чугуна на ММК, в первую очередь, обусловлена очень дешевым железорудным сырьем с горы Магнитной.

Нижне-Тагильский металлургический комбинат в 1962 г. занимал второе место в СССР по себестоимости доменного передельного чугуна, однако себестоимость чугуна была много выше, чем на Магнитогорском комбинате. Это объясняется, главным образом, очень высокой себестоимостью железорудного сырья с Тагило-Кушвинского месторождения и большими затратами на транспортировку руды из Казахстана.

Представляют интерес сравнительные данные о себестоимости доменного передельного чугуна на Магнитогорском и Нижне-Тагильском комбинатах за 1962 г.:

Комбинаты	Какое место в стране занимал по себестоимости чугуна	Полная себестоимость 1 т чугуна, %	Стоимость железорудного сырья на 1 т чугуна, %	Стоймость топлива, %	Расходы по переделу, %
Магнитогорский . . .	I	100,0	100,0	100,0	100,0
Нижне-Тагильский . . .	II	159,5	377,2	89,8	122,5

После перехода доменных печей НТМК на качканарский окискованный концентрат стоимость железорудного сырья резко снизится. Наоборот, после перехода ММК на привозную соколовско-сарбайскую руду стоимость железорудного сырья там будет выше, чем при работе на рудах горы Магнитной.

Госпланом СССР утвержден новый прейскурант отпускных цен на концентрат и агломерат Качканарского горнообогатительного комбината, вступающий в действие с 1 января 1965 г., по которому установлено [22]:

Наименование	Расчетная норма, %		Оптовая цена, руб. и коп. за 1 т
	железа	влаги	
Концентрат железо-ванадиевый . . .	63,0	9,0	8,80
Агломерат железо-ванадиевый офлюсованный . . . . .	60,0	—	11,55

Примечания: 1. При отклонении содержания железа в концентрате и агломерате против расчетных норм применяются скидки или премии к оптовой цене в размере 25 коп. за каждый процент железа.

2. Ванадий в концентрате и агломерате оплачивается по 1 руб. 10 коп. за 1 кг металлического ванадия.

3. По тому же прейскуранту установлена оптовая цена металлического ванадия в конверторном шлаке 2 руб. 40 коп. за 1 кг.

Действующая ныне оптовая цена — 5 руб. за 1 кг ванадия в шлаке. Таким образом, в результате ввода Качканарского горнообогатительного комбината предусматривается снижение оптовых отпускных цен на ванадиевые продукты более чем вдвое.

Представляет интерес сопоставление цен за 1 т качканарского концентрата и агломерата (без ванадия) с установ-

ленными по тому же прейскуранту ценами на концентрат и агломерат некоторых других месторождений:

Показатель	Горнообогатительный комбинат или рудник							
	Качканарский	Гороблагодат-ский	Высокогорский	Златоустовский (Кусинский)	Соколовско-Сарбайский	Магнитогор-ский	Кузнецкий	Криворожский
Номер таблицы по прейскуранту .	19	13	15	20	18	22	26	7
Содержание железа в концентрате, % . . . . .	63,0	—	—	—	65,0	—	—	61,0
Содержание влаги в концентрате, %	9,0	—	—	—	7,0	—	—	9,0
Оптовая цена в копейках за 1 т .	880*	—	—	—	915	—	—	600
Содержание железа в доменном оглюсованном агломерате . . . . .	60,0*	48,0	51,0	56,0*	—	52,0	53,0**	53,0
Основность агломерата . . . . .	(1,1)	0,6	1,2	—	—	1,3	1,4** — 1,2	0,7
Оптовая цена в копейках за 1 т .	1155*	745	980	910*	—	960	1030** — 935	700
Содержание железа в марганцовистом агломерате, %	—	59,0	59,0	—	—	56,0	59,5	—
Оптовая цена в копейках за 1 т .	—	1300	1315	—	—	1180	1260	—

\* Цена указана без стоимости ванадия.

\*\* В числителе указаны показатели по Мундыбашской, в знаменателе — по Абагурской аглофабрике.

Новый прейскурант устанавливает материальную ответственность (скидки и наценки) за качество поставляемого концентрата и агломерата: за содержание в нем железа и ванадия, основность и т. д. Поэтому он будет стимулировать и, несомненно, окажет прогрессивное влияние на качество подготовленного железорудного сырья, поставляемого металлургическим заводам.

Использование сухих и мокрых хвостов от обогащения качканарских руд (см. главу VIII) еще больше повысит экономическую эффективность их применения.

## Г л а в а IV

### ДОМЕННЫЙ ПЕРЕДЕЛ

В настоящее время доменные печи Нижне-Тагильского комбината работают менее интенсивно и имеют более низкие технико-экономические показатели, чем аналогичного объема, и примерно в равных с ними условиях работающие печи Череповецкого завода, Магнитогорского и Кузнецкого комбинатов. Так, например, за 1961 г. печи сравниваемых заводов имели следующие основные показатели:

Завод	КИПО $m^3/\text{сут.}$ $m$	Выплавка чугуна, %	Расход скипового сухого кокса	
			$\text{kg}/m$ чугуна	$\text{kg}/m^3$ сутки
Череповецкий . . . . .	0,534	133,8	564	1056
ММК . . . . .	0,595	120,0	618	1039
КМК . . . . .	0,658	108,8	625	950
НТМК . . . . .	0,714	100,0	634	888

Доменные печи Череповецкого завода за 1961 г. имели производительность на 33,8% больше и удельный расход кокса на 12,5% меньше, чем печи НТМК. Темпы улучшения КИПО по НТМК ниже, чем по трем наиболее передовым заводам. Так, в 1962 г. НТМК улучшил КИПО до 0,694, а Череповецкий завод — до 0,505.

Доменные печи перечисленных заводов работают в настоящее время примерно в равных условиях: почти полностью на оглюсованном агломерате; на малосернистом коксе; без применения интенсифицирующих мероприятий, предусмотренных по проекту НТМК,— глубокое обогащение, при-

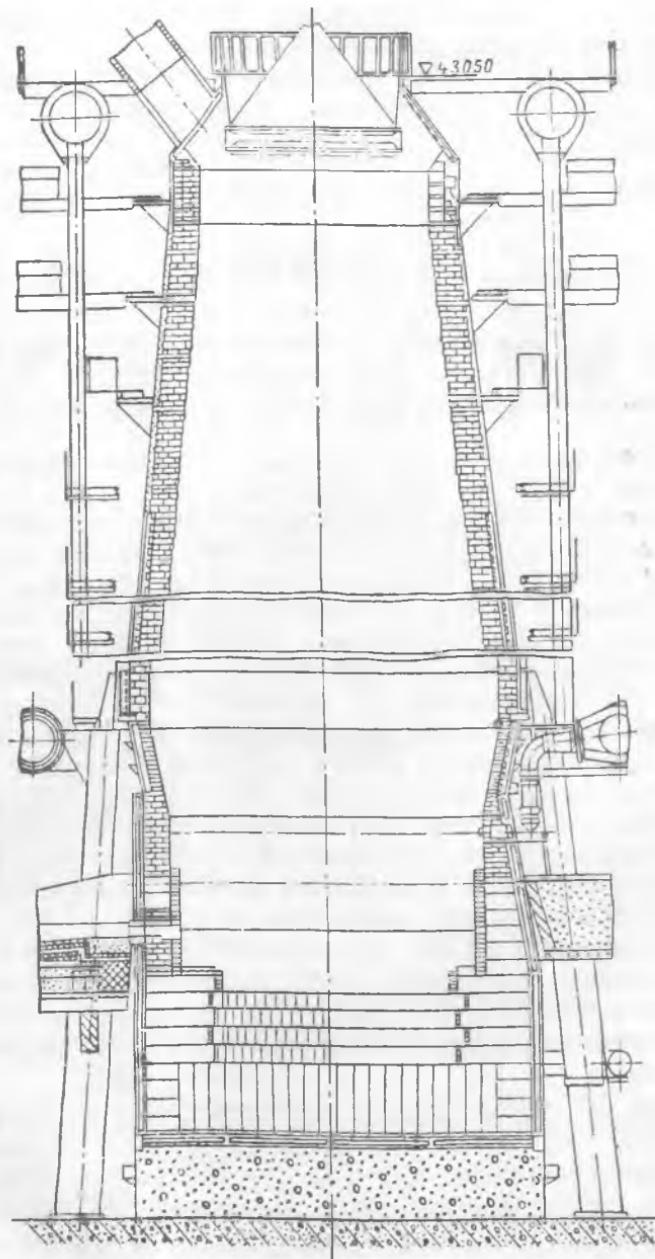


Рис. 37. Современная доменная печь большого полезного объема (справа — с коническим кожухом горна, слева — с цилиндрическим).

родный газ (конвертированный), обогащение кислородом, высокотемпературный нагрев дутья и др.

Утвержденный в 1947 году проект первой очереди НТМК предусматривал коэффициент использования полезного объема доменных печей равным 1,0. В то время такая величина КИПО была прогрессивной. А сейчас на наиболее передовых заводах, например, Череповецком, этот важный показатель улучшен вдвое.

По проекту при полном развитии второй очереди НТМК для всех доменных печей КИПО принято 0,45. Такое высокое использование объема печей подкреплено проектными расчетами и комплексом интенсифицирующих мероприятий, которые экономически целесообразно применить не только на новых доменных печах, но и при реконструкции действующих.

Реконструкция требует меньших удельных капитальных затрат, выгоднее, чем постройка новых печей.

Коллективу НТМК в ближайшие годы предстоит значительно улучшить качественные показатели работы доменных печей и достигнуть показателей наиболее передовых в равных условиях с НТМК работающих металлургических заводов. Затем производительность доменных печей комбината должна быть еще более увеличена и улучшена путем внедрения предусмотренных по проекту интенсифицирующих доменный процесс мероприятий. Выплавка чугуна в существующих доменных печах НТМК возрастет более чем в полтора раза по сравнению с 1962—1963 гг., а себестоимость чугуна значительно снизится. Выплавка чугуна и стали должна в ближайшие годы увеличиваться за счет улучшения организации производства и всемерной интенсификации процесса плавки в существующих плавильных агрегатах. С увеличением поступления на НТМК окискованного качканарского железо-ванадиевого концентрата будет построена в ближайшие годы новая доменная печь (рис. 37) и расширено кислородно-конверторное производство стали из чугуна, выплавленного в этой печи.

На рис. 38 показан в двух вариантах поток металла в цехах НТМК при полном его развитии. Проект «Уралгипромеза» предусматривает, как уже говорилось, что 40% передельного чугуна выплавляется из тагило-кушвинских руд и 60% чугуна — из качканарских руд, но вследствие более высокой себестоимости подготовленной к плавке тагило-кушвинской руды (по сравнению с качканарской), целесообраз-

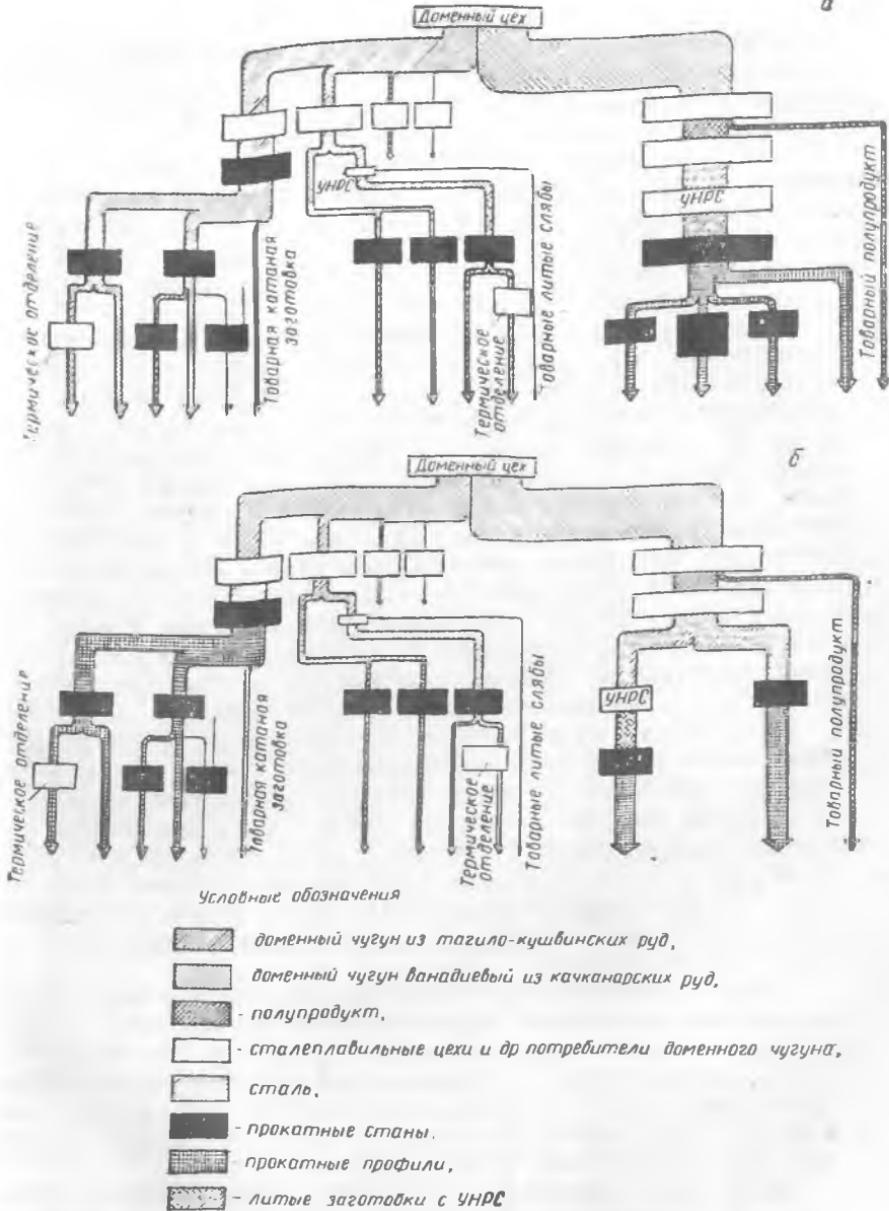


Рис. 38. Схемы движения металла на НТМК:  
вариант «а» — вся конверторная сталь разливается на установках НРС;  
вариант «б» — часть стали разливается в крупные изложницы.

жо увеличить удельный вес потребления качканарских руд за счет уменьшения в дальнейшем потребления тагило-кушвинских, что соответственно изменит показанные на рис. 38 варианты потока металла по цехам НТМК.

Предусматривается ряд мероприятий по улучшению подготовки сырых материалов к доменной плавке: 1) глубокое обогащение качканарских и тагило-кушвинских руд до содержания около 63% железа в концентрате, чему соответствует 60% железа (вместо 49—51,5% в настоящее время) в агломерате и окатышах; 2) производство более прочного, чем в настоящее время, полностью оффлюсованных и охлажденных агломерата и окатышей из тонкоизмельченного концентрата глубокого обогащения; 3) двухстадийный отсев мелочи от агломерата и окатышей (фракции крупностью до 6—8 мм) на месте производства и под бункерами доменного цеха перед загрузкой в скип; 4) подача шихты к скипам конвейерами; 5) металлургический кокс фракции +40 мм, характеризуемый содержанием золы 10%, серы 0,45% и барабанной пробой 315 кг и более, намечено рассеивать на две фракции по крупности с раздельной их загрузкой в печи; 6) подача кокса в доменный цех при помощи транспортеров. Удельный расход кокса на 1 т передельного мартеновского и качканарского ванадиевого чугуна составит около 340 кг; выход шлака на 1 т передельного чугуна — 250—300 кг.

Двухкратный отсев мелочи от агломерата и окатышей значительно повышает газопроницаемость шихты, что, в свою очередь, позволяет добиться лучшего распределения и использования восстановительных газов, форсировать плавку, снизить расход кокса и повысить производительность печи примерно на 9—10%. Рассев кокса на две фракции по крупности также повышает газопроницаемость шихты и коэффициент использования полезного объема печи примерно на 8% (по опытным данным).

Тонкое измельчение и глубокое обогащение всех руд, применение полностью оффлюсованного агломерата, значительно сниженный выход шлака на 1 т чугуна, в особенности при выплавке чугуна из качканарских руд, обеспечат НТМК значительно лучшие технико-экономические показатели, чем в современных наиболее передовых доменных цехах, например, Магнитогорском и Череповецком.

Благодаря применению полностью оффлюсованного агломерата и пониженному содержанию титана, в качканарских рудах, по сравнению с кусинскими, доменные шлаки будут

**Химический состав концентрата глубокого обогащения, агломерата и окатышей  
(по проектным данным «Уралгипромзса»), %:**

Вид продукта		Fe	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	CuO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SO <sub>3</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>
Концентрат	Высокогорский . .	63,0	61,4	25,81	4,20	2,53	1,50	1,98	1,68	0,069	0,036	0,17	—	—
	Лебяжинский . .	63,0	61,19	26,04	4,90	1,98	1,90	2,33	0,42	—	0,22	0,10	—	—
	Гороблагодатский . .	63,0	61,16	26,03	4,20	2,20	1,91	1,70	1,71	—	0,06	0,35	—	—
	Качканарский . .	62,82	59,7	27,1	3,7	2,2	1,17	2,07	0,23	—	0,03	0,0175	0,48	2,60
Агломерат	Высокогорский . .	56,28	62,69	16,0	6,79	3,39	7,26	2,14	1,56	0,09	0,064	0,013	—	—
	Лебяжинский . .	60,42	68,61	16,0	4,78	2,23	5,12	2,02	1,08	—	0,128	0,024	—	—
	Гороблагодатский . .	60,68	68,98	16,0	4,45	2,29	4,47	1,77	1,64	—	0,063	0,035	—	—
	Качканарский . .	60,11	68,17	16,0	3,96	2,28	4,28	2,12	0,22	—	0,035	0,003	0,45	2,48
Окатыши	Высокогорские . .	60,55	68,79	16,0	4,30	2,54	4,60	2,03	1,61	0,07	0,040	0,017	—	—
	Качканарские . .	60,36	68,52	16,0	3,81	2,22	4,12	2,12	0,22	—	0,034	0,003	0,45	2,50

**Химический состав передельного чугуна (по проекту):**

Вид чугуна	Содержание элементов, %							
	Si	Mn	S	P	Ti	V	Cu	C
Мартеновский	0,7	1,2	0,03	0,07	—	—	0,06	4,4
Ванадиевый . .	0,4±0,5	0,2	0,03	0,04	0,18	0,40	—	4,5

**Химический состав доменного шлака (по проекту), %:**

Вид чугуна	TiO <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	FeO	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S
Мартеновский	—	32,1	19,0	33,75	12,0	2,4	0,50	—	0,50
Ванадиевый . .	14,1	27,6	17,4	26,3	13,3	0,4	0,50	0,17	0,52

иметь нормальную плавкость и текучесть [23], а тем самым устраняются трудности удаления из горна густых вязких титанистых шлаков, как это ранее наблюдалось на Чусовском металлургическом заводе.

Наличие двуокиси титана и глинозема в доменных шлаках ухудшает их свойства — повышает тугоплавкость и способствует загустеванию, что при проплавке агломерата из качканарского железо-ванадиевого концентрата может затруднить получение малокремнистого ванадиевого чугуна и отработку шлака. Однако практика работы Чусовского металлургического завода (см. главу XI) и исследования Уральского института черных металлов показали, что близкие по составу к проектным качканарским доменные шлаки (16,52% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 13,35% TiO<sub>2</sub>; 11,78% MgO) обладают удовлетворительной плавкостью (1340—1350°) и текучестью. Это подтверждается и результатами опубликованных исследований [23].

Исследованиями установлено также, что снижение основности доменного шлака (CaO : SiO<sub>2</sub>) до 0,8 не вызывает снижения извлечения ванадия. Такое снижение основности шлака позволяет увеличить производительность доменной печи, снизить расход кокса и известняка. Однако для снижения серы в чугуне приходится несколько повысить основность шлака, что и предусмотрено в проекте.

При гидрометаллургическом извлечении ванадия из каанарского концентрата и при доменной плавке 100% агломерата, полученного из обезваниженного концентрата, содержание  $\text{Na}_2\text{O}$  в шлаке составит (по расчетам «Гипростали» 1963 г.) 6,75%, при основности шлака  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 27,72 : 25,13 \approx 1,1$ .

Такое содержание  $\text{Na}_2\text{O}$  совершенно неприемлемо по следующим причинам: 1) щелочи способствуют разъеданию футеровки печи в нижних ее горизонтах и образованию настылей в верхних горизонтах; 2) разрушению агломерата в восстановительной атмосфере доменной печи, что ухудшает газопроницаемость, снижает интенсивность горения кокса, уменьшает производительность печи; 3) щелочи способствуют образованию легкоплавких шлаков, охлаждающих горн и потому затрудняющих получение малосернистого чугуна; 4) содержащиеся в шихте щелочи испаряются в нижних и конденсируются в верхних горизонтах печи, что увеличивает расход тепла на испарение щелочей, а потому удельный расход кокса возрастает.

Поэтому при гидрометаллургическом извлечении ванадия необходимо добиваться максимального снижения остаточного содержания щелочей в концентрате.

Решение вопроса о возможности работы доменной печи на агломерате, содержащем окислы натрия, может быть принято только на основе проведения опытных доменных плавок на соответствующей шихте.

Работа доменных печей предусмотрена на дутье постоянной влажности (10  $\text{g}/\text{m}^3$ ), нагретом до 1200°, обогащенном до 28% кислородом, с вдуванием горячих (1300°) продуктов паровой конверсии природного (бухарского) газа; при повышенном давлении на колошнике 1,2—1,8 ати (у существующих печей) и 2,5—3,7 ати (у новых печей).

При паровой конверсии (рис. 39) следующим образом изменяется состав бухарского природного газа, %:

Компоненты	$\text{CH}_4$	$\text{C}_2\text{H}_6$	$\text{C}_3\text{H}_8$	$\text{C}_4\text{H}_{10}$	CO	$\text{CO}_2$	$\text{H}_2$	$\text{H}_2\text{O}$	$\text{N}_2$	Итого
Природный бухарский газ	94,16	2,49	0,38	0,24	—	0,13	—	—	2,60	100,0
Продукты паровой конверсии	5,00	—	—	—	23,18	0,20	60,09	1,80	0,73	100,0

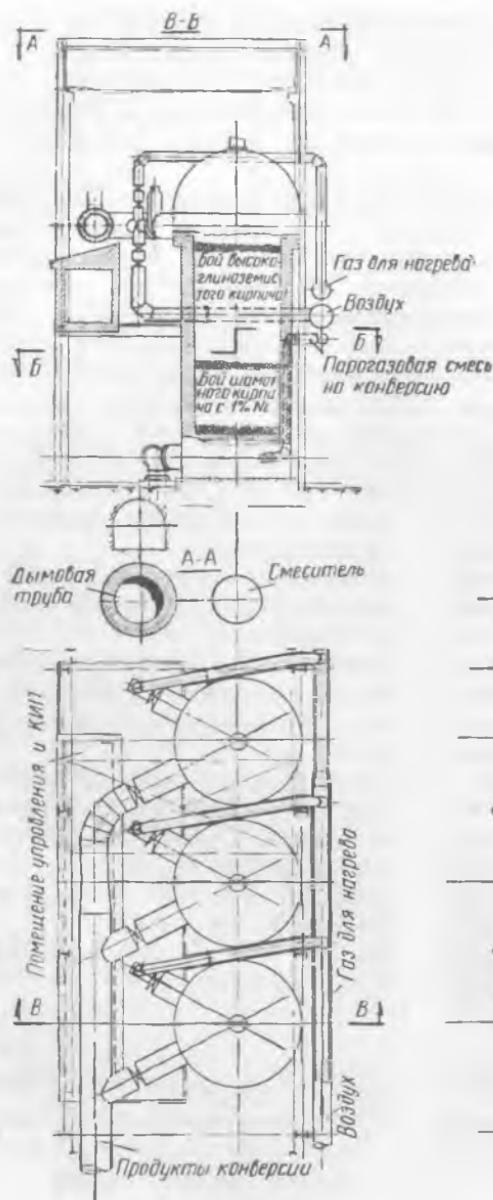
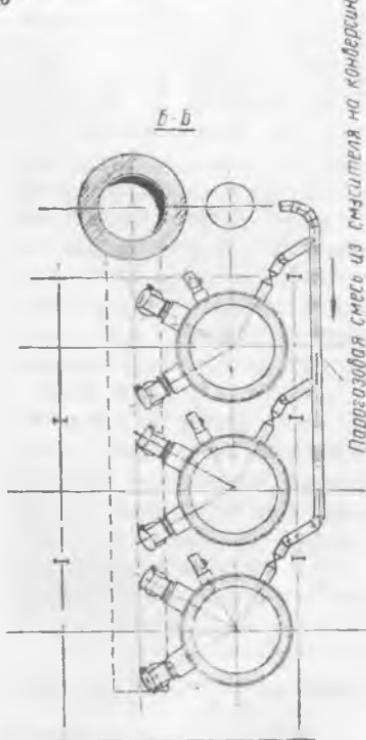


Рис. 39. Установка для паровой конверсии природного газа для доменных печей НТМК.



Таким образом, вдуваемые в доменную печь горячие продукты паровой конверсии содержат свыше 23% окиси углерода и 69% водорода, то есть 92% газов-восстановителей, обеспечивающих резкое улучшение, ускорение восстановления окислов железа и других содержащихся в шихте элементов.

Установки для паровой конверсии природного газа будут сооружены на всех доменных печах НТМК.

Расчетами «Гипромеза» установлено, что вдувание в доменные печи горячих продуктов паровой конверсии природного газа при обогащении дутья до 28% кислородом при работе на качканарском или тагило-кушвинском агломерате дает следующие преимущества по сравнению с вдуванием сырого природного газа при дутье, обогащенном до 35% кислородом: расход скипового кокса снижается с 400 до 344 кг/т, или на 14,3%; расход кислорода снижается с 174 нм<sup>3</sup>/т до 65 нм<sup>3</sup>/т, или в 2,7 раза; КИПО улучшается на 7%; годовая выплавка чугуна повышается на 3,5% и по сравнению с производительностью, получаемой без обогащения дутья кислородом,— на 14,3%; себестоимость чугуна снижается на 2,7%;

Проектом предусматривается комплексная механизация и автоматизация управления загрузкой и ходом доменных печей, механизация и частичная автоматизация трудоемких операций доменного производства, механизация уборки доменных шлаков; диспетчеризация доменного производства.

При капитальных ремонтах будут увеличены объемы печей, повышен давление на колошнике, реконструированы воздухонагреватели для повышения нагрева дутья. В первую очередь будет осуществлена интенсификация, обеспечивающая повышение производительности действующих печей. В последующие годы после значительного развития Качканарского комбината возможна постройка новых (или новой) современных большого объема доменных печей (рис. 37).

При полном развитии Нижне-Тагильского комбината производительность труда (выплавка чугуна на 1 трудящегося в доменном цехе) возрастет в 2,58 раза по сравнению с 1962 г. и будет на одном уровне с Западно-Сибирским заводом и на 10—14% выше, чем на Ново-Тульском заводе.

Удельные капитальные затраты на 1 т чугуна в целом по доменному цеху НТМК на 4,2% ниже, чем на Западно-Сибирском заводе.

Себестоимость одной тонны агломерата и окатышей

из концентратов глубокого (63% Fe) обогащения (франко доменный цех НТМК) и выплавленного из них передельного чугуна определена по проекту следующая, в рублях:

Агломерат				Окаташи			Передельный чугун		
Высокогорский	Лебяжинский	Гороблагодатский	качканарский	Высокогорские	качканарские	марганцевский из Тагило-Кушвинских руд	конверторный качканарский		
8,11	9,97	11,44	8,45 без снятия стой- мости ванадия	5,62 со снятием сто- имости ванадия	9,14 без снятия сто- имости ванадия	7,90 со снятием сто- имости ванадия	5,06 без снятия сто- имости ванадия	24,46 22,50 со снятием сто- имости ванадия	18,00

Проектная себестоимость чугуна из качканарских руд (18 руб. т) на 36,2% ниже себестоимости чугуна из тагило-кушвинских руд, на 12,3% ниже себестоимости чугуна по Западно-Сибирскому заводу и на 21,2% ниже себестоимости чугуна по Ново-Тульскому заводу.

Из-за вынужденного перехода на добычу подземным способом тагило-кушвинских руд и применения схемы глубокого их обогащения себестоимость агломерата из этих руд по проектным расчетам повысится на 12,2—27,4%.

Несмотря на указанное удорожание агломерата, себестоимость передельного марганцевского чугуна, выплавляемого из этого агломерата, не только не повысится, но по проектным расчетам даже снизится на 11,3%.

Это снижение (хотя и недостаточное) достигается благодаря запроектированным, указанным выше мероприятиям, интенсифицирующим доменный процесс. Значительно более высокое снижение себестоимости передельного чугуна достигается при переходе на выплавку чугуна из качканарских руд.

Для полноты извлечения ванадия при доменной плавке большое значение имеют устойчивый ровный ход печи, снижение удельных выходов шлака и расхода кокса.

Доменная плавка на окускованном качканарском концентрате создает более благоприятные условия для повышения извлечения ванадия, по сравнению с кусинским агломер-

ратом и первоуральской рудой: 1) химический состав окускованного качканарского концентрата более благоприятен для снижения тугоплавкости и удельного выхода шлака; 2) восстановимость его значительно выше; 3) это позволяет резко снизить удельный расход кокса (см. главу XI).

Приведенные особенности качканарского окускованного концентрата обеспечивают высокую степень извлечения из него ванадия и высокие технико-экономические показатели работы доменных печей.

Вместе с тем необходимо учитывать, что в период освоения выплавки доменного чугуна из окускованного качканарского железо-ванадиевого концентрата придется преодолеть и известные трудности, обусловленные наличием взаимно противоречивых технологических требований:

1. С одной стороны, ванадиевый чугун должен иметь низкое содержание кремния (0,4%) — с целью создания наиболее оптимальных условий деванадации при конверторном переделе чугуна. С другой стороны, ход доменной печи должен быть горячим — в связи с необходимостью вести доменный процесс на высокоосновных шлаках, так как окислы ванадия обладают основными свойствами, и восстановление ванадия из концентрата в чугун будет тем полнее, чем выше основность доменного шлака.

2. При горячем ходе печи содержание кремния в ванадиевом чугуне будет выше, чем это предусмотрено по проекту. Это нежелательно, так как при повышенном содержании кремния ухудшаются условия деванадации чугуна при его продувке в конверторе. Можно применить внедоменное обескремнивание чугуна до его продувки в конверторе, но это — дополнительная операция, осложняющая и удорожающая технологический процесс.

3. При запроектированном низком удельном выходе доменного шлака значительно улучшается восстановление ванадия из окускованного качканарского концентрата в чугун, но при этом возникает еще одно серьезное затруднение. Содержание двуокиси титана в качканарском концентрате низкое, менее 3%. Однако при запроектированном удельном выходе доменного шлака — 250—300 кг/т чугуна, содержание в нем двуокиси титана в отдельных случаях может достигать 14%, а при таком содержании, по опыту Чусовского завода, шлак становится густым, трудно вытекающим из доменной печи даже при горячем ее ходе.

Опытный передел окускованного качканарского концент-

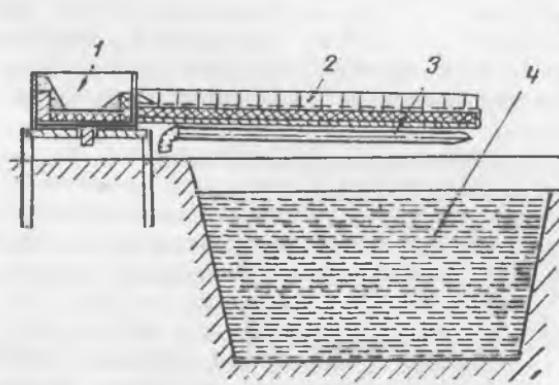
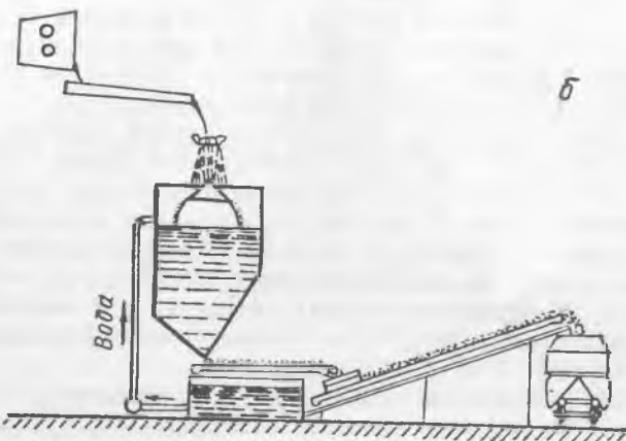
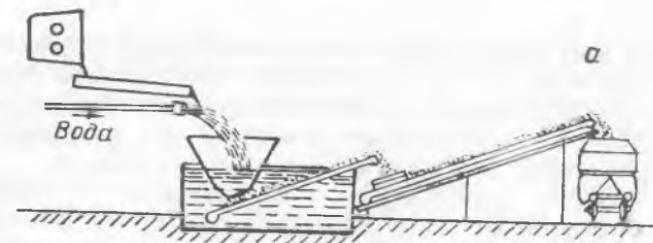


Рис. 40. Установки для грануляции чугуна:

а — по схеме Стоард энд Ллойд (Англия); б — по схеме Круппа (ФРГ); в — полупромышленная установка Кузнецкого металлургического завода: 1 — литейная чаша; 2 — желоб; 3 — водопровод; 4 — резервуар.

рата на Чусовском металлургическом заводе (сентябрь, 1963 г.) и на Нижне-Тагильском металлургическом комбинате (ноябрь, 1963 г.) в значительной мере подтвердил, что запроектированная технология доменной плавки реально осуществима.

Нижне-тагильским доменщикам предстоит освоить простой и дешевый способ разливки некоторой части доменного передельного ванадиевого чугуна путем его грануляции.

За последние десять лет грануляция чугуна все шире применяется в зарубежной практике: в Англии [24], Франции, Бельгии [25], ФРГ [26] и других странах.

Установки для грануляции чугуна (рис. 40) впервые появились в Англии (в 1952—1954 гг.), а затем и в других странах.

Установка фирмы Стоардс энд Ллойдс работает следующим образом. Ковш с чугуном кантуется краном таким образом, чтобы была равномерная струя чугуна в желобе. Из главного желoba (длиной несколько метров) чугун поступает в два вспомогательных, более коротких желоба, концы которых расширены и скруглены. Под каждым из этих желобов находится насадка с большим количеством отверстий, через которые поступает вода под давлением около 5 ати. Струи воды из насадок направлены горизонтально или слегка вверх на стекающую из желоба струю жидкого чугуна и разбивают ее на мелкие гранулы. Регулируя направление водяных струй и давление воды, можно добиться нужного размера гранул чугуна, то есть нужной степени его измельчения. Затвердевающие гранулы чугуна падают через воронку в бассейн с водой, где они охлаждаются, и попадают на наклонную транспортерную ленту (из жароупорной резины), которая транспортирует гранулы чугуна в бункер, железнодорожный вагон или в кузов автосамосвала для доставки потребителю. Вода из бассейна направляется в отстойник, охлаждается и затем вновь поступает в обратный цикл.

Несколько по-иному устроена грануляционная установка фирмы Крупп, изображенная на том же рисунке. Жидкий чугун большой струей сливаются в распределительное устройство, в котором он разбивается (распределяется) на ряд тонких струй, падающих на быстро врачающийся вокруг вертикальной оси, непрерывно охлаждаемый водой стальной конус. При этом струи чугуна дробятся на гранулы, которые падают в воду, затвердевают, охлаждаются и посту-

пают на сетчатую транспортерную ленту. На ней гранулированный чугун транспортируется к приемным устройствам — в бункер, железнодорожный вагон или кузов автосамосвала, а вода, стекая в нижний резервуар, после отстоя и охлаждения возвращается насосами в оборотный цикл.

Производительность действующих на зарубежных заводах установок для грануляции чугуна (рис. 40) составляет обычно от 1 до 4 т/мин (или 60—240 т/час) и более, в зависимости от потребности.

Имеются также установки с подачей чугуна по желобу непосредственно из доменной печи, причем гранулированный чугун попадает в систему периодически действующих железобетонных бункеров. Транспортеров для выдачи гранулята бункер не имеет. Прием гранулята в бункер производят до тех пор, пока вода в нем нагреется до 85—90°. Затем прием в бункер прекращают и включают в работу смежный бункер, наполненный холодной водой. Нагретую воду из заполненного гранулятом бункера выпускают, после чего гранулированный чугун из бункера извлекают электромагнитом.

К грануляционным установкам этого типа относится полупромышленная установка для грануляции шлака Кушвинского металлургического завода (рис. 40), описание которой дается в зарубежной литературе [27]. Давление воды 3—5 ати. Производительность грануляционной установки 60—120 т/час.

Установка для грануляции чугуна намного проще, занимает меньше места и по размеру необходимых капитальных затрат значительно дешевле, чем разливочная машина. Эксплуатационные расходы на грануляцию, по зарубежным данным, в три раза меньше, чем при разливке чугуна на разливочной машине.

Гранулированный чугун обладает рядом преимуществ по сравнению с чушковым, полученным на разливочной машине: он лучше транспортируется из бункеров по лоткам в плавильные агрегаты; быстрее расплывается и обходится дешевле, чем чушковый чугун.

Гранулированный чугун можно с успехом применять в кислородно-конверторном производстве для охлаждения зон реакции кислорода с металлом. Для этой цели можно применять гранулированный полупродукт в случае необходимости его использования в твердом, холодном состоянии. Грануляцию полупродукта можно производить на тех установках (рис. 40), на которых гранулируется чугун.

Установки для грануляции чугуна или полупродукта конструктивно очень просты. Их с успехом может спроектировать и изготовить собственными силами любой завод.

В шлаках от продувки чугунов, выплавленных из качкарских руд, содержание окиси хрома будет в несколько раз меньше, чем в шлаках от продувки чугунов, выплавленных из кусинских руд. Это создает благоприятные условия извлечения ванадия из шлаков от продувки качкарских чугунов.

Вязкость ванадиевого шлака определяется соотношением между количеством твердой шпинелидной фазы и количеством жидких силикатов в шлаке. С увеличением в шлаке содержания окислов ванадия и снижением содержания кремнезема — закономерно увеличивается количество ванадиевого шпинелида и уменьшается количество жидких силикатных расплавов. Вязкость шлака при этом повышается. При увеличении содержания окислов хрома в шлаке вязкость последнего тоже увеличивается, но при этом снижается содержание окислов ванадия в шпинелиде. Шпинелид весьма слабо растворяется в силикатных расплавах. С повышением температуры, а также при недостаточной подаче кислорода в ванну, снижается содержание ванадиевого шпинелида в шлаке, медленно увеличивается его растворимость в силикатных расплавах, снижается вязкость шлака и повышается остаточное содержание ванадия в металле — полупродукте. Степень извлечения ванадия из продуваемого чугуна при этом уменьшается.

Окисление содержащегося в чугуне кремния предшествует окислению ванадия и способствует увеличению потерь ванадия с уносом в период интенсивного горения кремния.

Между содержанием в ванадиевых шлаках кремнезема и окислов ванадия существует обратная зависимость: с увеличением кремнезема в шлаке снижается содержание в нем окислов ванадия. Это объясняется [30] тем, что при одинаковом времени продувки для бедных и богатых кремнием чугунов, чем больше кремния за время продувки переходит в шлак, тем меньше остается кислорода для последующего окисления ванадия. При повышении содержания кремнезема в шлаке скорость окисления ванадия снижается и наоборот.

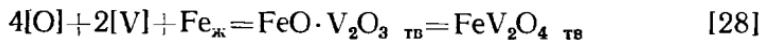
Таким образом, снижение в определенных оптимальных пределах содержания кремния в продуваемом ванадиевом чугуне необходимо для более быстрого и полного протекания процесса деванадации, а также в целях повышения извлечения пятиокиси ванадия из шлака.

## Г л а в а V

### ДЕВАНАДАЦИЯ ЧУГУНА

#### 1. СУЩНОСТЬ ПРОЦЕССА

При продувке воздухом или кислородом в конверторе ванадиевого чугуна содержащийся в нем ванадий окисляется следующим образом:



и переходит в шлак.

Образующийся весьма тугоплавкий минерал  $\text{FeV}_2\text{O}_4$  тв называется ванадиевой шпинелью.

Подавляющая часть содержащегося в конверторном шлаке ванадия входит в состав минерала типа ванадиевой шпинели, осложненной входящими в ее состав трехзарядными катионами хрома, алюминия, титана, замещающими в решетке ванадиевой шпинели часть ионов ванадия и трехвалентного железа.

Образующийся в результате этого замещения (тоже весьма тугоплавкий) минерал называется ванадиевым шпинелидом. Этот минерал характеризуется в зависимости от состава продуваемого чугуна значительным постоянством химического состава. Так, при анализе шести образцов [29] шлака Чусовского металлургического завода от продувки чугунов из кусинских руд состав ванадиевого шпинелида колебался в пределах:

$\text{V}_2\text{O}_3$  — от 17,42 до 18,69%;  
 $\text{Cr}_2\text{O}_3$  — от 27,75 до 30,74%;  
 $\text{Ti}_2\text{O}_3$  — от 4,90 до 11,60%;  
 $\text{Al}_2\text{O}_3$  — от 1,28 до 1,92%

При значительном снижении содержания хрома в чугуне, выплавленном, например, из руд Пуджгорского месторожде-

ния, содержание  $V_2O_3$  в ванадиевом шпинелиде резко увеличивается, причем состав ванадиевого шпинелида также колеблется в узких пределах:

$V_2O_3$ — от	43,84	до	44,91 %
$Cr_2O_3$ — от	0,79	до	0,87 %
$Ti_2O_3$ — от	7,85	до	8,50 %
$Al_2O_3$ — от	1,12	до	1,80 %
$Fe_2O_3$ — от	0,62	до	0,85 %

Снижение содержания хрома имеет важное значение для повышения качества ванадиевых шлаков и извлечения ванадия.

Окисление содержащегося в чугуне марганца происходит практически одновременно с окислением ванадия. Однако при концентрации марганца в продуваемом чугуне, значительно превышающей концентрацию ванадия, окисление марганца начинается ранее, чем окисление ванадия.

Окисление хрома тормозит окисление ванадия при условии, когда концентрация хрома в чугуне выше концентрации ванадия. С понижением содержания хрома в чугуне сокращается продолжительность продувки чугуна, уменьшаются потери ванадия с уносом и остаточное содержание ванадия в полупродукте; степень деванадации чугуна при этом повышается. Высокое содержание хрома в продуваемом чугуне резко ухудшает качество шлаков. Вынужденное удлинение продувки из-за высокого исходного содержания хрома в чугуне не только снижает концентрацию окислов ванадия в шлаке за счет увеличения содержания окислов хрома, но и ведет к получению полу продукта с низким содержанием углерода. Это, в свою очередь, загрязняет шлак мельчайшими корольками железа, которые при магнитной сепарации весьма трудно от него отделяются и мешают извлечению ванадия. Деванадацию чугуна следует завершать возможно быстрее при более высоком содержании углерода в полу продукте. В противном случае, шлак получается сильно загрязненным, с низкой концентрацией окислов ванадия и чрезмерно вязким, что делает его малопригодным или совсем непригодным для извлечения окислов ванадия. Поэтому содержание хрома в исходном чугуне должно быть не менее чем в 1,2—1,3 раза ниже содержания ванадия. Качканарские руды позволяют выдерживать такое соотношение.

Между содержанием в ванадиевых шлаках кремнезема и окислов ванадия существует обратная зависимость:

с увеличением содержания кремнезема в шлаке снижается содержание в нем окислов ванадия.

Это объясняют [30] тем, что при одинаковом времени продувки для бедных и богатых кремнием чугунов, чем больше кремния за время продувки переходит в шлак, тем меньше остается кислорода для последующего за кремнием окисления ванадия. При повышении содержания кремнезема в шлаке скорость окисления ванадия снижается и наоборот.

Таким образом, снижение в определенных оптимальных пределах содержания кремния в продуваемом ванадиевом чугуне необходимо в целях более быстрого и полного протекания процесса деванадации, а также в целях повышения извлечения пятиокиси ванадия из шлака.

Окисление титана, так же как и окисление кремния, предшествует окислению ванадия; трехокись титана ухудшает качество ванадиевого шпинелида — снижает в нем концентрацию окислов ванадия. Поэтому содержание титана в исходном сырье и чугуне также желательно иметь возможно более низким.

Кроме того, необходимо тщательно удалять с поверхности чугуна доменные и миксерные шлаки, содержащие значительные количества окислов титана и других элементов. Доменный и миксерный шлаки ни в коем случае не должны попадать в конвертор, в котором производится деванадация чугуна. Углерод при высоких температурах ( $1400^{\circ}$ ) ванны, когда начинается интенсивное его окисление, сильно затормаживает дальнейшее окисление и переход в шлак ванадия.

Вышеизложенные соображениями определяются оптимальные составы чугуна для продувки и получаемых ванадиевых шлаков.

Максимально допустимую температуру продувки не следует допускать выше  $1400^{\circ}$ , что имеет решающее влияние на степень извлечения ванадия из продуваемого чугуна. Для этого необходимо вводить в конвертор охладители (ванадиевый скрап, окатыши из железо-ванадиевого концентрата, гранулированный ванадиевый чугун или полупродукт) и не допускать повышения температуры в чугуне во время его продувки более  $1400^{\circ}$  и, следовательно, не допускать развития в нем реакций обезуглероживания.

Соблюдение оптимальной температуры продувки при деванадации чугуна необходимо как при донной воздушной продувке, так и продувке металла в конверторе кислородом сверху.

Но в кислородном конверторе окисление примесей металла идет быстрее, и в единицу времени выделяется больше тепла, чем в конверторе с воздушным донным дутьем. Поэтому требуется более интенсивный подвод охладителей в ванну и в особенности в зону реакции кислорода с металлом.

В результате продувки должен быть получен шлак заданной вязкости, не загрязненный балластными окислами, и полупродукт с минимальным (0,02—0,04 %) содержанием ванадия и с заданным высоким ( $> 3,0\%$ ) содержанием углерода.

Присутствие в ванадиевом шлаке окиси кальция (свыше 1 %) нежелательно, так как при дальнейшей обработке обожженного шлака раствором серной кислоты происходит образование сернистого кальция (гипса), что затрудняет фильтрацию промывных ванадийсодержащих растворов и снижает извлечение ванадия из шлака. Ванадат кальция, получаемый при кислотном осаждении, используется в производстве 40-процентного феррованадия.

Содержание в шлаке окиси кальция и кремнезема должно быть минимальным во избежание разубоживания шлака и резкого ухудшения извлечения из него пятиокиси ванадия. Во избежание перехода в ванадиевый шлак окислов кальция из футеровки конвертора применяют магнезитовые огнеупоры.

Таким образом, наилучшие условия деванадации — перевода в шлак ванадия — достигаются при повышенной концентрации кислорода и умеренной температуре (до 1400°), при которой сохраняется углерод в металлической ванне, исключается возможность восстановления ванадия из шлака обратно в металл. Эти условия лучше всего создаются в кислородном конверторе. При продувке кислородом сверху в зоне реакции кислорода с металлом достигается необходимая высокая концентрация кислорода. Для оптимальных — умеренных — температур, при которых достигается высокая скорость и полнота окисления — перехода в шлак — ванадия, необходим интенсивный подвод охладителей. Подача твердого охладителя-окислителя в кислородные конверторы обязательно должна быть механизирована. Интенсивность подвода охладителей должна быть тем выше, чем больше скорость подачи кислорода, чем быстрее и выше повышается температура в зоне реакции. Охладители надо выбирать так, чтобы они не были бы балластными: не снижали концентрацию кислорода в зоне реакции и не разубоживали

концентрацию окислов ванадия в шлаке. Наилучшим способом подвода охладителей является ввод их непосредственно в зону реакции в струе кислорода. Эффективными охладителями в струе кислорода являются: распыленная вода в количестве до 20 литров на тонну металла и пылевидный железо-ванадиевый концентрат или окалина в количестве 35—50 кг/т.

Вместе с тем можно считать установленным, что при вдувании железо-ванадиевого концентрата и окалины содержащиеся в них окись железа и закись железа не успевают полностью восстановиться до металлического железа, а потому переходят в ванадиевый шлак и его разубоживают. Поэтому представляется более целесообразным использовать в качестве охладителей воду и гранулированный ванадиевый чугун, подавая последний в зону реакции кислорода с металлом по лотку. Гранулированный чугун легко и быстро расплывается и не будет разубоживать ванадиевый шлак окислами железа. Подача его из бункера по лотку значительно проще, чем подача концентрата в струе кислорода.

В 1959—1962 гг. на Ново-Тульском заводе в конверторе с верхним кислородным дутьем Уральским институтом черных металлов совместно с ЦНИИЧМ [31] проведены опытные плавки на чусовском ванадиевом чугуне из кусинских и первоуральских руд.

Для получения жидкого чугуна, по составу приближающегося к качканарскому, его перед заливкой в конвертор переплавляли в вагранке производительностью 10 т/час, причем, в вагранку присаживали передельный чугун, а в ковш при выпуске чугуна из вагранки — 75-процентный ферросилиций в количестве 1,2—1,8 кг на 1 т чугуна.

Полупродукт после продувки сливался через сталевыпускное отверстие и разливался в изложницы на шихтовую заготовку. Ванадиевый шлак, получающийся в тестообразном или сыпучем состоянии, вываливался из конвертора в шлаковню.

При деванадации испытывали следующие окислители-охладители: а) окалину или железную руду, присаживаемые в конвертор; б) воду, вдуваемую в конвертор вместе с кислородом; в) одновременно окалину или железную руду и воду.

При опытных плавках, помимо отбора проб металла и шлака и замера температуры металла, отбирались пробы отходящих газов для определения их состава и характера запыленности, измерялась также температура факела выше горловины конвертора и температура газов на выходе из

конвертора. Установлено, что при использовании воды в качестве охладителя металла, в отходящих газах содержание водорода повышалось до 20%. Это свидетельствует о большей степени диссоциации воды и о значительной ее эффективности для охлаждения металла при деванадации.

Полученные результаты позволяют сделать следующие выводы:

1. Процесс деванадации при продувке чугуна в конверторе с верхним кислородным дутьем проходит с достаточной полнотой (остаточное содержание ванадия в металле 0,04%). При этом получаются шлаки с высоким содержанием ванадия не менее 15%, то есть больше, чем в шлаках Чусовского завода, несмотря на меньшее содержание ванадия в чугуне.

2. Лучшие результаты по деванадации получены при вдувании в конвертор воды и использовании окалины для охлаждения металла и окисления примесей.

3. Показана принципиальная возможность продувки жидкого углеродистого полупродукта на марочную сталь в конверторе с верхним кислородным дутьем без применения подогревателей (FeSi). Содержание водорода, кислорода и азота в готовой стали при этом не превосходило значений для стали, получаемой при продувке кислородом обычного передельного чугуна или при выплавке стали в мартеновских печах.

4. В итоге исследования подтверждена целесообразность организации передела чугуна из качканарских руд на ванадиевый шлак и углеродистый полупродукт в конверторе с верхним кислородным дутьем и применения в качестве охладителя воды, окалины или обоих указанных охладителей одновременно.

Дополнительные опытные плавки, проведенные в первом полугодии 1963 г. Уральским институтом черных металлов совместно с ЦНИИЧМ на Ново-Тульском заводе, подтвердили правильность рекомендованной технологии деванадации чугуна из качканарских руд и выплавки стали из полупродукта в кислородных конверторах Нижне-Тагильского металлургического комбината.

В процессе опытных плавок было дополнительно установлено:

1. При повышении до 1300—1350° температуры заливаемого в конвертор ванадиевого чугуна степень деванадации не снижается, а длительность продувки не увеличивается. Коэффициент перевода в шлак ванадия остается высоким

(0,93) как при более низкой, так и при повышенной температуре чугуна. Остаточное содержание ванадия (около 0,03%) в полупродукте не увеличивается.

2. Необходимым условием успешной деванадации чугуна является не исходная температура заливаемого в конвертор чугуна, а высокая интенсивность подачи кислорода, обеспечивающая создание высокоокислительной среды при оптимальных температурах процесса, при которых достаточно охлаждается зона реакции кислорода с металлом. При одинаковой интенсивности подачи кислорода при повышении температуры заливаемого чугуна необходимо увеличить расход охладителей.

3. Окалина во время опытных плавок вводилась в конвертор через горловину после заливки чугуна до начала и во время продувки. Еще лучшие результаты, по-видимому, дает ввод окалины или железо-ванадиевого концентрата в струе кислорода. Применение в качестве охладителя твердого чушкового чугуна или скрата менее рационально, так как при этом процесс деванадации задерживается, а полнота перевода ванадия в шлак снижается (0,86 вместо 0,93).

4. При вдувании в струе кислорода окалины или железо-ванадиевого концентрата выход полу продукта повышается за счет освоения ванной части железа из вдуваемой окалины или концентрата; удельный расход кислорода несколько снижается за счет использования кислорода, содержащегося во вдуваемой окалине или концентрате. Вместе с тем установлено, что присаживаемые твердые охладители (рудный концентрат, окалина) не восстанавливаются полностью в конверторе до металла, а переходят частично в шлак в виде окислов железа, увеличивая количество шлака и снижая в нем концентрацию пятиокиси ванадия, то есть шлак разубоживается. С увеличением присадки этих охладителей процесс разубоживания шлака прогрессирует. Даже присадка окалины, содержащей минимальное количество (0,2—0,6%) кремния, разубоживает ванадиевый шлак не только кремнеземом, но и закисью железа. Надо полагать, что предусматриваемое в дальнейшем использование в качестве охладителей воды (в струе кислорода) и гранулированного ванадиевого чугуна или гранулированного полу продукта (по лотку в зону реакции) практически не будет увеличивать количество шлака и снижать содержание (концентрацию) в нем пятиокиси ванадия.

5. При продувке в кислородном конверторе полу продукта

на сталь большое значение имеют: остаточное содержание в нем углерода, температура полупродукта перед его заливкой в конвертор, уменьшение потерь тепла при транспортировке и переливе полупродукта. Успешному проведению плавок без подсадки теплоносителей-подогревателей (ферросилиция) способствуют: хороший нагрев ковшей перед их заполнением полупродуктом, засыпка поверхности полупродукта в ковше коксиком, исключение случаев излишнего переохлаждения полупродукта в период деванадации. При благоприятном сочетании этих факторов обеспечивается (без подсадки теплоносителей) нормальная температура стали во время разливки — 1590—1645°;

6. Попытка подогревать металл в конверторе природным газом с помощью газокислородной горелки не дала положительных результатов. Под влиянием высоких температур в зоне реакции происходит диссоциация метана на водород и окись углерода, охлаждение плавки за счет отбора тепла на диссоциацию природного газа (метана), и в результате продувка затягивается. Образующиеся при диссоциации метана водород и окись углерода не успевают сгореть в самом конверторе, а удаляются из него в отходящих газах, в которых было обнаружено 30,7% CO; 42,0% H<sub>2</sub> и лишь 0,26% CH<sub>4</sub>.

Таким образом, в конверторе в присутствии жидкого железа происходит конверсия природного газа, а горячие продукты конверсии (водород и окись углерода) дожигаются в котле-utiлизаторе.

Целесообразным представляется экспериментально проверить такое предложение: производить конверсию природного газа вне конвертора, а горячие продукты конверсии во время продувки полупродукта на сталь подавать в конвертор, а во время пауз между продуктами переключать их подачу в котел-utiлизатор.

Многочисленные опытные продувки ванадиевого чугуна в кислородном конверторе Ново-Тульского завода подтвердили, что при вдувании в струе кислорода воды легко обеспечивается необходимый температурный режим за счет большого отбора тепла на нагрев, испарение и частичную диссоциацию воды на кислород и водород. Образующийся при диссоциации воды атомарный кислород активно участвует в окислении ванадия и других примесей металла, чем уменьшает удельный расход кислородного дутья. Водород частично сгорает в самом конверторе, большая же часть

его уходит вместе с отходящими газами и сжигается с окисью углерода под котлами-utiлизаторами.

Теплотворная способность отходящих газов, обогащенных водородом от диссоциации воды, повышается и полезно используется в котлах-utiлизаторах. Введенная в струе кислорода в зону реакции вода эффективно понижает температуру металла, уменьшает испарение и окисление железа (бурый дым) и повышает как выход годного металла, так и извлечение ванадия. При этом достигаются не только технологические преимущества, но и уменьшается удельный расход кислорода с дутьем и повышается полезное использование в котлах-utiлизаторах избытка тепла от реакции окисления примесей ванадиевого чугуна. Этот избыток тепла мешает успешной деванадации чугуна, а при вдувании в струе кислорода воды он отбирается и полезно используется в котлах-utiлизаторах.

Эффективность охлаждения зон реакции и всей ванны установлена также и при совместном вдувании с водой в струе кислорода окалины или железо-ванадиевого концентратом. При таком совместном охлаждении водой и концентратом (или окалиной) обеспечивается: 1) быстрое образование богатого окислами ванадия шпинелидного шлака; 2) легкое регулирование и возможность автоматизации степени охлаждения зоны реакции; 3) снижение испарения и окисления железа, повышение выхода годного металла; 4) уменьшение перехода железа в шлак; 5) увеличение степени извлечения ванадия. И все же железо-ванадиевый концентрат или окалина несколько разубоживают ванадиевый шлак. Поэтому лучших результатов можно ожидать при их замене (полной или частичной) гранулированным ванадиевым чугуном.

Оптимальные условия деванадации и наилучшая минералогическая структура ванадиевого шлака достигаются при соблюдении установленного режима окисления примесей и охлаждения зоны реакции металла с кислородом.

В первое время работы кислородно-конверторного цеха № 1 НТМК ванна будет охлаждаться твердым кусковым охладителем (неофлюсованным качканарским агломератом, твердым ванадиевым чугуном или полупродуктом), а в струе кислорода будет вдуваться вода для охлаждения зоны реакции.

В дальнейшем предусматривается подача в струе кислорода не только распыленной воды, но и пылевидного охла-

дителя — качканарского ванадиевого концентраты или по лотку гранулированного ванадиевого чугуна. Представляется, что в этом случае будут обеспечены наилучшие условия деванадации чугуна — охлаждения зоны реакции кислорода с металлом и автоматизации этого процесса.

Ванадиевые шлаки должны иметь высоковязкое тестообразное состояние (см. главу XI). При этом шлак не должен быть чрезмерно сухим, рассыпчатым (зернистым), ибо при таком состоянии шлака вдвое-втрое увеличивается унос ванадия с пылью во время продувки. Шлак не должен быть очень жидким, так как в этом случае чрезмерно большое количество ванадия остается в металле (полупродукте), а во время выпуска плавки из конвертора много ванадиевого шлака теряется — уходит с полупродуктом.

Деванадация чугуна во время его продувки в конверторе и получение ванадиевых шлаков нужного химического состава и консистенции — наиболее важный участок технологии пирометаллургического извлечения пятиокиси ванадия.

Выплавку стали и деванадацию чугуна ведут дуплекс-процессом: 1) продувку чугуна на полупродукт и ванадиевый шлак — в одном конверторе; 2) продувку полупродукта до стали — в другом конверторе. Совместить обе продувки в одном конверторе, то есть перейти на монопроцесс, не удается по следующим причинам: 1) для успешной деванадации чугуна процесс продувки необходимо вести при температуре не выше 1400°, при интенсивном подводе кислорода и охлаждении зоны реакции, а продувка полупродукта до стали требует более высоких температур; 2) ванадиевый шлак надо удалить из конвертора до начала продувки полупродукта на сталь; 3) для дальнейшей химической переработки ванадиевого шлака — для успешного извлечения из него пятиокиси ванадия — нельзя допускать повышения содержания окиси кальция в шлаке выше 1%, присадки извести в конвертор, а вести продувку полупродукта до стали без присадки извести — невозможно; 4) во избежание насыщения кладки конвертора, а следовательно, и ванадиевого шлака, известью и уменьшения извлечения ванадия применяется различная футеровка конверторов — при продувке чугуна на полупродукт — периклазошпинелидная или смоломагнезитовая, а при продувке полупродукта до стали — смолодоломитовая.

Институт metallurgии имени А. А. Байкова, опираясь на опыт работы по деванадации чугуна в конверторах с воздуш-

ным донным дутьем Чусовского металлургического завода, предлагает следующие основные положения для расчета количества охладителей, которое необходимо ввести в конвертор для нормального хода процесса — для полной деванадации чугуна:

1) разогрев металла в ванне конвертора в течение периода деванадации не должен, как правило, превышать 100°, причем, температура получаемого полупродукта при сливе из конвертора должна быть не выше 1400°. При этих температурных условиях достигаются оптимальные условия деванадации чугуна;

2) в условиях воздушной деванадации чугуна в конверторах Чусовского завода для получения указанных температурных условий необходимо иметь отбор тепла около 100 000 ккал на 1 т чугуна. На Чусовском заводе это количество тепла отбирается от ванны азотом вдуваемого в конвертор воздуха и добавляемой железной рудой в количестве около 50 кг/т чугуна;

3) азот вдуваемого в конверторе воздуха охлаждаемым металлом нагревается до 1400°, и при этом теплосодержание каждого куб. метра азота повышается на 480 ккал. Всего азотом отбирается около 45% указанного выше количества тепла, то есть около 45 000 ккал на 1 т чугуна. При отказе от воздушной деванадации (при переходе на продувку кислородом) это количество тепла надо отбирать путем увеличения ввода твердых охладителей или путем вдувания в струе кислорода воды;

4) количество тепла, отбираемое от металлической ванны водой и различными твердыми охладителями, определяется следующими величинами: вода — 1290 ккал/л; окалина, руда, концентрат — 1040 ккал/кг; твердый чугун — 316 ккал/кг;

5) в кислородных конверторах Нижне-Тагильского металлургического комбината, имеющих значительно большую емкость по сравнению с конверторами Чусовского завода, теплопотери в окружающую среду и с отходящими газами будут значительно меньше. Поэтому потребуется больше отводить тепла на каждую тонну чугуна.

## 2. ТЕХНОЛОГИЯ ДЕВАНДАЦИИ НА НИЖНЕ-ТАГИЛЬСКОМ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ КОМБИНАТЕ

В основу проектной технологии деванадации чугуна на Нижне-Тагильском металлургическом комбинате положены исследовательские работы Уральского института черных ме-

таллов, базирующиеся на опытных продувках ванадиевого чугуна кислородом сверху и на обобщенном многолетнем опыте работы Чусовского металлургического завода (см. главу XI).

Принятая технологическая схема передела ванадиевого чугуна выгодно отличается от действующей на Чусовском заводе. Там продувка ванадиевого чугуна производится в конверторе с донным воздушным дутьем, а металл, получаемый после продувки и отделения ванадиевого шлака, так называемый полупродукт (то есть промежуточный по составу между чугуном и сталью продукт), перерабатывается в сталь в марганцевской печи.

Такая схема называется «конвертор-мартен».

На НТМК применена значительно более эффективная схема «конвертор-конвертор», причем, в обоих переделах (при деванадации чугуна и при переделе полупродукта в сталь) продувка производится кислородом сверху, через водоохлаждаемую форму.

По проекту предусмотрен следующий состав чугуна до продувки и получаемого из него после продувки полу-продукта, %:

	C	Si	P	S	Ti	V	Cr	Mn
Чугун	4,2—4,5	не бо- льше 0,50	не бо- льше 0,060	не бо- льше 0,050	не бо- льше 0,20	не менее 0,40	не бо- льше 0,25	не бо- льше 0,25
Полупро- дукт	не менее 3,00	следы	не бо- льше 0,040	не бо- льше 0,050	следы	не более 0,03—0,04	следы	следы

Продувка чугуна ведется кислородом чистотой 95—98%. Расход кислорода — 20  $\text{Nm}^3/\text{т}$  чугуна.

Длительность цикла плавки 30 минут. В том числе: завалка скрата 2,0; заливка чугуна 3,5; продувка 15; взятие проб, ожидание их анализа, разделка отверстия конвертора — 3,0; слив полу-продукта 3,5; слив (вываливание) шлака 1,0; заделка сталевыпускного отверстия в горловине 2,0 минуты.

Принятая для НТМК технология продувки ванадиевого

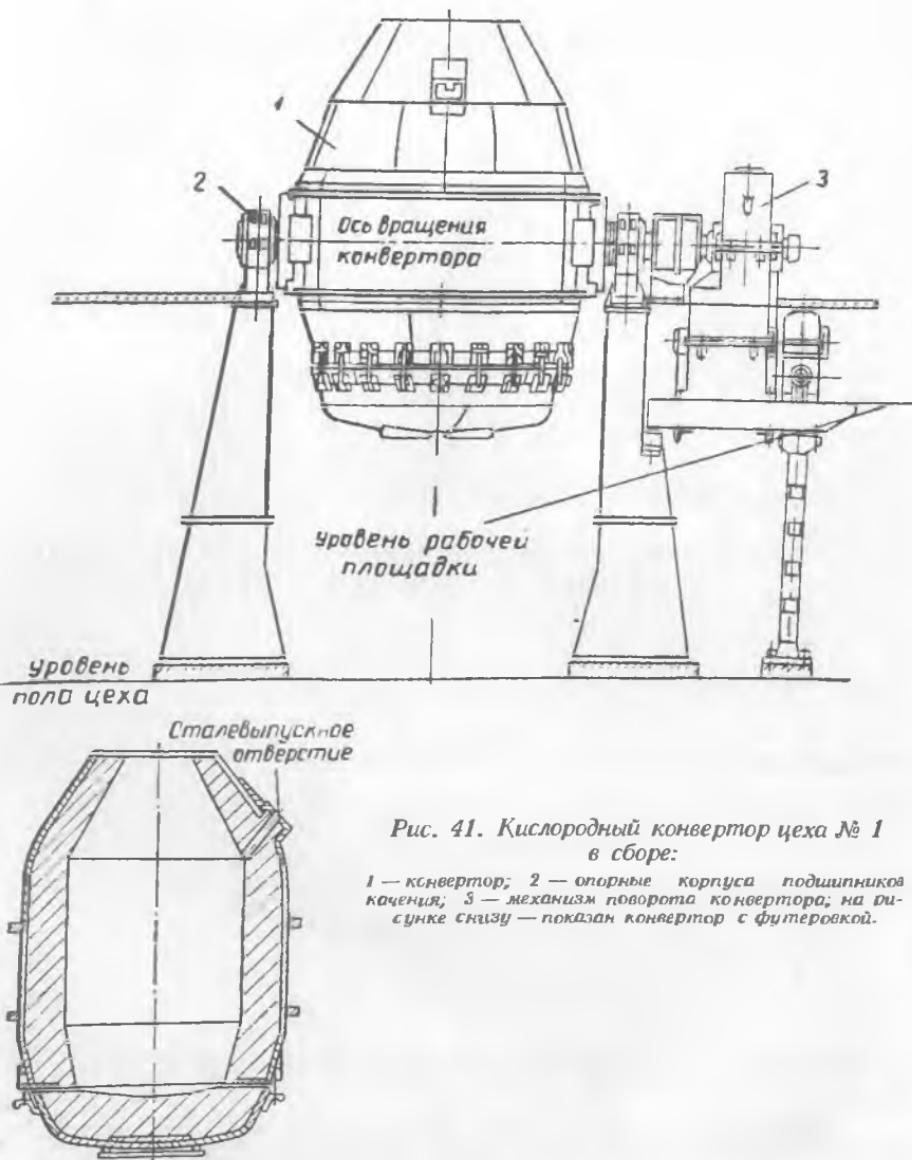


Рис. 41. Кислородный конвертор цеха № 1  
в сборе:

1 — конвертор; 2 — опорные корпуса подшипников качения; 3 — механизм поворота конвертора; на рисунке снизу — показан конвертор с фитеровкой.

чугуна в конверторе (рис. 41) с подачей кислорода сверху имеет по сравнению с применяемой на Чусовском заводе донной воздушной продувкой ванадиевого чугуна следующие особенности и преимущества:

1. Высокая концентрация кислорода в зоне реакции обеспечивает быстрое окисление ванадия и других примесей. Вместе с тем вдувание в струе кислорода охладителей (пылевидный железо-ванадиевый концентрат и вода) позволяет ограничить в оптимальных пределах температуру (не выше 1400°) металла в зоне реакции.

2. В результате частичной диссоциации вдуваемой воды концентрация кислорода в зоне реакции еще более повышается, а выделяющийся водород снижает окисление испаряющегося в зоне реакции железа — выделение бурого дыма из горловины конвертора уменьшается. Потери железа испарением уменьшаются до минимума.

3. Уменьшение в несколько раз объема и скорости отходящих газов снижает потери металла и шлака с уносом.

4. Вдувание воды в струе кислорода позволяет значительно уменьшить расход твердых окислителей и тем самым предотвратить разубоживание шлака, что дает возможность повысить содержание в нем окислов ванадия до 15—17%.

5. Принятый способ охлаждения зоны реакции обеспечивает умеренный переход железа (корольков) в шлак, быстрое образование шпинелидного шлака, богатого окислами ванадия, легкость регулирования степени охлаждения и возможность автоматизации управления охлаждением.

6. После окончания продувки углеродистый низкованадиевый полупродукт сливается из глуходонного кислородного конвертора через сталевыпускное отверстие (рис. 41), а ванадиевый густой пористый тестообразный шлак вываливается через горловину в шлаковню, что позволяет значительно полностью отделить шлак от полупродукта и улучшить условия труда обслуживающего персонала.

7. Достаточно полная деванадация чугуна (со снижением содержания ванадия в полупродукте до 0,03—0,04%) достигается при дутье с любым содержанием кислорода. Но наилучшие результаты получаются, как это установлено опытами, при продувке чистым кислородом сверху с вдуванием в его струе концентрата и распыленной воды.

8. Продувка металла кислородом сверху (рис. 42) позволяет применять для деванадации конверторы большой емкости.

9. Подача воды и железо-ванадиевого концентрата (или окалины) в струе кислорода корректируется с начала до конца продувки по температуре в зоне реакции кислорода с металлом. Во втором периоде продувки, когда температура

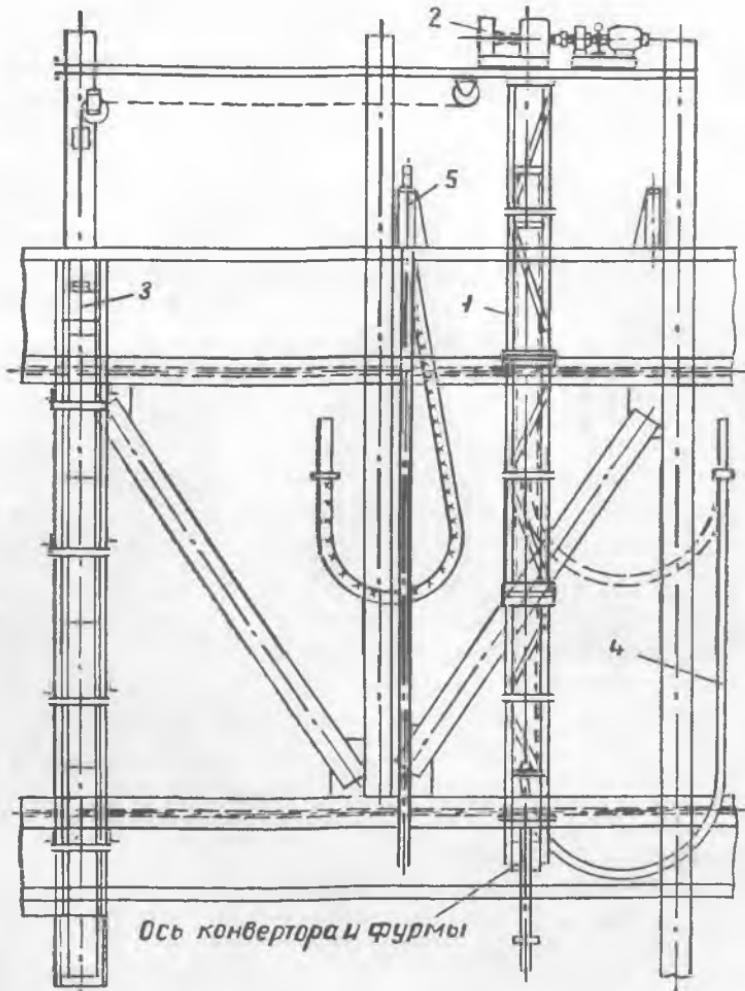


Рис. 42. Установка водоохлаждаемой кислородной фурмы:

1 — направляющие для перемещения фурмы; 2 — механизм подъема и опускания фурмы;  
3 — противовес, 4 — шланги подвода кислорода, подвода и отвода воды; 5 — стенд запасной фурмы.

ванны достигает 1400°, во избежание интенсивного обезуглероживания ванны подачу воды увеличивают. Средний удельный расход воды за всю продувку на 1 т полупродукта принят по проекту: 20 л и 35 кг концентрата (или окалины).

Временно, до устройства пневмоподачи, концентрат или окалина подаются по лотку, что повышает средний расход до 50 кг/т.

10. Учитывая, что содержание чистого кислорода в воздушном дутье составляет 21%, а в кислородном — 95—98%, для замены кислорода потребовалось бы подавать в 4,7—4,8 раза большее количество воздуха в единицу времени. Если же учесть, что активность кислорода воздуха значительно ниже (то есть хуже осваивается ванной) активности чистого кислорода, то воздушного дутья потребуется еще намного больше. Это значит, что надо было бы увеличить: сечение фирм, давление воздуха, размеры конвертора (при одном и том же весе садки), длительность продувки, сечение тракта отходящих газов, газоочистки, дымовой трубы и т. д. В конечном счете, применение современных большой емкости конверторов при переходе на воздушное дутье стало бы практически невозможным.

Опытные продувки ванадиевого чугуна, проведенные в 1960—1962 гг. Уральским институтом черных металлов совместно с ЦНИИЧМ на Ново-Тульском металлургическом заводе, и технико-экономические подсчеты показали, что с повышением содержания кислорода в дутье увеличиваются скорость деванадации, выход жидкого полупродукта и степень извлечения ванадия из чугуна, снижается удельный расход кислорода, а себестоимость дутья в крупных конверторах не увеличивается.

В конверторных цехах нашей страны до настоящего времени нет установок по вдуванию пылевидных присадок. Такие установки впервые создаются на НТМК. Поэтому потребуется некоторый период времени на отработку технологии и освоение вдувания в конвертор сыпучих присадок в струе кислорода.

Уральский институт черных металлов (УИЧМ) разработал исходные данные (1963 г.), а Всесоюзный институт металлургической теплотехники (ВНИИМТ) создал конструкцию специальной формы для подачи сыпучих присадочных материалов в струе кислорода, а также выполнил расчет тракта пневмоподачи сыпучих.

Следует отметить, что во время опытов на Ново-Тульском заводе для вдувания в конвертор сыпучих (пылевидных) материалов пользовались существующей на заводе установкой, в которой размолотый материал загружался в специальный бункер и распылялся в нем кислородом с помощью спе-

циальных форсунок. Затем смесь кислорода с измельченным материалом проходила через дозатор и по трубопроводу попадала в форму, а из формы в струе кислорода — в конвертор, непосредственно в зону реакции. Во время опытных плавок УИЧМ эта установка справлялась с подачей необходимого количества извести (рис. 44). Однако при подаче в конвертор окалины и концентрата возникали загорания в бункерах, в которых производилось распыление кислородом окалины и концентрата. Установка не обеспечивает безопасного распыления и подачи кислородом окалины и железо-ванадиевого концентрата.

Учитывая это обстоятельство, ВНИИМТ предложил применить форму, в которой измельченный концентрат или окалину транспортируют воздухом по центральной трубе формы. Для уменьшения быстрого износа трубы измельченным концентратом (окалиной) подача его производится в потоке компрессорного воздуха с умеренной скоростью (до 20 м/сек), а в кольцевом просвете между центральной трубой, по которой поступает эта аэросмесь, и трубой, по которой подается кислород, сыпучие подхватываются высокоскоростной струей кислорода. Разгон кислородом взвешенных частиц сыпучих происходит уже за пределами формы, в самом конверторе. ВНИИМТ считает, что форма будет иметь умеренный износ и длительный срок службы.

В связи с тем, что ванадиевый концентрат даже в подсушенном виде склонен к комкованию, а окалина подается в виде крупных кусков, ВНИИМТ счел целесообразным сосредоточить в одном дробильно-сушильном агрегате процессы сушки, дробления и аэрации концентрата и окалины. Такое совмещение успешно применяется в энергетике.

Сушка ведется топочными газами с начальной температурой 700—800°. Подача материалов производится пневматическим способом под разрежением. Пневмотранспортом измельченный материал подается из агрегата в форму. Компрессорный воздух не должен содержать следов масла, так как смесь подаваемых материалов на вводе в конвертор подхватывается кислородной струей, а при наличии следов масла возможно образование взрывных смесей.

Компрессорный воздух, используемый для подачи сыпучих, несколько снижает степень чистоты кислорода, но при деванадации это допустимо.

При выплавке стали использование компрессорного воздуха для подачи сыпучих в кислородную форму недопустимо,

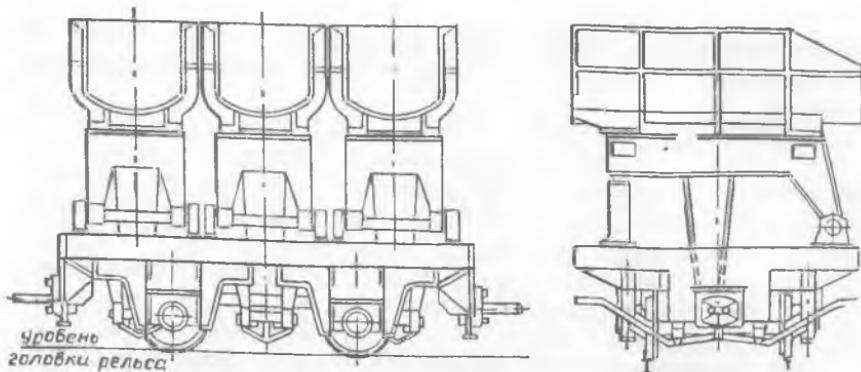


Рис. 43. Тележка с мульдами для завалки скрапа в конвертор

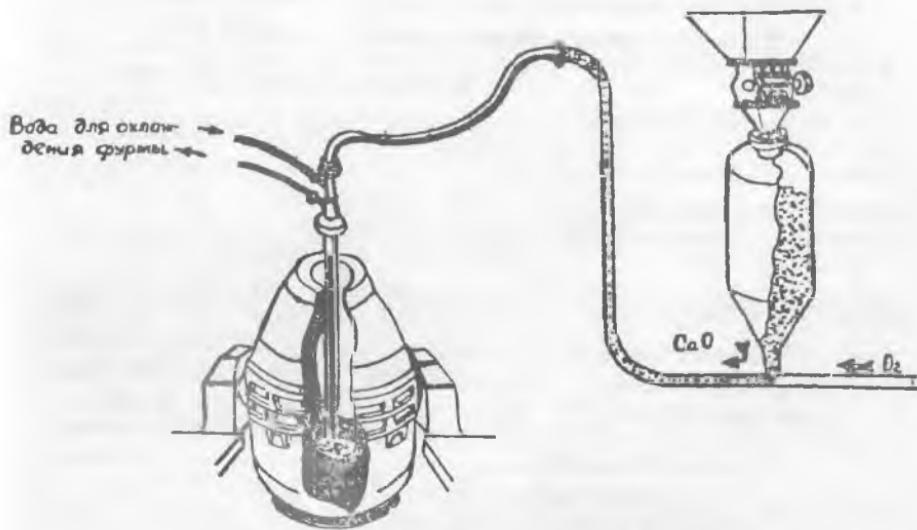


Рис. 44. Схема подачи извести в струе кислорода.

так как это неизбежно повлечет за собой повышенное содержание азота в готовой стали, что резко ухудшит ее качество. Подачу надо производить только кислородом. Поэтому при выплавке стали целесообразно проверить применение, вместо агломерата, извести и плавикового шпата, моносмеси из этих же сыпучих присадок в заданном составе, с подачей

этой моносмеси к конвертору кислородом и с вдуванием ее в конвертор в струе кислорода через водоохлаждаемую форму.

Конверторный цех № 1 введен в действие без пневмоподачи сыпучих присадок. Охлаждение плавок временно производится кусковыми, твердыми окислителями, скрапом, содержащим ванадий, и вдуванием воды в струе кислорода. Расход скрапа при продувке на полупродукт 10—12%, расход воды — 2% от веса чугуна. Вместо скрапа иногда применяется окалина, твердый ванадиевый чугун или неофлюсованный агломерат из качканарского концентрата (до 50 кг/т чугуна). Пакетированный скрап с шихтового двора подается тепловозом на тележках в мульдах емкостью по 2 м<sup>3</sup>. На каждой тележке установлено по 3 мульды. Загрузка скрапа в конвертор производится по типовому проекту (рис. 43).

**Химический состав ванадиевого шлака следующий, в %:**

По каким данным	Химические элементы и их окислы					
	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	MnO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
По рабочему проекту «Уралгипромеза», в пересчете на безжелезистую массу . . . . .	24,12	0,70	не указано	6,58	4,63	0,08
По проекту «Гипростали» . . . . .	23,2	0,61	6,08	6,22	1,39	0,0695
По каким данным	Химические элементы и их окислы					
	TiO <sub>2</sub>	S	FeO <sub>общ</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe (металловключений)	
По рабочему проекту «Уралгипромеза», в пересчете на безжелезистую массу . . . . .	8,04	0,040	42,0	15,7	—	
По проекту «Гипростали» . . . . .	6,95	0,0348	36,4	13,5	13,02 (в том числе 2,6% дисперсного Fe)	

Выход годного полупродукта по проекту цеха принят 93,4% от веса металлизавалки; выход ванадиевого шлака на 1 т продутого чугуна — 43,5 кг с учетом металловключений и дисперсного железа в шлаке.

Ввиду того, что деванадацию чугуна ведут «холодно», полупродукт имеет относительно низкую температуру (1380—1420°). Для уменьшения теплопотерь предусмотрена засыпка коксиком поверхности полупродукта в ковше. Засыпку производят из бункера с врачающейся течкой.

Для более полного извлечения пятиокиси ванадия из шлака рекомендуется замедленное его охлаждение в течение 15—20 часов. С этой целью применяются шлаковые ковши большой емкости, каждый из которых вмещает выпуск ванадиевого шлака из 7—8 плавок. Заполнение чаши длится 4—5 часов. В зимнее время чаша в течение 10—15 часов не вывозится из цеха, с тем чтобы не допустить резкого охлаждения шлака.

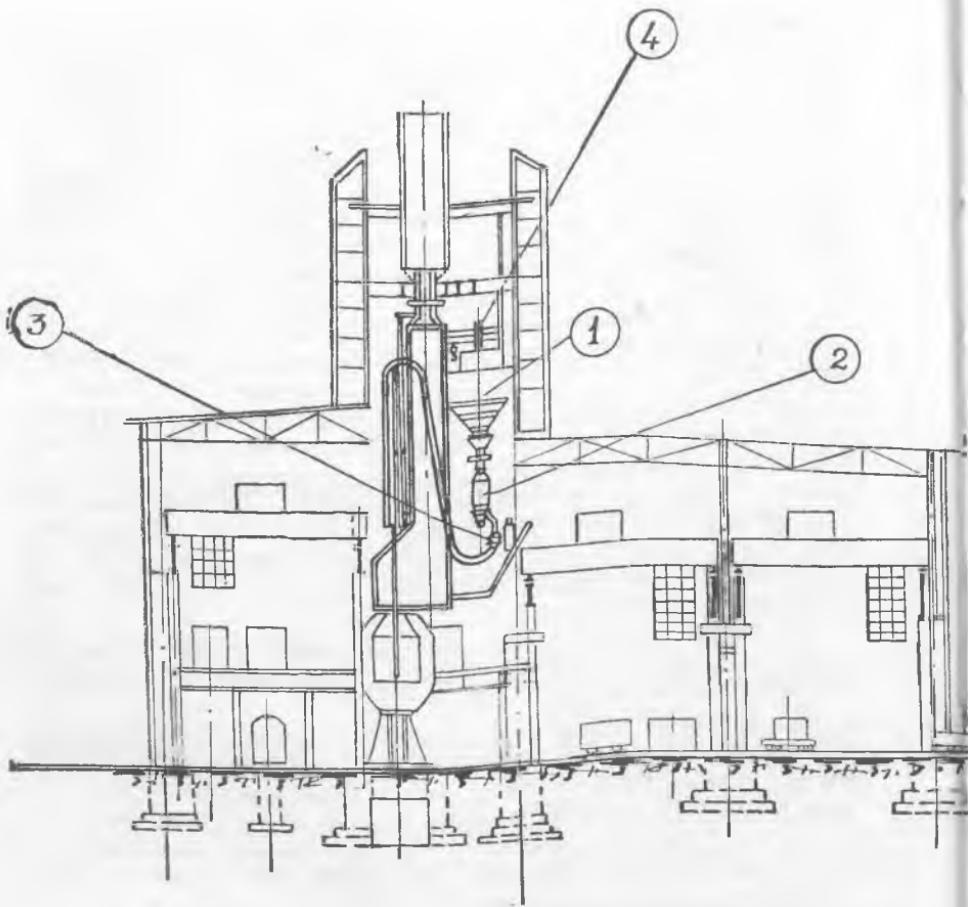
На распределение ванадия между шпинелидом и другими минералами шлака влияет не только состав чугуна и другие факторы процесса деванадации, но и скорость охлаждения шлака после его удаления из конвертора. Установлено [32], что при медленном охлаждении кристаллы ванадиевого шпинелида в шлаке имеют более крупные размеры, а при этом степень извлечения ванадия выше, чем при быстром охлаждении шлака.

Поэтому в конверторном цехе № 1 НТМК предусмотрены шлаковые ковши большой емкости с выдержкой их в течение 15—20 часов в цехе.

Уральский институт черных металлов, Всесоюзный институт металлургической теплотехники, Центральный институт черной металлургии, Институт металлургии имени А. А. Байкова и Чусовской металлургический завод внесли весомый вклад в создание рациональной технологии деванадации чугуна и выплавки стали в кислородном конверторе большой емкости.

Но совместными усилиями ученых и производственников пока созданы только основы технологии. Рабочую технологию деванадации чугуна и выплавки стали в кислородном конверторе предстоит практически разработать металлургам Нижне-Тагильского комбината в содружестве с учеными.

Режим подачи кислородного дутья через водоохлаждаемую форму в конвертор при деванадации чугуна принят ступенчатый: в первые две минуты продувки кислород подается в конвертор с максимальной интенсивностью, в последующие две минуты интенсивность подачи кислорода снижается до 75—80% от максимальной, в последние две



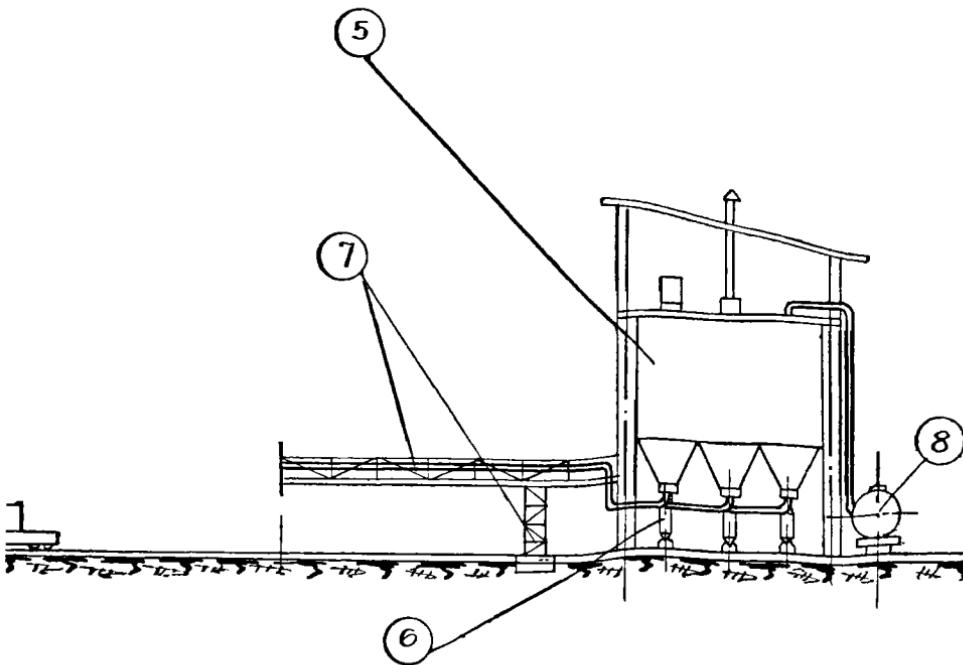
*Рис. 45. Предварительная схема установки для вдувания железо-ванадиевого концентратта*

1 — расходные бункера ванадиевого концентратта с затворами; 2 — резервуар с пневмоподогревом концентратта; 3 — бункера запаса ванадиевого концентратта; 4 — пневматическая доставка качканарской концентратты

три минуты интенсивность подачи кислорода снижается еще на 20—25% и т. д.

Максимальная интенсивность подачи кислорода в конвертор в первые минуты продувки определяется производительностью кислородной станции, емкостью газгольдера и пропускной способностью кислородопровода и фурмы.

При такой максимальной подаче кислорода в единицу времени происходит быстрое окисление примесей чугуна:



ванадиевого концентрата в конвертор в струе кислорода:  
теплом; 3 — камера смесителя кислорода с концентратом; 4 — трубопровод пневматических камерных насосов; 7 — эстакада и пневмотрубопровод; 8 — пневмоцистерна ванадиевого концентрата.

титана, кремния, марганца, хрома, ванадия и других с образованием шлака, богатого окислами ванадия. Древанадация чугуна начинается более рано, заканчивается быстрее, ванадий извлекается из чугуна полнее. Газовыделение из конвертора на протяжении всей плавки получается более равномерным.

Длительность всей плавки при интенсивной подаче кислорода в первые минуты продувки сокращается. Общий расход

кислорода на плавку и удельный расход кислорода на 1 т полупродукта снижаются. Разумеется, что одновременно с повышением интенсивности подачи кислорода увеличивается подача охладителей в зону реакции кислорода с металлом, чтобы не допустить повышения его температуры выше 1400°.

Необходимость ступенчатого режима, то есть постепенного снижения интенсивности подачи кислорода, обусловлена рядом причин. Скорость выделения газов из конвертора в первые минуты продувки (в период окисления титана, кремния, марганца, хрома, ванадия) относительно невелика. Углерод в этот период почти не выгорает. В последующие периоды продувки скорость выгорания углерода возрастает и выделение газов из конвертора интенсифицируется. Это вынуждает понижать скорость подачи кислорода, так как пропускная способность газоубирающего тракта (котел-утилизатор, система газоочистки, дымосос, труба) лимитирует возможность удаления из конвертора отходящих газов.

На основе опытов Уральского института черных металлов, проведенных на Ново-Тульском металлургическом заводе, подсчитано, что состав и количество отходящих газов из конвертора цеха № 1 Нижне-Тагильского комбината будет изменяться по ходу продувки — деванадации чугуна при ступенчатом режиме подачи кислорода в конвертор примерно следующим образом:

Показатели	Длительность продувки	
	10 минут	15 минут
Изменение химического состава отходящих газов по ходу продувки, в процентах от—до		
CO	15,2—62,6	10,2—54,9
CO <sub>2</sub>	3,7—15,6	2,5—13,7
N <sub>2</sub>	3,1—0,8	3,2—0,8
H <sub>2</sub>	39,0—10,5	42,0—15,3
H <sub>2</sub> O	39,0—10,5	42,0—15,3
Изменение интенсивности выделения газов по ходу продувки, $\text{м}^3/\text{час}$		
	38 600—59 700 средняя 46 500	28 600—39 300 средняя 31 200

Вследствие наличия в отходящих газах окиси углерода и водорода и их дожигания в котле-утилизаторе (за счет подачи острого дутья и подсоса атмосферного воздуха) значительно возрастает количество газов в газоотводящем

тракте, причем, степень возрастания зависит от коэффициента  $\alpha$  избытка воздуха на дожигание окиси углерода и водорода. В результате может создаться такое положение, что газоотводящий тракт окажется не в состоянии пропустить максимальное количество отходящих газов.

Если не применять ступенчатого режима подачи кислорода, то может создаться относительный недостаток воздуха на дожигание водорода и окиси углерода, что, в свою очередь, повысит степень их недожога. Это означает повышение возможности образования в газоотводящем тракте и, в частности, в электростатическом фильтре КВ-19 взрывоопасных смесей. Следует помнить, что одновременно с повышением интенсивности подачи кислорода необходимо увеличивать и подачу воды в струе кислорода, а при этом в результате диссоциации воды на водород и кислород возрастает содержание водорода в отходящих газах и количество воздуха, необходимого на дожигание водорода.

При ступенчатом режиме подачи кислорода количество газов, выделяющихся из конвертора в конце продувки, не более чем в  $1\frac{1}{2}$ —2 раза превышает количество выделяющихся газов в начале продувки. Максимальная интенсивность газовыделения не более чем в  $1\frac{1}{2}$  раза выше средней интенсивности выделения газа за всю плавку. Вопреки принятой технологии при постоянном режиме подачи кислорода в конце продувки выделяется в 4,5—5 раз больше отходящих газов, чем в начале продувки, то есть газовыделение растет значительно быстрее, чем при ступенчатом режиме. В этом случае газоотводящий тракт может потерять способность пропустить все выделяющиеся из конвертора газы с учетом дополнительных газов, образующихся в результате дожигания окиси углерода и водорода в котле-utiлизаторе. Таким образом, если не применять ступенчатый режим подачи кислорода, то газоотводящий тракт становится узким местом конструкции конвертора.

Опыты показали, что интенсификация ступенчатой подачи кислорода сокращает продолжительность продувки в конверторе. Удельный расход кислорода при сокращении продолжительности продувки снижается. Но запроектированный газоотводящий тракт не обеспечивает полного удаления из конвертора выделяющихся газов. В дальнейшем, при замене установленных дымососов более мощными, появится возможность значительного сокращения продолжительности продувки. Наличие на кислородной станции газгольдеров

большой емкости позволяет повысить скорости подачи кислорода в первые минуты продувки.

Таким образом, более интенсивная подача кислорода в первые минуты продувки при одновременном повышении пропускной способности газоотводящего тракта является крупным резервом увеличения производительности конверторов.

С повышением температуры металлической ванны увеличивается скорость выгорания углерода и газовыделение из конвертора. Из-за ограниченной пропускной способности газоубирающего тракта приходится уменьшать интенсивность подачи кислорода, чтобы снизить объем газовыделения. По-видимому, в дальнейшем будут найдены возможности взаимосвязанного автоматического регулирования интенсивности ступенчатого режима подачи кислорода по суммарному газовыделению из конвертора и максимальной пропускной способности газоубирающего тракта; температуре в зоне реакции кислорода с металлом и скорости обезуглероживания.

Котел-utiлизатор ОКГ является охладителем конверторных газов до температур, необходимых для нормальной работы газоочистки (скруббер и электростатический фильтр КВ-19). Кроме того, в котле ОКГ производится дожигание окиси углерода и водорода для использования химического и физического (около 1600°) тепла отходящих из конвертора газов и предотвращения образования в системе газоочистки взрывоопасных концентраций смеси несгоревшего газа с воздухом.

По подсчетам ВНИИМТа, количество конверторных газов в котле-utiлизаторе в отдельные периоды продувки может в 1,7—1,8 раза превышать среднее количество отходящих газов. В первую часть цикла продувки котел-utiлизатор и система газоочистки недогружены, а во вторую часть цикла загружены до расчетного предела и могут быть даже перегружены. Для надежного дожигания отходящих газов, для исключения химического недожога и образования взрывоопасной смеси по предложению ВНИИМТа установлены 4 блока сопел по четыре сопла в каждом блоке для принудительной подачи воздуха для дожигания газов. Тангенциальный подвод высокоскоростного потока воздуха (с небольшим его расходом) обеспечивает хорошее перемешивание воздуха с потоком газа и надежное дожигание последнего.

Электростатический фильтр КВ-19 для очистки конверторных газов имеет 448 осадительных электродов (трубы диаметром 245 с толщиной стенки 7 мм) и столько же коронирующих электродов из никромовой проволоки диаметром 3 мм, установленных строго по центральной оси осадительных электродов. Осаждение пыли производится электрическим током высокого напряжения. Пыль осаждается на внутренней поверхности труб осадительных электродов и смыывается с них (при выключенном напряжении).

Для нормальной эксплуатации электрофильтра решающее значение имеют два фактора.

Во-первых, предотвращение образования в электрофильтре взрывоопасных концентраций смеси конверторных газов с воздухом, что достигается надежным их дожиганием. Однако при чрезмерной подаче воздуха для дожигания газов образуется очень большое количество продуктов сгорания, и электрофильтр не может справиться с их очисткой (из труб в таких случаях идет бурый дым).

Во-вторых, предотвращение коррозии элементов электрофильтра сернистыми газами от сжигания под котлом-утилизатором коксового газа во время пауз между продувками. В конце 1964 г. намечено перевести котлы-утилизаторы на подтопку во время пауз между продувками природным газом, не содержащим серы.

Включение напряжения на электроды фильтра КВ-19 производят лишь при благоприятном анализе отходящих газов в системе газоочистки — отсутствии их недожога.

Из всего изложенного вытекают следующие практические соображения и указания для обеспечения надежной работы конверторов в период их освоения и отработки технологии процесса деванадации чугуна и выплавки стали:

1. Обязательный регулярный анализ состава (и количества) отходящих из конвертора газов и степени их дожигания в котле-утилизаторе как при деванадации чугуна (то есть с подачей воды в струе кислорода), так и при выплавке стали (то есть без подачи воды в струе кислорода).

2. Регулярная проверка надежности дожигания отходящих конверторных газов.

3. Проверка рекомендованного ступенчатого режима подачи кислорода на продувку при деванадации чугуна, а также при выплавке стали в увязке с пропускной способностью газоотводящего тракта.

4. Практическая проверка в различных условиях реко-

мендованых расстояний от сопла фурмы до зеркала ванны и влияния этого технологического фактора на ход продувки, окисление примесей, скорость обезуглероживания и формирование шлака.

5. Изучение и отработка режима использования кислородных блоков БР-1-К, которые по паспорту должны давать в час по  $9300 \text{ м}^3$  технологического кислорода (95%  $O_2$ ) и  $3500 \text{ м}^3$  технического кислорода (99,2%  $O_2$ ). По-видимому, можно и нужно отрегулировать режим работы блока на получение только технического кислорода (с некоторой потерей производительности), так как технологический кислород (95%  $O_2$ ) может быть допущен при деванадации чугуна, но для выплавки стали неприемлем.

6. Отработка и корректировка технологических инструкций деванадации чугуна и выплавки стали, проекты которых предложены Уральским институтом черных металлов.

В целях дальнейшего усовершенствования технологии деванадации чугуна и выплавки стали в большегрузных кислородных конверторах предусматривается сооружение на НТМК опытного кислородного конвертора небольшой емкости, на котором будет производиться экспериментальная проверка и отработка всех технологических усовершенствований до их внедрения в производство на большегрузных кислородных конверторах. В частности, представляют существенный интерес работы по повышению пропускной способности, надежности и безопасности работы газоотводящего тракта, на основе экспериментальной проверки и внедрения применяемых в последние годы за рубежом (Франция, Япония, Австрия) различных способов отвода и использования конверторного газа без его сжигания в камине [33].

Экспериментально-расчетным путем установлено, что в отходящих кислородно-конверторных газах примерно 77% приходится на химически связанное тепло и 23% — на физическое тепло. При отказе от сжигания в камине конверторный газ подвергается здесь только охлаждению до температуры, позволяющей подать его в газоочистку, а после очистки газ подается в газгольдеры и различным потребителям, где и используется его химически связанное тепло путем сжигания газа в различных топках и других установках.

В камине и газоотводящем тракте используется только физическое тепло конверторного газа в устанавливаемом для этой цели паровом котле-utiлизаторе низкого давления и для подогрева воды в водоохлаждаемом кожухе камина.

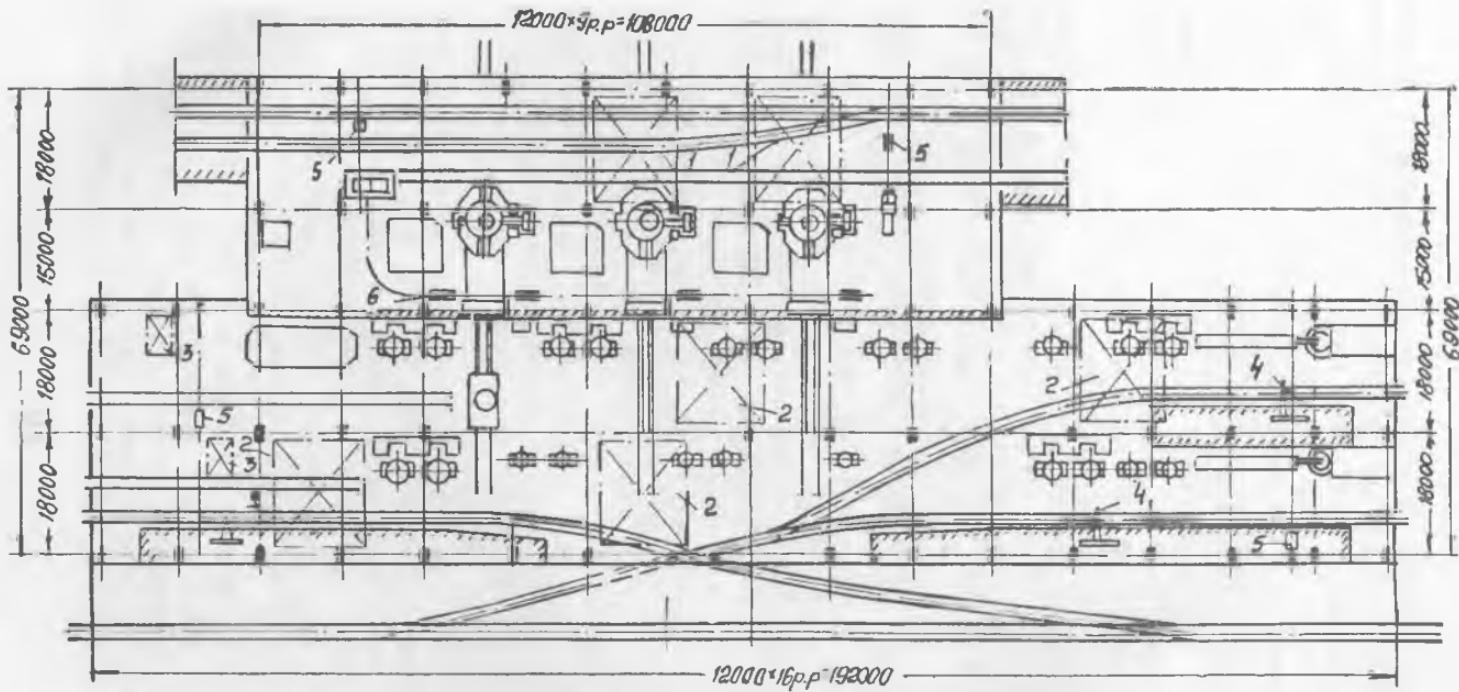


Рис. 46. Типовой кислородно-конверторный цех — план на отметке рабочей площадки [34]:

1 — мостовой заливочный кран; 2 — мостовой разливочный кран; 3 — консольный кран; 4 — консольно-поворотный кран; 5 — монорельсовая тележка для ремонта мостовых кранов; 6 — электрическая таль.

Нормальная работа кислородных конверторов (и в частности, на НТМК) зависит от пропускной способности, надежности и безопасности действия газоотводящего тракта от полного дожигания в нем отходящих конверторных газов, что и достигается при большом избытке воздуха. В результате образуется огромное количество продуктов сгорания, для охлаждения и очистки которых требуется сооружение громоздких и дорогостоящих устройств, а газоотводящий тракт перегружается и не позволяет поэтому интенсифицировать ступенчатый режим подачи кислорода в конвертор и повысить его производительность.

При отказе от сжигания газа в камине и газоотводящем тракте объем продуктов сгорания уменьшается в 4—5 раз и примерно в 3 раза уменьшается количество тепла, которое должно быть отведено от газа до его поступления в систему газоочистки.

В связи с этим могут быть значительно уменьшены капитальные затраты на сооружение газоохлаждающих, пылеулавливающих, газоочистных установок.

Пропускная способность существующего газоотводящего тракта при отказе от сжигания газа в камине и его передаче другим потребителям в несколько раз возрастает. Это является, пожалуй, самым важным преимуществом нового способа использования конверторного газа, так как позволяет применить интенсифицированный ступенчатый режим подачи кислорода, сократить продолжительность продувки и увеличить производительность кислородного конвертора.

При новом способе использования химического тепла конверторного газа основная конструктивная трудность заключается в необходимости предотвратить как приток-подсос воздуха в камин, так и выбивку газа из камина. В зарубежных странах это достигается различными способами: нулевое давление в нижней части камина, паровая и газовая (азотная) герметизирующая завеса в кольцевом зазоре между горловиной конвертора и низом камина.

Новый способ использования конверторного газа — отказ от его сжигания в камине — уже вышел из стадии исследований и получил в ряде стран промышленное применение. Так, в Японии на заводе в Тобате с марта 1962 г. успешно работают два кислородных конвертора емкостью по 130 т без сжигания в камине отходящих газов. Конверторный газ отводится другим потребителям при соблюдении необходимой эксплуатационной надежности и безопасности. Это дает

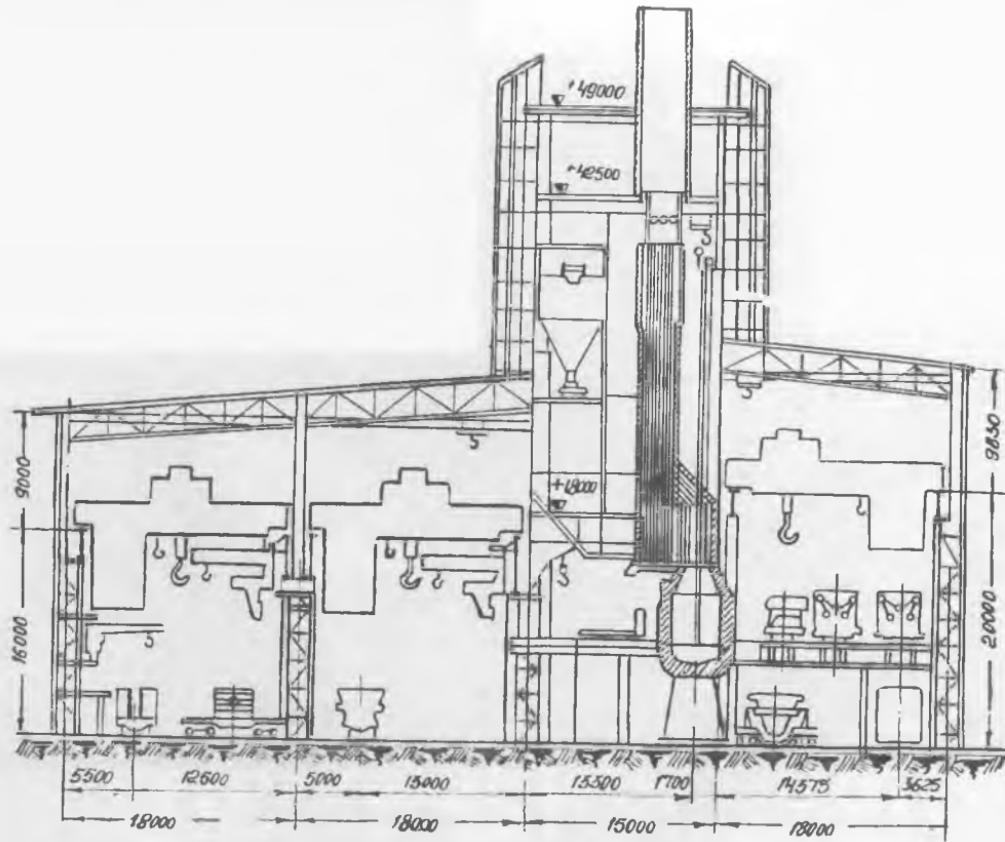


Рис. 47. Типовой кислородно-конверторный цех — поперечный разрез [34].

весьма существенные экономические преимущества по сравнению с ранее применявшимся на заводе обычным методом сжигания газа в камине.

### 3. ПЛАНИРОВКА И ОБОРУДОВАНИЕ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТОРНОГО ЦЕХА № 1

Кислородно-конверторный цех № 1 (рис. 46, 47 и 48) сооружен по типовому проекту [34], разработанному институтом «Гипромез».

В проект и технологию цеха внесены изменения, обусловленные тем, что Нижне-Тагильский кислородно-конверторный цех производит деванадацию чугуна из качканарских руд и учитывающие усовершенствования кислородно-конверторного процесса и оборудования, произошедшие за последние 4—5 лет после утверждения типового проекта.

Ванадиевый чугун из доменного цеха поступает в миксерное отделение, расположенное неподалеку от конверторного цеха № 1. Свободная площадка, оставленная между цехом и миксерным отделением, предусмотрена для возможности установки дополнительных конверторов в случае расширения цеха. Жидкий чугун из миксерного отделения подается тепловозом по эстакаде к конверторам. Емкость каждого ковша равна емкости конвертора. Загрузочным мостовым краном чугун заливается в конвертор.

Как уже говорилось, в первое время работы цеха охлаждение ванны во время продувки обеспечивается подачей воды в струе кислорода и твердым кусковым охладителем. Его подача в конвертор производится до начала продувки мульдами (рис. 43).

В дальнейшем предусмотрено более совершенное охлаждение плавки путем вдувания в струе кислорода пылевидного железо-ванадиевого концентрата и распыленной воды. Вся система подачи концентрата будет пневматическая (рис. 45). В пневматических цистернах подсущенный железо-ванадиевый концентрат будет подаваться к бункерам запаса. Перегрузка концентрата в закрытые бункера также пневматическая. Из бункеров запаса концентрат пневматическими камерными насосами подается по пневмопроводам в расходные бункера, а из них в резервуар с питателем (дозатором) и в камеру смесителя кислорода с концентратом, а из нее по форме в конвертор. Пневматическая подача всех сыпучих материалов в цехе № 1 (а также и в цехе № 2) технологи-

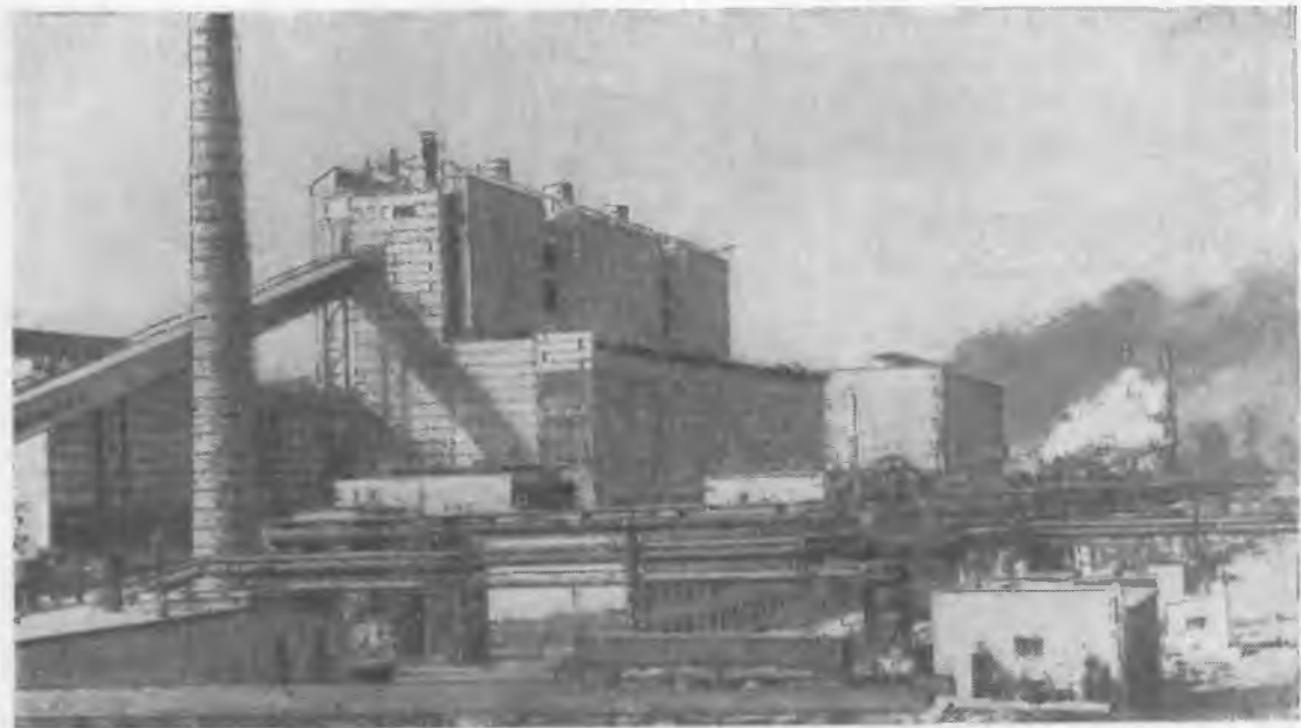


Рис. 48. Кислородно-конверторный цех НТМК (1963 г.).

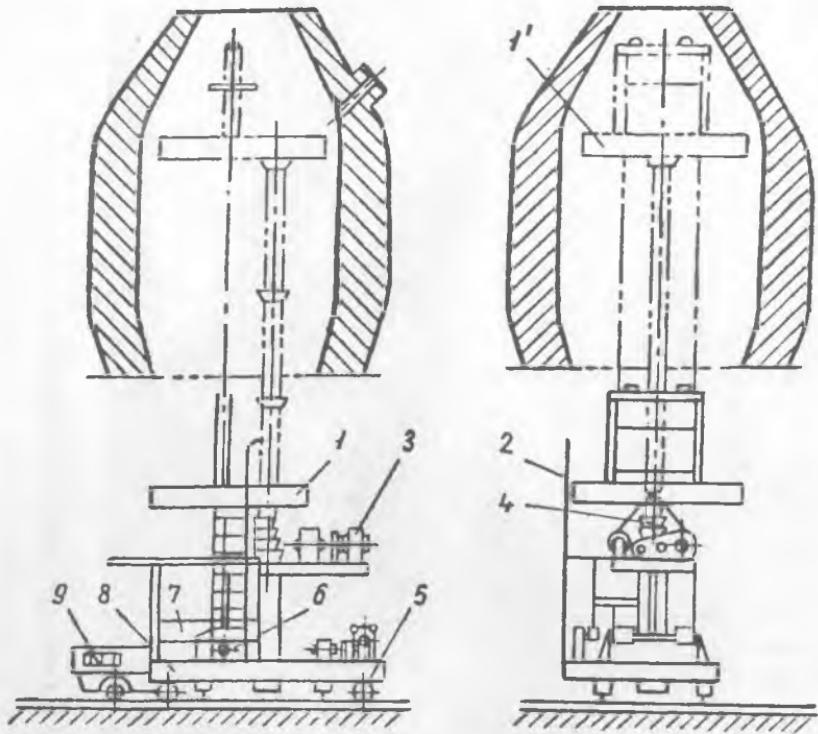


Рис. 49. Телескопический передвижной подъемник для ремонта футеровки конвертора:

1 — рабочая площадка в нижнем положении; 1' — то же в верхнем положении; 2 — лестница; 3 — привод поддерживающих тросов; 4 — гидравлический цилиндр для подъема площадки; 5 — опора; 6 — привод для подъема материалов; 7 — площадка для подъема материалов; 8 — тележка; 9 — автопогрузчик.

чески более эффективна, чем система открытых бункеров, ленточных транспортеров, питателей, течек, предусмотренных по типовому проекту. Кроме того, резко улучшатся условия труда; практически полностью исключается попадание пыли (сыпучих материалов) в атмосферу цеха.

Футеровка конвертора при продувке чугуна на полупродукт принята из периклазошпинелидного кирпича (а в последующем — смоломагнезитовая). Футеровка конвертора, работающего на сталь, смолодоломитовая. Стойкость футеровки конвертора принята: при работе на полупродукт — 700 плавок, при работе на сталь — 350 плавок. При продувке чугуна на полупродукт процесс ведется при относительно

невысоких (до 1400°) температурах, при которых стойкость футеровки высокая. Так, на Чусовском заводе конверторы меньшего объема имеют стойкость по 1500 плавок и более. При продувке полупродукта на сталь процесс ведется, правда, при более высоких температурах, но зато полупродукт содержит ничтожное количество примесей, а потому шлак менее агрессивен, так как в нем очень мало кремнекислоты. Продолжительность полной замены футеровки принята 92 часа, как и в типовом проекте (рис. 49).

В цехе будет автоматизирован подъем кислородной фурмы с подачей сигнала на пост управления при падении давления кислорода, падении давления или чрезмерном повышении температуры охлаждающей воды, остановке циркуляционных насосов. Механизм поворота конвертора блокирован с механизмами подъема — опускания фурмы, дозаторов подачи сыпучих, сталевозной тележки и др. Когда фурма находится в опущенном положении, то есть ниже горловины конвертора, действует импульс, препятствующий повороту конвертора. Над каждым конвертором установлены две кислородные фурмы — одна рабочая и другая запасная. Только при вертикальном положении конвертора подается импульс, разрешающий движение вниз той из двух фурм, которая установлена по оси конвертора. Рабочая скорость фурмы вверх и вниз — 1 м/сек, установочная скорость в рабочее положение (1—2 м над уровнем зеркала металла) 0,1—0,2 м/сек. Кроме того, предусмотрена еще и аварийная (автоматически включаемая) скорость подъема фурмы — 2 м/сек.

В кислородно-конверторных цехах НТМК значительно улучшена система газоочистки и утилизации тепла. Система газоочистки, запроектированная в этом цехе, создает не только санитарные условия в самом цехе и в прилегающей к нему местности, но и улавливает для использования в агломерационной шихте выносимую из конвертора пыль, в которой содержится до 6%  $V_2O_5$  и до 70% железа. Эта пыль — весьма ценное сырье для агломерационной шихты: в ней содержится пятиокиси ванадия в десять раз больше и железа тоже больше, чем в концентрате.

Конвертор выбрасывает в час сотни тысяч кубометров газа. Содержание пыли в газе около 15 г/м<sup>3</sup>, по санитарным нормам допускается выбрасывать из трубы газы с содержанием пыли не более 0,15 г/м<sup>3</sup>, то есть в сто раз меньше, чем выбрасывает конвертор.

На зарубежных предприятиях применяют различные

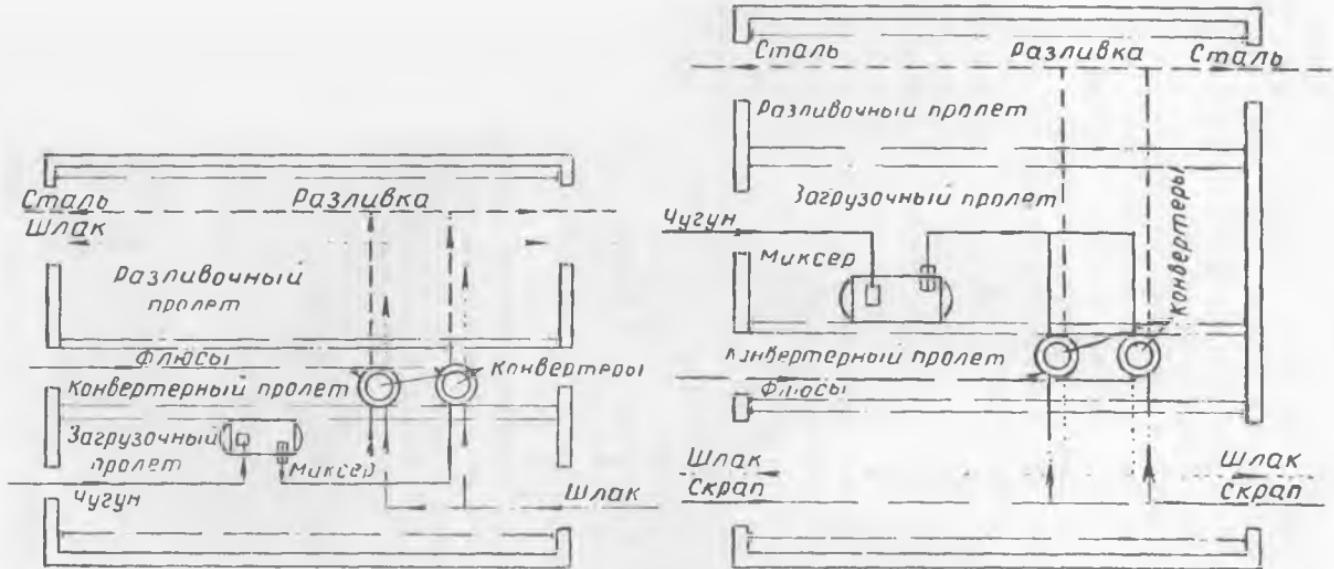


Рис. 50. Схемы планировки кислородно-конверторных цехов Австрии: на заводе в Донауицце (слева) и на заводе в Линце (справа).

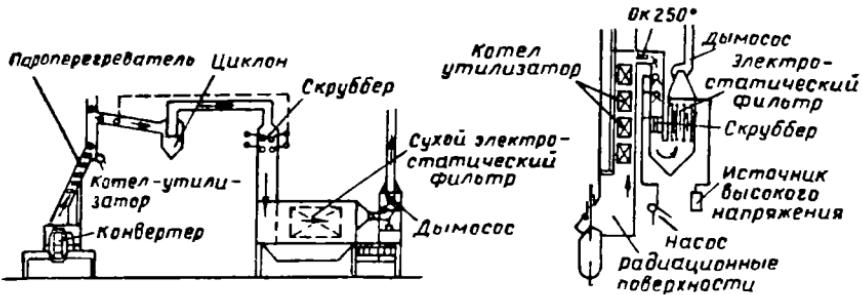


Рис. 51. Схемы газоочистки в Донавице (слева) и в Линце (справа).

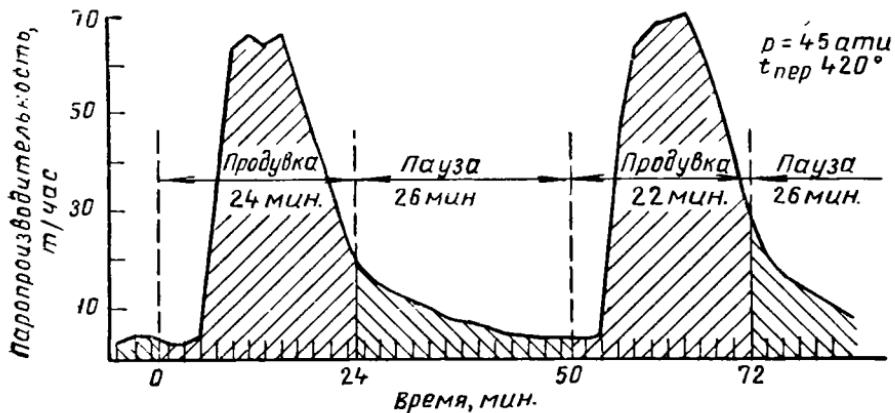


Рис. 52. Паропроизводительность котла-утилизатора, установленного за кислородным конвертором емкостью 50 т на заводе Явата (Япония).

схемы газоочистки. Так, на заводе в Донавице (рис. 50 и 51) газоочистка состоит из циклона, скруббера и электростатического фильтра, на заводе в Линце — из скруббера и электростатического фильтра. Степень суммарной очистки газа в Донавице — 99,88 %, в Линце — 99,7 %. На обоих заводах установлены котлы-утилизаторы, вырабатывающие 0,31 т пара на 1 т выплавляемой стали с параметрами: давление 50 ати, температура 450°. Заслуживает внимания энергетический баланс кислородно-конверторного процесса: котлы-утилизаторы могут дать примерно в 1½ раза больше энергии, чем требуется на работу всех механизмов цеха, включая и кислородную станцию.

Паропроизводительность котлов-утилизаторов, установлен-

ных за двумя кислородными конверторами емкостью по 50 т на заводе Явата Айрон энд стил К° (Япония), составляет 65 т/час,  $p=45$  ати,  $t_p = 420^\circ$ . Несмотря на значительные колебания (рис. 52) паропроизводительности котла во время продувок конвертора и во время пауз, давление и тем-

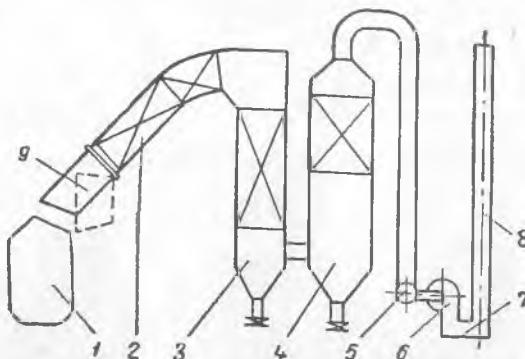


Рис. 53. Схема типовой газоочистки кислородно-конверторных газов и установки котла-утилизатора:

1 — конвертор; 2 — трубчатый экран (подъемный газоход-камин); 3 — котел-утилизатор (в опускном газоходе); 4 — скруббер (внизу) и электрофильтр (вверху); 5 — отстойник; 6 — дымосос; 7 — дымовой боров; 8 — дымовая труба; 9 — поворотная часть камина.

пература пара и отходящих газов за котлом колеблются незначительно. Во время пауз (между продувками) под котлами сжигается коксовый газ. При работе нескольких конверторов и при смещении во времени периодов их продувки суммарная паропроизводительность котлов-утилизаторов выравнивается.

В проектах новых отечественных кислородно-конверторных цехов принята типовая схема (рис. 53) установки котла-утилизатора и системы газоочистки со скруббером и электрофильтром для каждого конвертора. Расчетный проектный состав отходящих газов характеризуется содержанием 10%  $\text{CO}_2$ ; 81%  $\text{CO}$ ; 3%  $\text{O}_2$ ; 5%  $\text{H}_2\text{O}$  и 1%  $\text{N}_2$  [34]. При вдувании в струе кислорода воды, как это предусмотрено в конверторном цехе № 1 НТМК, содержание водорода в отходящих газах достигает 20% (по объему) и теплотворная способность их повышается.

Дожигание окиси углерода и водорода происходит в

камине за счет вдувания острого дутья (сжатого воздуха) и подсоса атмосферного воздуха. В котле-утилизаторе (рис. 54) газы охлаждаются до 300—400° и с этой температурой поступают в скруббер.

Во избежание сильного охлаждения, коробления и отрыва изоляции труб между продувками предусмотрено сжигание в камине коксового газа в количестве 15—20% тепловой мощности котла. Тепловая мощность котла — 93 т/час, а фактическая паропроизводительность 50 т/час; газовый режим котла регулируется автоматически.

Температура газов при выходе из скруббера 80—90°, при выходе из электрофильтра 50—70°. Производительность электрофильтра 100—120 тыс. м<sup>3</sup>/час. Управление электрофильтром дистанционное с поста управления конвертором.

Очистка дымовых газов создает нормальную атмосферу в районе завода и окрестности. Богатая окислами железа и ванадия пыль из системы газоочистки собирается и поступает в шихту агломерационной фабрики.

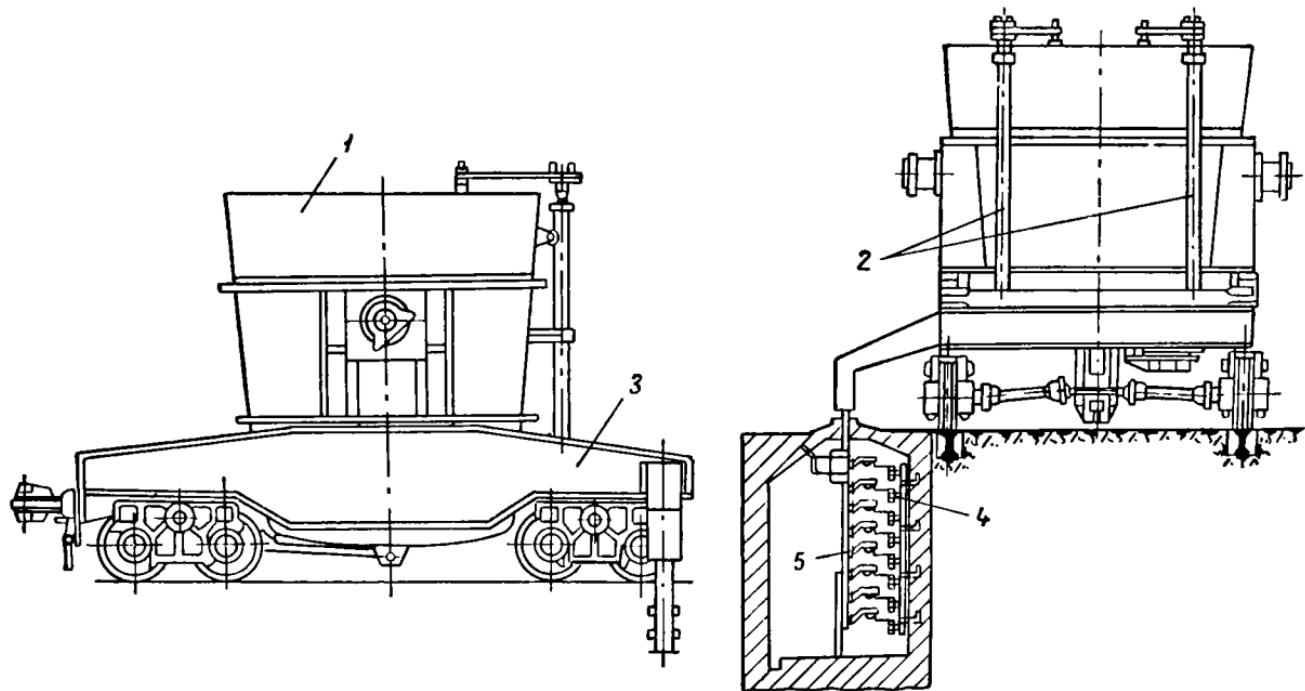
Проект предусматривает улучшение условий труда в цехе путем кондиционирования воздуха в кабинах мостовых кранов; экранирования в местах интенсивного теплоизлучения; охлаждения воздуха в комнатах отдыха обслуживающего персонала; устройства воздушных занавес на въездах в цех.

Подавляющее большинство трудоемких работ в цехе (подача материалов при ремонте конверторов и ковшей, ломка и замена футеровки, подача растворов к месту ремонта и др.) механизировано.

#### 4. СХЕМА И РЕЖИМ РАБОТЫ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТОРНОГО ЦЕХА № 1

Следует различать: а) проектную — специализированную схему работы, которая будет осуществлена при полном развитии комбината, после постройки кислородно-конверторного цеха № 2; б) временную (смешанную) схему работы цеха № 1 и в) схему работы монопроцессом конверторных цехов, которая может быть применена при гидрометаллургическом извлечении пятиокиси ванадия из подготовленного рудного сырья. Во всех случаях режим работы цеха — непрерывный, круглосуточный.

Проектная схема предусматривает, что все конверторы цеха № 1 ведут деванадацию всего чугуна, выплавляемого из качканарских руд.



*Рис. 55. Самоходный электросталевоз с ковшом:*  
*1 — ковш; 2 — стопора; 3 — сталевоз; 4 — тrolley постоянного тока в проходном тоннеле; 5 — токосъемники.*

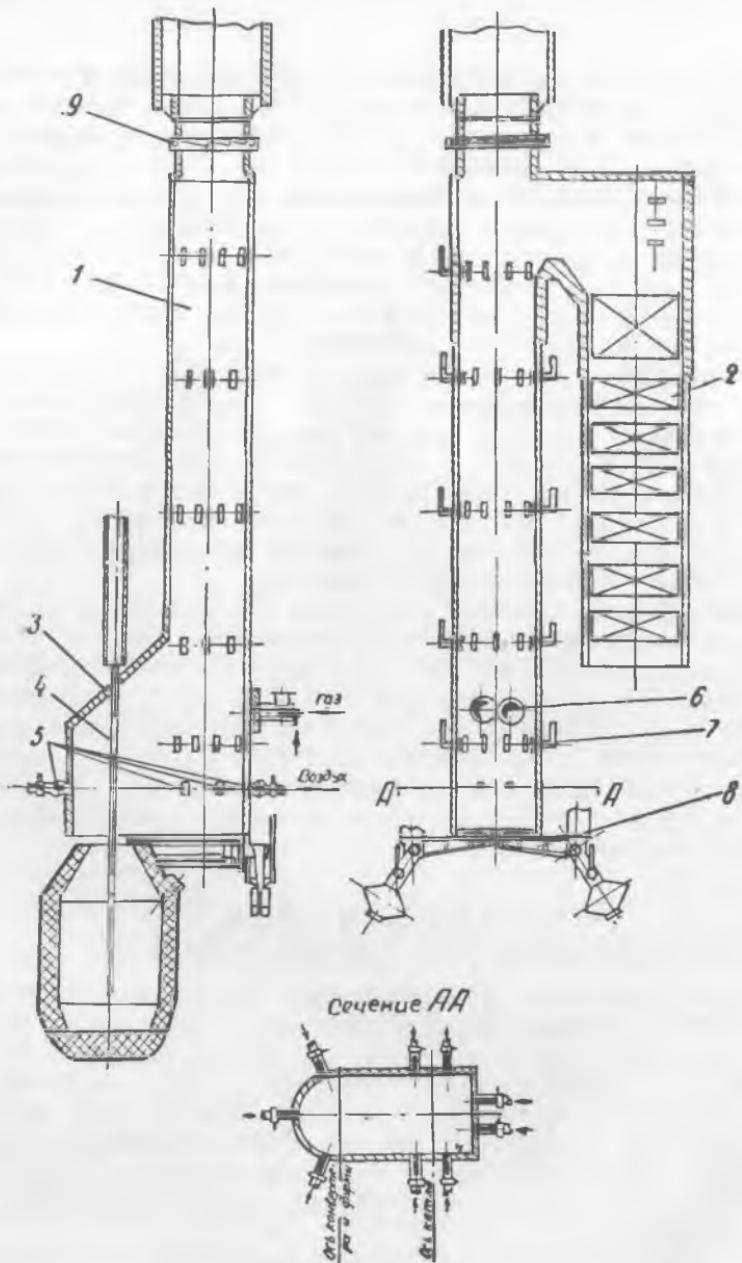


Рис. 54. Схема котла-утилизатора ОКГ-100-2:

1 — камера сгорания; 2 — выпускной газоход; 3 — камин; 4 — водоохлаждаемая кислотная фурма; 5 — сопла острого дутья; 6 — горелка коксового газа; 7 — отверстия для обдувки; 8 — полузаслонки; 9 — щибер прямого хода.

Основные исходные материалы — ванадиевый чугун и небольшое в струе кислорода количество окалины или железо-ванадиевого концентрата (около 35 кг/т).

Продукция цеха: полупродукт, который передается в кислородно-конверторный цех № 2 для передела в сталь разных марок; ванадиевый шлак, который поступает в химические и ванадиевые цехи для выработки феррованадия.

Такова основная специализированная технологическая схема работы конверторов. При этой схеме наилучшим образом решается вопрос механизации и автоматизации процессов, достигается наилучшее использование агрегатов, высокая стойкость футеровки конверторов и наивысшая производительность.

В цехе установлено два конвертора.

Временно, до строительства кислородно-конверторного цеха № 2 и увеличения мощностей Качканарского ГОКа, конверторный передел нового цеха будет работать по смешанной технологической схеме. В одном конверторе производится продувка ванадиевого чугуна, а в соседнем конверторе — продувка полупродукта на сталь. Конечная продукция цеха — ванадиевый шлак и сталь. Технико-экономические показатели цеха при работе по смешанной схеме ниже, чем при работе по специализированной схеме.

Если постройка конверторного цеха № 2 задержится, а выпуск железо-ванадиевого концентрата в Качканаре возрастет, то ныне действующий цех не справится с деванадацией всего чугуна из качканарского концентрата и переделом в сталь (рис. 55) всего полупродукта. Часть полупродукта предусмотрено направлять для передела на сталь в мартеновские цехи комбината или на разливочные машины. Твердый (чушковый) полупродукт пойдет для охлаждения плавок в конверторе, а частично, на сторону как шихтовая заготовка для электродуговых сталеплавильных печей.

Производительность мартеновских печей при работе на жидким полупродукте будет примерно на 15% выше, чем при работе на передельном чугуне. Но все же схема «конвертор-конвертор» производительней и выгоднее схемы «конвертор-мартен». Поэтому расширение кислородно-конверторного цеха № 1 и строительство кислородно-конверторного цеха № 2 следует строго сочетать с освоением проектной мощности Качканарского горнообогатительного комбината.

Если удастся добиться рентабельного извлечения ванадия

из качканарского концентрата или окатышей гидрометаллургическим способом, кислородно-конверторные цехи № 1 и № 2 будут работать монопроцессом на передельном чугуне из качканарской руды с получением стали в каждом конверторе. Монопроцессом на передельном чугуне из руд Тагило-Кушвинского месторождения работал кислородно-конверторный цех № 1 в первые месяцы после пуска.

Слитки конверторной стали подаются в горячем виде в пролет нагревательных колодцев блюминга через стрипперное отделение мартеновского цеха № 1. Подготовленные в этом цехе составы тележек с изложницами будут подаваться к разливочным площадкам конверторного цеха № 1.

Первое время после пуска конверторного цеха № 1 химическая переработка шлака, извлечение из него пятиокиси ванадия и выплавка феррованадия будут производиться на Чусовском металлургическом заводе, впредь до постройки соответствующих ванадиевых цехов в Нижнем Тагиле (см. главу XI).

## *Глава VI*

### СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫЙ ПЕРЕДЕЛ

#### 1. ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ В КИСЛОРОДНЫХ КОНВЕРТОРАХ

«Наука и практика давно доказали,— говорил Н. С. Хрущев на ноябрьском (1962 г.) Пленуме ЦК КПСС,— что кислородно-конверторный способ производства стали более экономичен, чем мартеновский. Он позволяет в короткие сроки при меньших капитальных и эксплуатационных затратах намного увеличить выплавку стали, при этом сталь по качеству получается не хуже мартеновской».

Академик И. П. Бардин отмечал, что бессемеровский способ производства стали по своей экономичности, красоте и быстроте превращения жидкого чугуна в сталь не имеет себе равных. Однако на протяжении столетия (с 1855 г.) технология бессемерования почти не подверглась коренным изменениям и усовершенствованию. В результате этого она устарела и стала чахнуть. Производство и применение бессемеровской стали снизилось до ничтожных размеров. Требования к качеству стали за сто лет неизмеримо повысились, а качество бессемеровской стали почти не улучшилось.

В 1913 г. в России из общего производства стали 4,3 млн. т выплавлялось бессемеровским способом 17,3%. В СССР выплавка стали бессемеровским способом упала с 11,1% в 1928 г. до 2,2% в 1945 г. В США выплавка бессемеровской стали снизилась с 5,5% в 1940 г. до 1,6% в 1958 г.

Применение кислорода в мартеновском производстве стали сокращает продолжительность плавки, увеличивает производительность печи, снижает удельный расход топлива, не ухудшая качества металла. В конверторном производстве стали применение кислорода путем продувки ванны технически чистым кислородом сверху через водоохлаждае-

мую форму резко улучшает качество металла. Оно повышается до уровня мартеновской стали, причем, для продувки в конверторе можно применять обычный передельный мартеновский чугун.

Применение кислорода при выплавке стали в конверторах ликвидирует многие недостатки простого и дешевого бессемеровского способа производства стали.

Все эти недостатки устраняются при замене в конверторах воздушного дутья кислородным: содержание азота и других нежелательных примесей в готовой стали удалось резко снизить; сделалось возможным применять для продувки обычные передельные мартеновские чугуны вместо «химически горячих», которые ранее требовались при продувке воздухом; при одинаковом с мартеновским масштабе производства удельные капитальные вложения на 1 т конверторно-кислородной стали и ее себестоимость значительно ниже, чем мартеновской; качество кислородно-конверторной стали не уступает мартеновской.

Поэтому «кислородные конверторы» за последние годы получают широкое промышленное распространение в СССР и зарубежных странах.

Применение обогащенного кислородом воздушного дутья начато в СССР еще в тридцатых годах, сначала в конверторах небольшой емкости на Киевском заводе «Большевик», Косогорском металлургическом и Мытищинском вагоностроительном заводах. Позднее его стали применять на заводе «Динамо» и Кузнецком металлургическом комбинате. Затем, вместо обогащенного кислородом воздушного дутья, начали производить продувку сверху технически чистым кислородом.

Впервые в мире продувку чугуна кислородом осуществил в 1933 г. инженер Н. И. Мозговой. Позднее опыты по продувке кислородом чугуна как в ковшах, так и в конверторах проводились в ЦНИИЧМ и на многих предприятиях.

В 1945 г. на Ново-Тульском металлургическом заводе был пущен первый кислородный конвертор, а в 1956 и 1957 гг. были введены первые кислородно-конверторные цехи на заводе имени Петровского и на заводе «Криворожсталь». Исследованиями по применению кислорода в конверторах руководил академик И. П. Бардин.

На основе этих исследований, научных обобщений, отечественного и зарубежного опыта работы кислородных конверторов институт «Гипромез» разработал типовой проект цеха с крупными кислородными конверторами. По этому типовому

проекту [34] построен и в 1963 г. введен в эксплуатацию кислородно-конверторный цех на НТМК. Его описание дано в предыдущей главе.

Программой КПСС предусмотрено, что черная металлургия в ближайшем двадцатилетии достигнет уровня, позволяющего выплавлять примерно 250 млн. т стали в год. Все больший удельный вес будет занимать выплавка стали в кислородных конверторах. Вслед за первым типовым кислородно-конверторным цехом, построенным на НТМК, будут построены и введены в эксплуатацию кислородно-конверторные цехи на многих отечественных металлургических заводах. Тем самым будет создана «зеленая улица» для развития наиболее прогрессивного способа производства стали и дальнейшего перехода к еще более производительным непрерывным процессам в черной металлургии.

В Австрии в 1949 г. фирма Фест в г. Линце провела первую плавку в двухтонном кислородном конверторе, а в 1952 г. ввела в действие первый кислородно-конверторный цех. В 1953 г. такой же цех ввела в действие фирма Альпине в Донавице (Австрия). Процесс получил название Л-Д по начальным буквам городов, в которых были построены эти новые цехи (Линц-Донавиц).

Несмотря на то, что новый способ выплавки стали появился лишь десять лет назад, он получил признание и применяется во многих странах (Австрия, Канада, США, Япония, Франция, ФРГ, Голландия, Англия, Италия, Аргентина, Бразилия, Индия, Норвегия и др.). Высокие технико-экономические показатели, превышающие показатели мартеновского способа выплавки стали, лучшие возможности механизации и автоматизации процессов обусловили все возрастающее его развитие в мировом производстве стали. Увеличиваются емкость конверторов, количество агрегатов в цехах и их производственная мощность, расширяется сортамент углеродистых и легированных сталей разного назначения, выплавляемых кислородно-конверторным способом. Некоторые наиболее крупные кислородно-конверторные цехи зарубежных металлургических заводов, введенные в действие и строящиеся, характеризуются следующими показателями [34] (см. таблицы на стр. 157 и 158).

Зарубежные конверторы, как правило, сварные. Горловина — симметричная или несимметричная — в зависимости от способа завалки шихты и отвода газов.

В СССР и во всех зарубежных странах наблюдается тен-

Страна	Фирма и местонахождение цеха	Год пуска цеха	Емкость конверторов, т., и их количество	Годовая мощность цеха, тыс. т	Сортамент: Лтн — тонкий лист, Лтл — толстый лист, С — сорт, Р — рельсы. См — смешанный
Австрия	Фест, Линц . . . . .	1952	30×3	850	Лтн, Лтл
		1959	50×2	540	С, Р, Лтл
Австрия	Альпине, Донавиц . . . . .	1953	30×2	400	Лтн, Лтл
Канада	Дофаско, Гамильтон . . . . .	1954	40×2	} 970	Лтн, Лтл
		1958	60×1		
США	Аликуиппа, Питсбург . . . . .	1957	60×2	700	Лтн, Лтл, трубы
Япония	Нипои Кокан, Кавасаки . . . . .	1958	50×2	600	} См
		1959	70×2	800	
Голландия	Исмунден . . . . .	1958	60×2	650	С, Р, Лтл, трубы
США	Кайзер, Фонтана . . . . .	1958	60×3	1200	Лтн, Лтл, трубы
Канада	Альгома . . . . .	1958	60×2	650	С, Лтл
Индия	Рукрела . . . . .	1960	40×3	750	Лтл, Лтн
Япония	Тобата . . . . .	1960	60×2	650	См
США	Мак-Лаут, Трентон . . . . .	1958	75×2	900	Нет сведений
Италия	Багноли . . . . .	1960	100×1	Нет сведений	
ФРГ	Маннесман, Дуйсбург . . . . .		65×2	600	Лтл
Англия	Ньюпорт . . . . .		40×1	200	Лтл, трубы
Шотландия	Глазго . . . . .		100×3	1500	Лтл
Япония	Хироката . . . . .		100×2	700	Лтн, Лтл,
Аргентина	Росарيو . . . . .		60×2	600	Лтн, Лтл
Австралия	Мельбурн . . . . .		60×2	670	Лтн, Лтл
Франция	Соcьете Дюнкеркуя, Париж . . . . .		100×4	2150	См См
США	Джонс энд Лафлин, Кливленд . . . . .		110×2	750	См
США	Юнайтед, Гэри . . . . .		180×2	1200	
США	Грейт Лэйке, Корс . . . . .		170×2	Нет данных	
			225×2	Нет данных	

денция к повышению емкости и годовой производительности кислородных конверторов и к расширению сортамента выплавляемых в них сталей.

Конструкции наиболее крупных зарубежных кислородных конверторов характеризуются следующими параметрами [34]:

Емкость конвертора, т	73,5	86,0	181,5	226,5
Высота $H$ конвертора, м . . . . .	7,51	6,91	8,47	8,05
Диаметр ( $D$ ), м . . . . .	5,50	5,35	6,60	8,66
Отношение $H/D$ . . . . .	1,37	1,28	1,28	0,93
Диаметр ванны $d$ , м . . . . .	3,80	3,80	4,89	6,71
Глубина ванны $h$ , м . . . . .	1,19	1,42	1,60	1,32
Отношение $\frac{d}{h}$ . . . . .	3,14	2,70	3,10	5,10
Поверхность ванны $S$ , $m^2$ . . . . .	11,35	11,35	18,70	35,3
Отношение общего объема конвертора к весу садки, $m^3/t$ . . . . .	0,84	0,74	0,82	0,95
Расход кислорода, $m^3/\text{мин.}$ . . . . .	204	120	280	420

Кислородно-конверторный способ передела чугуна в сталь выгодно отличается от старого конверторного (бессемеровского, томасовского) процесса, который давал сталь худшего качества по сравнению с мартеновской и требовал применения специального чугуна (соответственно бессемеровского или томасовского). Выплавка такого чугуна была возможна только в определенных районах при наличии соответствующих руд: особо чистых по содержанию серы и фосфора — для бессемеровского процесса и с высоким содержанием фосфора, но чистых по сере и с низким содержанием кремнезема — для томасовского процесса. Кроме того, в результате продувки чугуна воздухом сталь получалась с высоким содержанием азота.

При продувке чугуна чистым кислородом сверху уменьшаются примерно в четыре раза потери тепла с отходящими газами, так как резко сокращается их объем, по сравнению с объемом отходящих газов при продувке воздухом снизу. Благодаря этому отпадала необходимость в применении «химически горячих» чугунов. Так называются чугуны с повышенным содержанием кремния (для продувки при бессемеровском процессе) или фосфора (для продувки при томасовском процессе), от окисления которых при продувке воздухом металл в конверторе нагревался. При продувке кислородом даже обычных мартеновских передельных («химически холодных») чугунов тепловые потери снизились, и стало возможным присаживать в конвертор до 30% холодного скрата или соответствующее количество железной руды, окалины.

В бессемеровском конверторе даже при продувке «химически горячих» чугунов тепловой баланс плавки (из-за больших потерь тепла с отходящими газами) требовал ввода подогревателей, обычно ферросилиция. В кислородном конверторе при продувке передельного чугуна на сталь наблюдается избыток тепла (в особенности в зоне реакции кислорода с металлом). Для отвода избыточного тепла приходится вводить охладители для регулирования температурного режима ванны. Из-за высокой концентрации кислорода в дутые реакции окисления примесей чугуна (кремний, марганец, углерод и др.) протекают очень быстро. Поэтому следует ускорять и образование активного, достаточно основного шлака, что наилучшим образом достигается путем вдувания в зону реакции молотых, порошкообразных шлакообразующих материалов (известняк, боксит, плавиковый шпат) в струе кислорода. Это не только ускоряет процесс шлакообразования, но и охлаждает зону реакции кислорода с металлом, снижает угар металла, уменьшает вынос из конвертора окисленной металлической пыли (бурый дым).

Глубина проникновения кислородной струи в металлическую ванну, а также величина омываемой ею поверхности регулируются высотой расположения фурмы над уровнем металла и давлением подаваемого кислорода. При малой высоте фурмы над уровнем металла и большом давлении кислорода увеличивается глубина проникновения струи кислорода в металл и повышается скорость его обезуглероживания; энергично выделяющаяся при этом окись углерода вызывает интенсивный барботаж ванны, выравнивает в ней температуры и содержание примесей. При более высоком положении фурмы, при уменьшении давления подаваемого кислорода скорость обезуглероживания ванны снижается и возрастает скорость окисления металла, приводящая к повышению содержания закиси железа в шлаке.

Положение фурмы ограничивается следующими двумя соображениями: а) при слишком высоком ее положении над зеркалом металла наблюдается сильное вспенивание шлака, возможны выбросы металла и шлака; б) при слишком низком положении фурмы наблюдается чрезмерно большая скорость обезуглероживания и усиленное выделение из конвертора бурого дыма, состоящего главным образом из окислов железа, а шлак образуется (наводится) медленно и малоактивный.

Оптимальное изменение положения фурмы и соответствующее изменение давления кислорода по ходу продувки устанав-

ливаются опытным путем и на протяжении всей плавки регулируются автоматически специальным устройством.

В зоне соприкосновения кислорода с металлом развивается температура 2500—3000°. При такой температуре происходит испарение железа, которое выделяется из горловины конвертора в виде бурого дыма, состоящего из мельчайших частиц пыли (из них 50% размером менее 0,5 микрона). Охлаждение зоны реакции кислорода с металлом осуществляют путем: увлажнения водой подаваемого в конвертор кислорода; вдувания в струе кислорода пылевидных шлакообразующих добавок — молотой извести или известняка (последний более интенсивно охлаждает металл, вследствие большого количества тепла, необходимого на разложение известняка), боксита, плавикового шпата; присадки в конвертор в разные периоды плавки железной руды, скрапа, окалины, различного состава окатышей или брикетов из руды и известняка; кислородно-углекислотного дутья.

Применение распыленной воды имеет ряд преимуществ перед другими охладителями, а также по сравнению с продувкой чистым кислородом сверху: а) охлаждающее действие 1 кг водяного пара соответствует расходу 2320 ккал, то есть равноценно присадке 6,8 кг скрапа; охлаждающее действие 1 кг железной руды равноценно 3,5 кг скрапа [35]; б) большая часть пара при указанных высоких температурах в зонах реакции диссоциирует, причем, выделяющийся при диссоциации свободный кислород участвует в реакциях окисления примесей, а водород снижает угар железа, восстанавливая его окислы, при этом значительно снижается вынос пыли из горловины конвертора; в) выход годного повышается; г) калорийность отходящих газов при вдувании воды в дутье выше, чем при продувке чистым кислородом, вследствие повышенного в них содержания водорода (до 20% по объему) и окиси углерода.

Вместе с тем при выплавке углеродистых сталей вдувание воды может привести к образованию флокенов. Воду следует заменить присадкой скрапа или железной руды.

Представляет интерес экспериментальная проверка кислородно-углекислотного дутья и, в частности, опыт Бельгийского завода AMS по вдуванию в конвертор вместе с кислородом двуокиси углерода [36].

Диссоциация вдуваемой двуокиси углерода так же, как и диссоциация водяного пара, снижает температуру металла в зонах его соприкосновения с кислородом и вместе с тем увеличивает количество участкового в реакции кислорода. Об-

разующийся при диссоциации двуокиси углерода углерод или окись углерода действует так же, как водород при диссоциации воды. Источником получения двуокиси углерода служат дымовые газы воздухонагревателей доменных печей, содержащие 22% CO<sub>2</sub>, 3% O<sub>2</sub> и 75% N<sub>2</sub>. Газы на заводе AMS сжимают до 6 ати, охлаждают до минус 68°, и затем они поступают в абсорбционную трихлорэтиленовую башню, где двуокись углерода выделяется в виде жидкости, содержащей 91% CO<sub>2</sub>, 6% трихлорэтилена и 3% (O<sub>2</sub>+N<sub>2</sub>). Эту жидкость подвергают давлению 1,2 ати для удаления азота и затем обработке в вакууме (0,18 ати) для удаления трихлорэтилена. Чистота углекислого газа составляет 99,6%, а выход его 81%. Сталь при кислородно-углекислотном дутье получали с очень низким содержанием азота (0,0026%).

По-видимому, водяные пары как охладитель в кислородном конверторе дешевле, чем двуокись углерода, но в определенных случаях (выплавка флокеночувствительных сталей) может потребоваться применение двуокиси углерода вместо водяного пара.

В США разработана конструкция фурмы, в которой по центральной трубке подается кислород, а по периферийной трубке — двуокись углерода, инертный газ или перегретый пар для отдува шлака с поверхности металла там, где вводится кислород.

При вдувании в струе кислорода измельченной извести и руды происходит достаточно хорошее охлаждение реакционной зоны металла с кислородом, ускоряется шлакообразование и уменьшается угар железа.

Для увеличения расхода скрата или руды в Австрии проводились опыты подачи по центральной трубке кислородной фурмы топлива (мазута или коксовой мелочи). При этом оказалось, что расход скрата может быть увеличен до 40% от веса чугуна, расход руды до 30%. Восстановление железа из присаживаемой в конвертор руды осуществлялось молотым коксом, подававшимся по центральной трубке кислородной фурмы. По этой же трубке в конверторы вдувается пылевидная известь.

В США в кислородно-конверторных цехах фирмы Мак-Лаут все сыпучие материалы (известняк, боксит, окалина, руда) подаются пневмотранспортом, что дает ряд существенных преимуществ (облегчаются строительные конструкции цеха, снижается период завалки конвертора и улучшаются условия плавки и шлакообразования).

В странах, испытывающих недостаток в скрапе, как, например, в Японии, кислородные конверторы работают только на жидким чугуне, без присадки скрапа, а ванну охлаждают присадкой руды.

В связи с большим избытком тепла при продувке чугуна в конверторе кислородом сверху первостепенное значение приобретает наиболее рациональный выбор способа охлаждения зон реакции металла с кислородом и всей плавки в целом. Применяемые способы можно оценить следующим образом.

Наиболее рациональным представляется вдувание рудного концентратата, соответствующего составу выплавляемой стали. Вместе с рудным концентратом целесообразно вдувать молотые шлакообразующие (известняк, известь, боксит и т. д.) в количестве, обеспечивающем нужную основность шлака в каждый период плавки.

Рационально применение подачи брикетов — окатышей регламентированного состава из рудного концентратата и шлакообразующих. Если подача брикетов-окатышей только охлаждает всю плавку в целом, надо дополнительно продумать и применить способ охлаждения зоны реакции.

Общее охлаждение плавки можно производить также скрапом, рудой и известняком, задавая их в конвертор до заливки чугуна, а также малыми порциями во второй период продувки, если оборудование конвертора может без задержки подавать малые порции по ходу продувки.

Замена извести известняком способствует более эффективному охлаждению плавки из-за большого количества тепла на разложение известняка. Двуокись углерода, выделяющаяся при разложении известняка, способствует барботажу металла и выравниванию его температуры, а известь, образующаяся при разложении известняка, обладает большей активностью, чем известь, полученная вне конвертора.

Производство стали в основных конверторах с продувкой технически чистым кислородом сверху успешно ведется в нашей стране уже 6—7 лет. Однако технико-экономические показатели этого прогрессивного способа выплавки стали значительно улучшились, если бы были устранены некоторые технологические, конструктивные и организационные неполадки.

Процесс продувки весьма часто протекает с большим перегревом, охладители не применяются; приходная часть теплового баланса не используется, так как скрап в шихту мало расходуется. Перегрев конвертора по этой причине резко снижает стойкость футеровки, увеличивает угар железа, снижает

выход годного, недопустимо увеличивает расходы по переделу и себестоимость стали, тем более, что скрап у нас расценивается много дешевле чугуна; затраты на огнеупоры составляют более 20% от всех расходов по переделу.

Применяемая в шихту железная руда часто бывает низкого качества и содержит много кремнезема (до 18%), а это еще более снижает стойкость основной футеровки конвертора.

Газоочистка и утилизация тепла организованы плохо, и поэтому большое количество тепла выбрасывается в атмосферу.

Процесс продувки недостаточно автоматизирован. Конструкция конверторов не отработана. Качество огнеупорных изделий не всегда соответствует высоким температурам, развиваемым в конверторе во время продувки металла.

Качество огнеупоров и стойкость футеровки конверторов на заводах СССР из года в год повышаются, а удельный расход огнеупоров на 1 т стали снижается. Тем не менее существующее положение нельзя признать удовлетворительным. Имеются большие резервы снижения расхода огнеупоров и продолжительности простояев конверторов. Ускоренный износ футеровки вызывают: повышенное содержание кремния в продуваемом чугуне или  $\text{SiO}_2$  в присаживаемой железной руде; недостаточная основность шлака; недостаточное охлаждение металла в реакционной зоне, приводящее к чрезмерно высокой температуре стали на выпуске; значительные простоя конверторов между плавками, влекущие за собой резкое колебание температуры футеровки. В ближайшее время эти недостатки будут устранены, но пока они сильно удороожают себестоимость стали и ухудшают технико-экономические показатели.

Это следует учитывать при сопоставлении технико-экономических показателей производства конверторной и мартеновской сталей. Иначе можно сделать неправильные выводы. При строительстве и пуске новых конверторных цехов, а в частности, с самого начала работы конверторного цеха в Нижнем Тагиле, надо обеспечить условия, при которых не допускались бы указанные недостатки.

Кислородно-конверторная продувка характеризуется большим избытком тепла и высокой скоростью всех процессов плавки. Поэтому для повышения стойкости футеровки конвертора важно добиваться столь же быстрого образования активного известково-железистого шлака нужного состава и исключить хотя бы и кратковременное преобладание в шлаке силикатно-железистых составляющих. Иными словами, в каждый момент плавки, а не только в ее конце, шлак должен

обладать предусмотренной основностью, активностью, жидкотекучестью. В противном случае стойкость основной футеровки понизится, она будет быстро разрушаться. Приходится тщательно следить, чтобы в конвертор не вносить с рудой, чугуном, шлакообразующими излишнее количество кремнезема. Как известно, шлакообразование эффективно ускоряется при присадке плавикового шпата, но он дорог и дефицитен.

Тем не менее плавиковый шпат широко применяется в кислородных конверторах, так как ускоряет образование, быстро увеличивает основность, повышает жидкотекучесть шлака. Рациональное применение плавикового шпата в количестве от одного до трех килограммов на 1 т металла (в зависимости от содержания в нем углерода) способствует сокращению продолжительности плавки, улучшению дефосфоризации металла и повышению стойкости футеровки. При чрезмерном удельном расходе плавикового шпата возрастают потери железа со шлаком.

На основе опыта проектирования, работы отечественных и зарубежных кислородно-конверторных цехов, лабораторных данных и многочисленных литературных обобщений можно сделать следующие выводы:

1. Кислородно-конверторный процесс почти полностью вытеснил бессемеровский, сохранив простоту, быстроту, дешевизну старого процесса и резко улучшив качество стали. Качество кислородно-конверторной стали не уступает мартеновской. В шихту используется обычный мартеновский передельный чугун и до 30% скрата, железной руды, окалины.

2. При вдувании в струе кислорода молотой извести (рис. 44) или известняка возможно получать из чугунов с любым содержанием фосфора (до 2,0—2,2%) малоуглеродистую с очень низким содержанием фосфора сталь (для прокатки тонкого листа, предназначенного для глубокой вытяжки) и высококачественные фосфат-шлаки, используемые как удобрение в сельском хозяйстве. В шихте используется тоже до 30% скрата. Технико-экономические показатели этого передела — значительно более высокие, чем в томасовских конверторах и в качающихся мартеновских печах.

При вдувании в струе кислорода не только молотой извести, но и мелкой железной руды или концентрата (с низким содержанием кремнезема) отпадает необходимость применения высококачественной кусковой железной руды.

3. Удельная производительность кислородного конвертора на 1 т емкости более высокая, чем у бессемеровских и томасовских.

совских конверторов; и в 8—10 раз больше, чем у мартеновской печи, работающей с применением кислорода в факел и ванну. Например, кислородный конвертор емкостью 50 т дает стали в год больше, чем мартеновская печь емкостью 500 т, а конвертор емкостью 100 т — больше, чем мартеновская печь емкостью 850—900 т.

4. Производительность труда в кислородно-конверторных цехах значительно выше, а расходы по переделу и себестоимость стали ниже, чем в мартеновских цехах. Расход кислорода на 1 т стали на 35—40% больше, чем в мартеновских печах, но зато полностью отпадает потребление технологического топлива. От использования в котлах-utiлизаторах тепла отходящих газов получают пар в большем (на 25—30%) количестве, чем это требуется для выработки электроэнергии для механизмов цеха. Создается положительный энергетический баланс: избыточное тепло от процесса используется для выработки электроэнергии, отпускаемой на сторону.

5. Усовершенствование технологии дало возможность перерабатывать обычную шихту как в мартеновском процессе с таким же содержанием в ней скрапа и получать сталь, по качеству не уступающую мартеновской, но с более высокими технико-экономическими показателями передела.

6. Ванадийсодержащие, хромоникелевые, марганцовистые чугуны успешно перерабатываются в сталь в кислородных конверторах с переводом в шлак окиси ванадия, хрома, марганца. Этот шлак в дальнейшем используется для получения ферросплавов. В этих случаях применяется не монопроцесс, а дуплекс-процесс «конвертор-конвертор», как это осуществлено на НТМК. При дуплекс-процессе с продувкой в кислородном конверторе полупродукта до стали избыток тепла значительно меньше, чем при продувке передельного чугуна, так как полупродукт почти не содержит кремния, марганца и имеет пониженное содержание углерода. Поэтому в некоторых неблагоприятных случаях может также понадобиться ввод подогревателей. В качестве подогревателя можно использовать не ферросилиций, а подачу в кислородный конвертор некоторого количества химически и физически горячего передельного мартеновского чугуна. Вместе с тем, при продувке полупродукта не отпадает необходимость ускорения шлакообразования путем вдувания шлакообразующих в струе кислорода, как это было сказано раньше, что одновременно способствует охлаждению зоны реакции кислорода с металлом.

7. При продувке кислородом чистотой не ниже 99,5% полу-

чается более низкое, чем в мартеновской стали, содержание азота. При продувке осущенном кислородом и при кислородно-углекислотном дутье снижается содержание водорода в стали, и она становится нечувствительной к флокенам.

8. Ритм работы кислородно-конверторного цеха хорошо синхронизируется с ритмом работы установки непрерывной разливки стали, что повышает ее производительность. Кислородно-конверторные цехи компактны, в большей мере отвечают требованию непрерывности процесса, лучше поддаются комплексной механизации и автоматизации.

## 2. КАЧЕСТВО КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТОРНОЙ СТАЛИ

Бессемеровская сталь характеризуется следующими недостатками. Вследствие донной продувки жидкого металла воздухом сталь обладает высокой газонасыщенностью — азотом. В связи с бурным протеканием процесса донной продувки металла бессемеровская сталь загрязняется неметаллическими примесями (невсплывшие нитриды и окислы — продукты раскисления, а также окислы элементов футеровки конвертора) и имеет повышенное содержание вредных примесей (серы, фосфор). Десульфурацию и дефосфорацию металла в бессемеровском конверторе провести практически не удается.

Бессемеровская сталь по сравнению с мартеновской обладает более низкими физико-механическими свойствами; большей хрупкостью, меньшей ударной вязкостью; хладноемкостью при низких температурах (из-за повышенного содержания фосфора); красноломкостью при повышенных температурах (из-за высокого содержания серы); большей склонностью к «усталости» (возникновение и развитие трещин в металле под влиянием многократно повторяющихся нагрузок) и к «старению» (из-за повышенного содержания азота), худшей свариваемостью и повышенной склонностью к образованию трещин при электросварке (из-за повышенного содержания газов и серы). Прочность и пластичность бессемеровской стали, как правило, ниже, чем мартеновской.

По этим причинам за последние десятилетия не только резко сократилось применение в промышленности бессемеровской стали, но в ряде отраслей (например, в железнодорожном транспорте) использование ее было запрещено.

Внедрение продувки чугуна кислородом сверху, вместо донной продувки воздухом, омолодило конверторный способ производства стали, сохранив все его преимущества и значительно повысив качество металла. Кислородно-конверторная

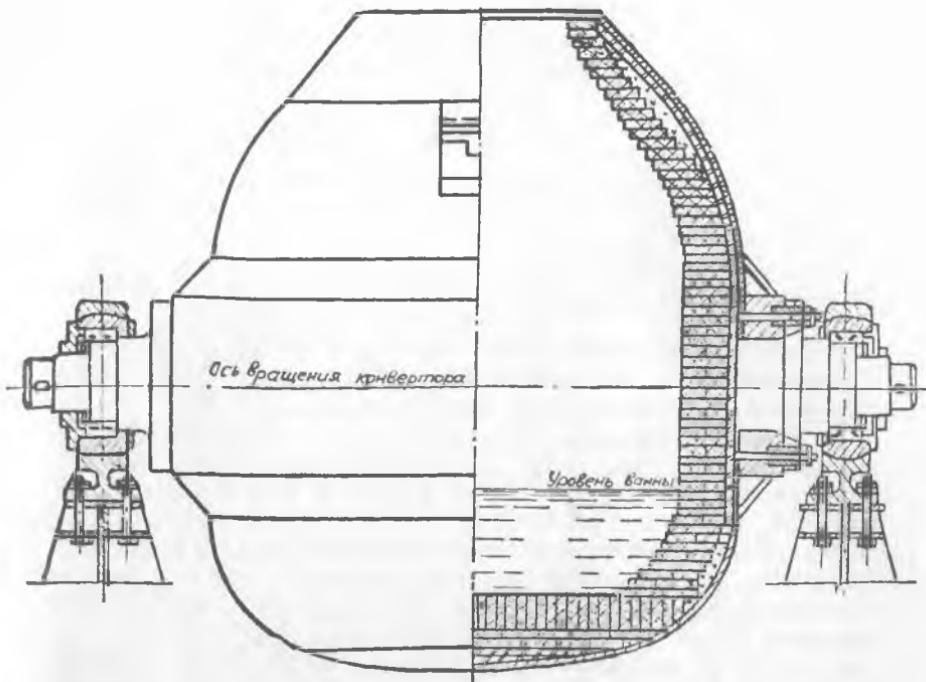


Рис. 56. Цельносварной сталеплавильный кислородный конвертор цеха № 2

сталь не уступает по качеству марленовской. Значение продувки металла кислородом сверху не столько в интенсификации процесса, сколько в повышении качества стали.

ЦНИИЧМ совместно с заводскими лабораториями и отраслевыми институтами изучили химический состав и механические свойства сталей, выплавленных в кислородно-конверторных цехах заводом имени Петровского (с октября 1956 г.) и «Криворожсталь» (с января 1958 г.) и установили следующее [37].

В конверторах с продувкой технически чистым (чистота 95—96%) кислородом сверху освоена массовая выплавка углеродистых и низколегированных, кипящих и спокойных сталей из обычного передельного чугуна. По качеству и свойствам конверторная сталь равнозначна марленовской. Выплавляемые в кислородных конверторах стали используются для изготовления: металлоконструкций промышленных зданий и сооружений; периодического арматурного профиля (из стали

5 и низколегированной стали 35ГС и 25Г2С) для железобетонных конструкций; метизных изделий, телеграфной проволоки и электродов; подкрановых рельсов и других целей.

Металл основной и сварного шва у конверторной стали имеют одинаковую прочность, как и у мартеновской стали. Склонность к старению металла сварного шва и усталостная прочность сварных соединений, коррозионная стойкость стали в морской и пресной воде, кислородно-конверторной и мартеновской стали одинаковы.

Исследования показали, что возможно выплавлять в кислородных конверторах стали: рельсовую, листовую, трубную, для судостроения и котлостроения, для магистральных газопроводов, для автомобильной промышленности. По мере усовершенствования технологии кислородно-конверторной плавки сортамент выплавляемых сталей расширяется.

В опытном порядке в кислородных конверторах успешно выплавлялись стали: канатная, инструментальная, подшипниковая, легированные (12ХН3А, 06Н3 и др.) с обработкой металла в ковше синтетическими шлаками, сталь 08kp для горяче- и холоднокатаного автомобильного листа и трансформаторная. Механические свойства проката из этих сталей не отличались от свойств мартеновских сталей. Выплавка в конверторах стали для автомобильного листа (предназначенной для глубокой вытяжки) требует повышения до 99,5% чистоты кислорода, используемого для продувки металла в конверторе.

Следует отметить, что степень чистоты кислорода (95—96%) на заводах имени Петровского и «Криворожсталь» недостаточна. Содержание азота в стали зависит от чистоты кислорода, применяемого для продувки. На НТМК в кислородно-конверторном цехе № 1 применяется кислород чистотой 96—98%, а в цехе № 2 будет не ниже 99,5%. При этом ожидается, что содержание азота в стали будет ниже, чем на заводах имени Петровского и «Криворожсталь» и ниже, чем в мартеновской стали. Содержание кислорода в конверторной и мартеновской стали практически одинаково. Сера из стали в кислородном конверторе удаляется легче, чем в мартеновской печи, так как процесс плавки протекает при более высоких температурах, а известь усваивается шлаком лучше.

ЦНИИЧМ в своих выводах [37] указывает, что «в кислородном конверторе можно из различных специальных чугунов (высоко- и низкомарганцовистого, высокофосфористого и ванадийсодержащего) получать сталь, отвечающую требованиям ГОСТа на мартеновский металл».

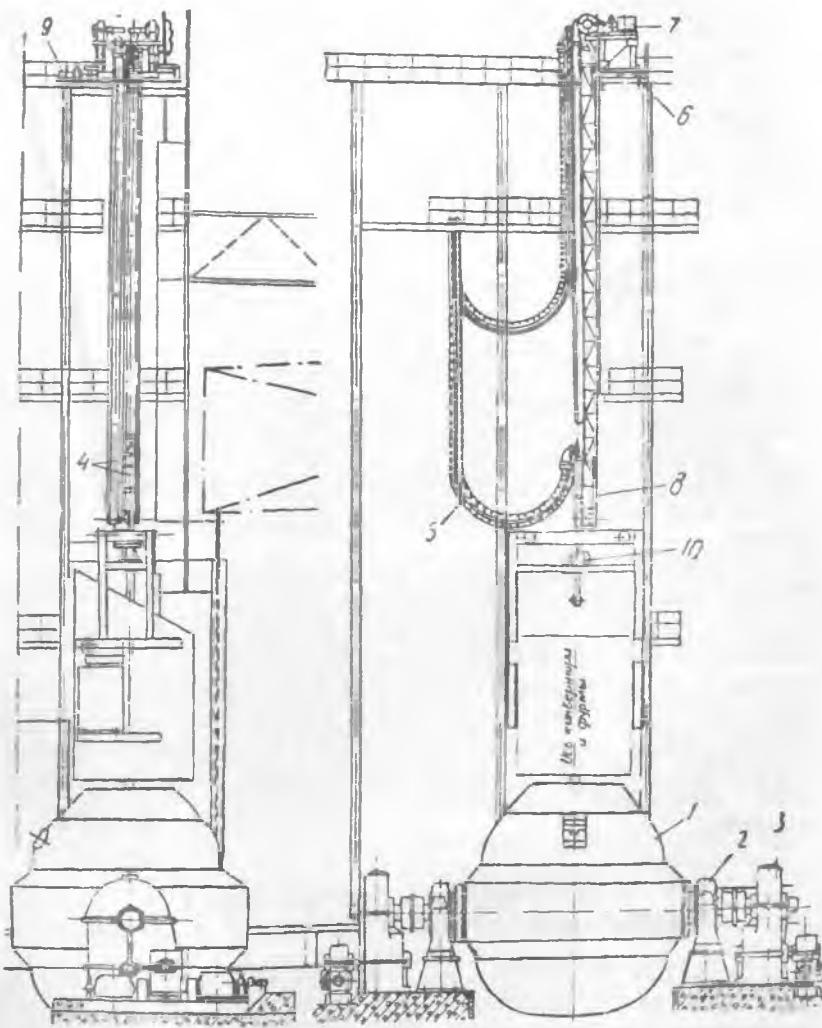


Рис. 57. Общий вид кислородного конвертора цеха № 2 в сборе:  
 1 — конвертор; 2 — опорные корпуса подшипников качения; 3 — механизм поворота конвертора; 4 — кислородные фурмы; 5 — гибкие рукава; 6 — тележка для фурм; 7 — механизм подъема-опускания фурмы; 8 — контргруз фурмы; 9 — механизм перемещения тележки; 10 — центрирующий зажим фурмы.

По данным Украинского института металлов [35], качество кислородно-конверторной стали не уступает, а в ряде случаев даже превосходит качество марганцовской стали. Так, кислородно-конверторная сталь по сравнению с марганцовской благодаря более высокой пластичности лучше поддается деформации в холодном состоянии, допускает более высокие обжатия при холодной прокатке и более глубокую вытяжку при штамповке, менее подвержена холодному излому.

Для повышения предела прочности и ударной вязкости углеродистой, в частности рельсовой, стали предложено [38] модифицировать ее путем ввода в ковш небольшого количества ванадия (0,1—0,2%) перед окончанием вакуумирования, когда металл раскислен и в нем содержится менее 0,01—0,02% азота. В таких условиях качество металла добавкой ванадия резко повышается, ударная вязкость при минус 50° достигает 4—5 кгм/см<sup>2</sup>, флокены отсутствуют.

В вакуумных камерах разливочных отделений и установок НРС кислородно-конверторных цехов НТМК будут созданы благоприятные условия для такой обработки ванадием стали.

Примерно половину всей кислородно-конверторной стали НТМК предусмотрено подвергать вакуумированию. За последнее время в капиталистических странах [39] отмечается тенденция к вакуумированию не только легированных, но и рядовых углеродистых сталей. При этом снижается содержание газов: водорода (предотвращается образование флокенов), азота (уменьшается склонность к деформационному старению), кислорода (резко уменьшается количество оксидных включений, повышается однородность механических свойств).

### 3. ПЛАНИРОВКА И ОБОРУДОВАНИЕ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТОРНОГО ЦЕХА № 2 НТМК

На основе изучения опыта отечественных и зарубежных кислородно-конверторных цехов институты «Гипромез» и «Стальпроект» выполнили для металлургических заводов СССР типовой проект кислородно-конверторного цеха [34]. Кроме того, этими же институтами разработан проект цеха [40] с конверторами еще большей емкости (рис. 56 и 57) для продувки, передела на сталь марганцовских чугунов или полу-продукта, как это предусмотрено в кислородно-конверторном цехе № 2 НТМК.

Взаимное расположение (рис. 58) конверторных цехов № 1 и № 2 и отделения установок непрерывной разливки стали (УНРС) создает возможность работать обоим цехам по любой из следующих трех схем:

1. Основной — специализированной схеме — дуплекс-процессом: цех № 1 выпускает ванадиевый шлак и полупродукт, а цех № 2 переделывает полупродукт в сталь. Полупродукт по двум железнодорожным путям передается в цех № 2 через отделение УНРС. Сталь из цеха № 2 по двум путям выдается для разливки в отделение УНРС. Часть стали при необходимости может быть также разлита в изложницы в зависимости от принятого состава прокатных цехов (рис. 38).

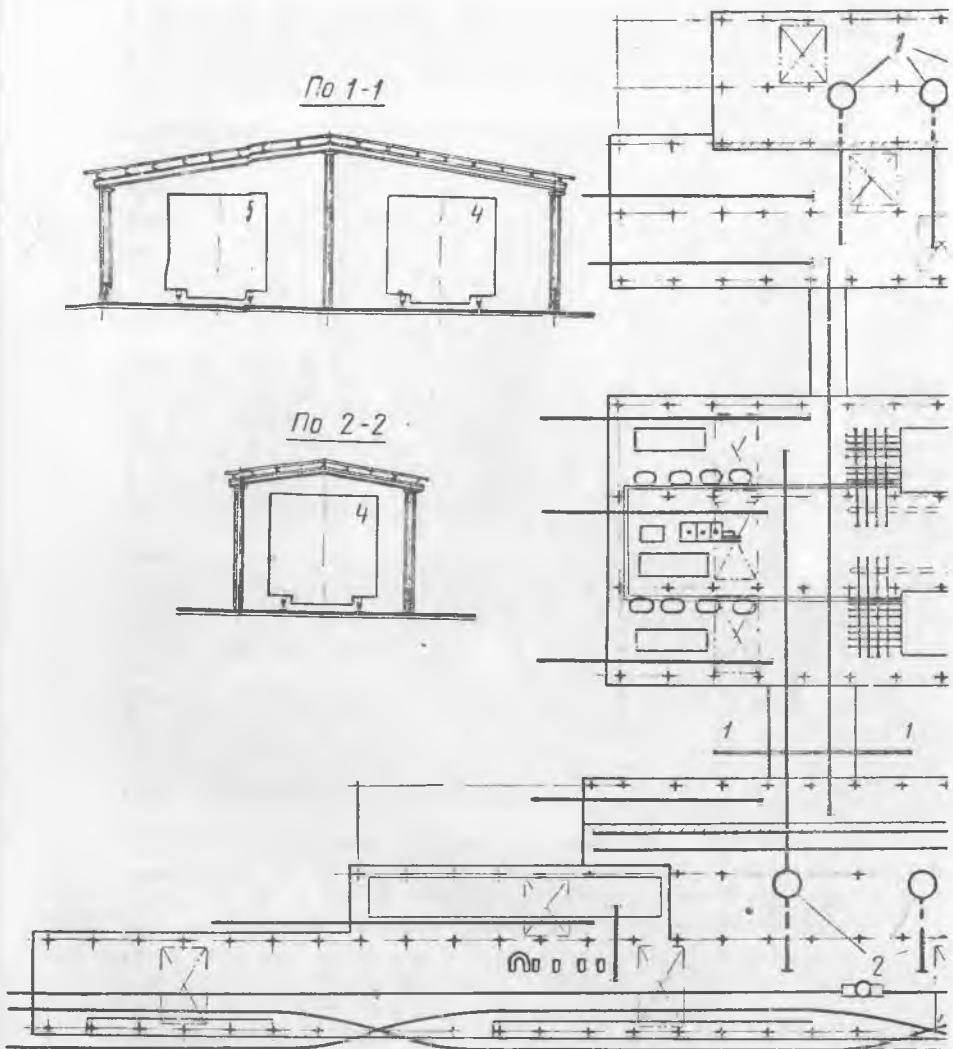
2. Смешанной схеме, дуплекс-процессом: в одном из конверторов продувается ванадиевый чугун на полупродукт и шлак, а в соседнем конверторе полупродукт продувается на сталь. В этом случае каждый из цехов выпускает ванадиевый шлак и сталь. Последняя по двум путям из каждого цеха выдается в отделение УНРС. Часть стали в каждом цехе может разливаться в изложницы.

3. Монопроцессом из чугуна, не содержащего ванадий. Эта схема станет возможной, если удастся практически осуществить извлечение ванадия из качканарского концентрата гидрометаллургическим способом, а в связи с этим отпадает необходимость прибегать к дуплекс-процессу.

Для осуществления третьей и второй схем предусмотрена подача чугуна из доменного цеха не только в конверторный цех № 1, но и в цех № 2. Наибольший объем выплавки стали достигается при работе монопроцессом, наименьший — при работе по смешанной схеме.

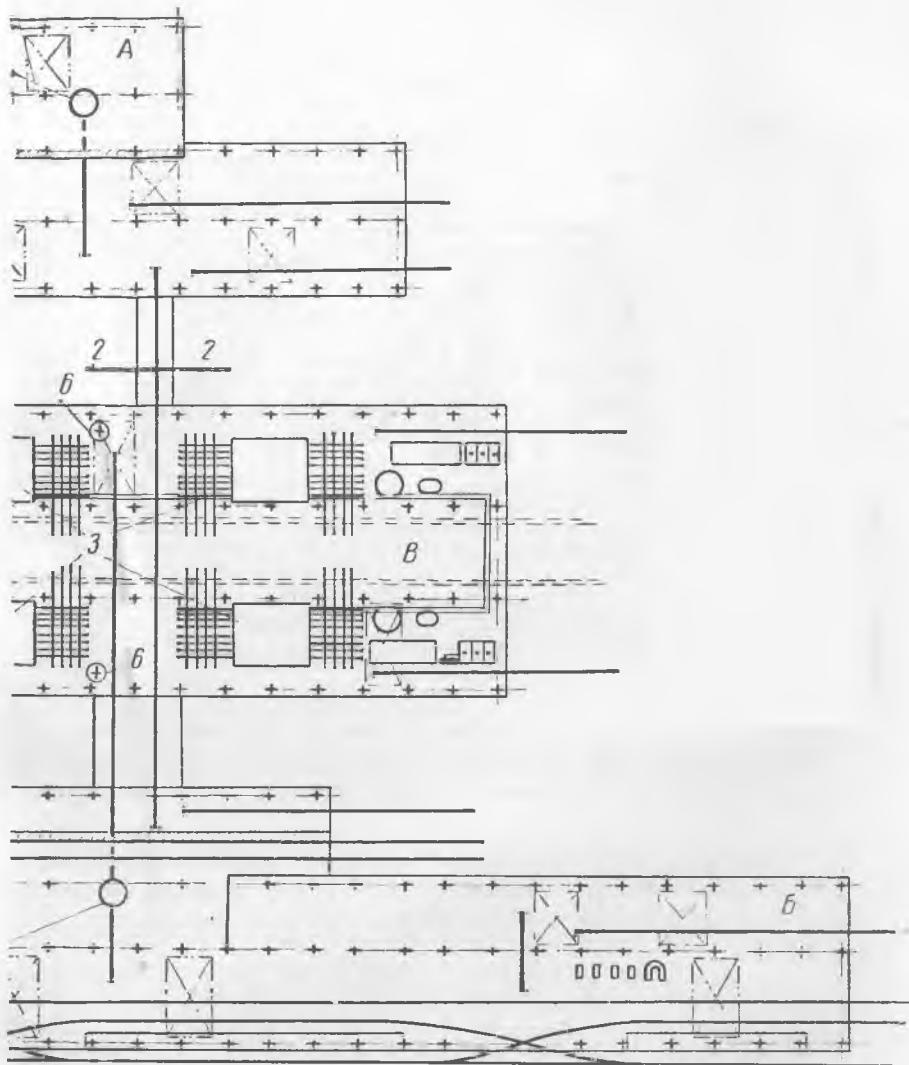
В дальнейшем, при проектировании кислородно-конверторного цеха № 2 необходимо решить вопросы: а) синхронизации работы кислородно-конверторных цехов № 1 и № 2 при работе по схеме 1, с тем чтобы ковши с полупродуктом не простоявали и чтобы полупродукт при этом чрезмерно не охлаждался перед заливкой его в конвертор; б) создания буферной емкости (миксера) между цехами № 1 и № 2; в) возможности заливки в конверторы цеха № 2 не только полупродукта, но также химически и физически горячего передельного чугуна, не содержащего ванадий.

В составе конверторного цеха № 2 намечается иметь:  
1) трехпролетное главное здание (рис. 59 и 60) с примыкающим к нему шихтовым двором; 2) отделение УНРС; 3) стрип-перное отделение; 4) двор изложниц; 5) шлаковый двор.



**Рис. 58. Один из вариантов схемы расположения конверторных цехов**

A — конверторный цех № 1; B — конверторный цех № 2; В — отделение установок непрерывной разливки стали; 4 — ковш для передачи полупродукта из зон плавки в зоны заливки; 6 — камеры для



цехов № 1 и № 2 НТМК и установок непрерывной разливки стали:

непрерывной разливки стали; 1 — конверторы цеха № 1; 2 — конверторы цеха № 2;  
цеха № 1 в цех № 2; 5 — ковши для передачи стали из цеха № 2 в отделение УНРС;  
вакуумирования стали.

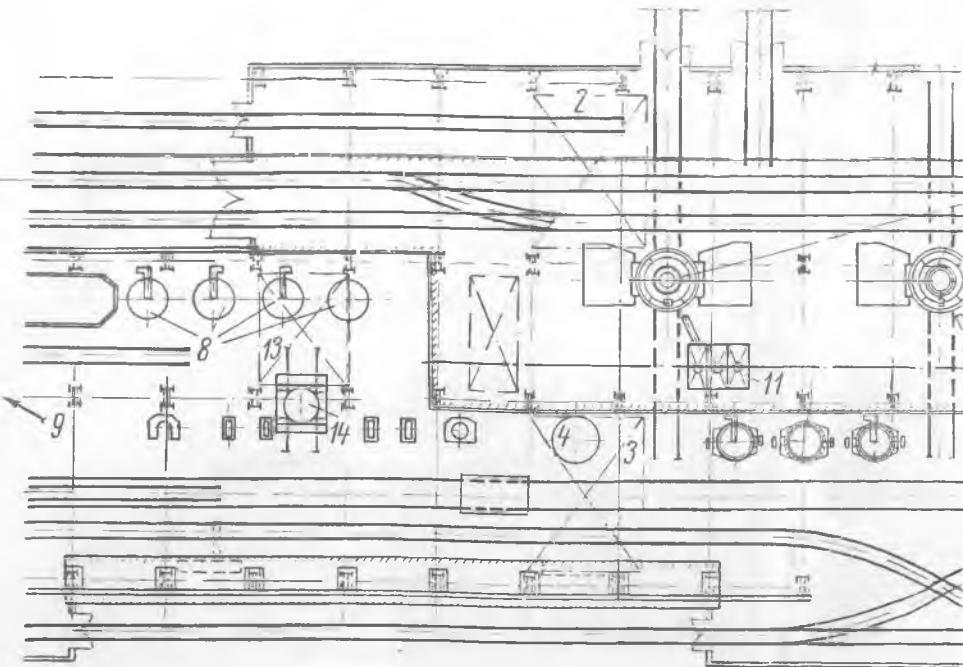


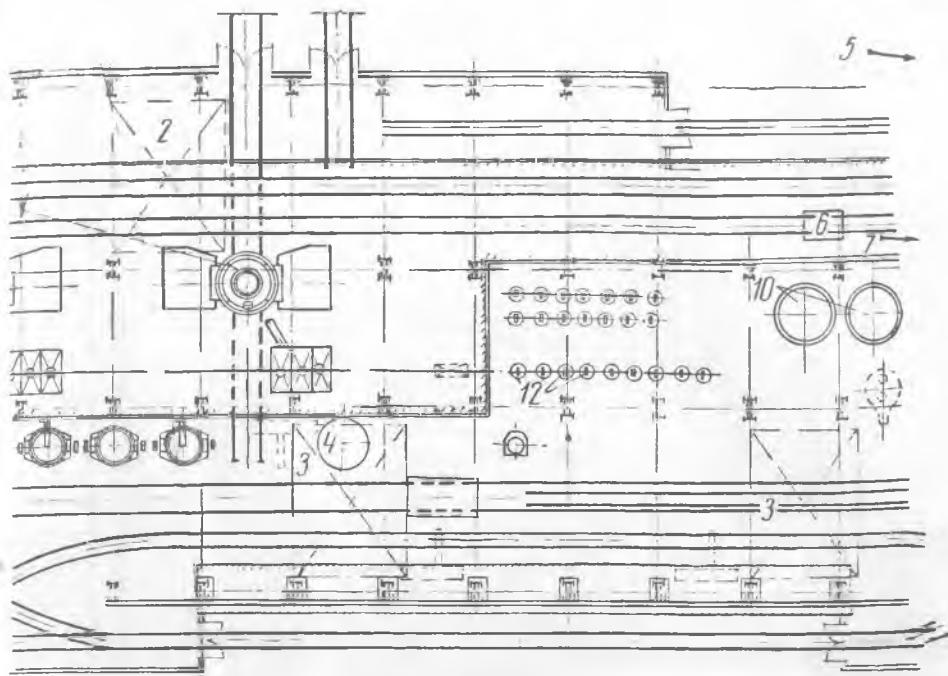
Рис. 59. Один из вариантов схемы кислород

1 — конверторы; 2 — мостовые краны для заливки в конвертор чугуна (полупродукта); 5 — шихтарики; 6 — весы; 7 — ямы для ремонта разливочных ковшей; 8 — сушка разра для ферросплавов; 12 — контейнеры с ферросплавами; 13 — мостовые краны

Распределение площадей главного здания: загрузочное отделение — 19,2%; конверторное — 10,6%; отделения ремонта ковшей и конверторов — 22,2%; разливочное отделение — 48,0%.

Полупродукт из цеха № 1 подается в загрузочное отделение цеха № 2 по двум поперечным путям в ковшах, емкость которых равна емкости конвертора цеха № 2. В ковшах такой же емкости возможна подача в цех № 2 из доменного цеха передельного чугуна, не содержащего ванадия. Заливка полу- продукта (или чугуна) в конвертор производится с помощью заливочных кранов.

Перед заливкой загружают в конвертор скрап, который подается опрокидными тележками с совками и загружается стационарно установленными машинами.



но-конверторного цеха № 2 НТМК (план):

3 — сталеразливочные мостовые краны; 4 — камеры для вакуумирования стали; лигвочных ковшей; 9 — растворные узлы; 10 — ремонт днищ конвертеров; 11 — бункеры обесгуживания ремонта разливочных ковшей; 14 — тележка для передачи разливочных ковшей.

Сыпучие материалы: охладители (агломерат) и шлакообразующие (известь и боксит) поступают на шихтовый двор просушенными и молотыми с крупностью зерна не более 3 мм. Отделение сыпучих материалов отапливается. Предусмотрена возможность дополнительной подсушки материалов.

Из бункеров хранения (10-дневный запас агломерата и боксита, 2-дневный запас извести) сыпучие подаются пневмонасосами (рис. 61) по трубопроводам в расходные бункера, а из них в резервуары с питателями, в камеры смесителей кислорода с сыпучими и поступают через форсунку в конвертор.

На рабочей площадке находится экспресс-лаборатория.

Конверторы цеха № 2 оборудованы котлами-utiлизаторами и системой газоочистки со скрубберами, электрофильтрами, дымососами и дымовыми трубами.

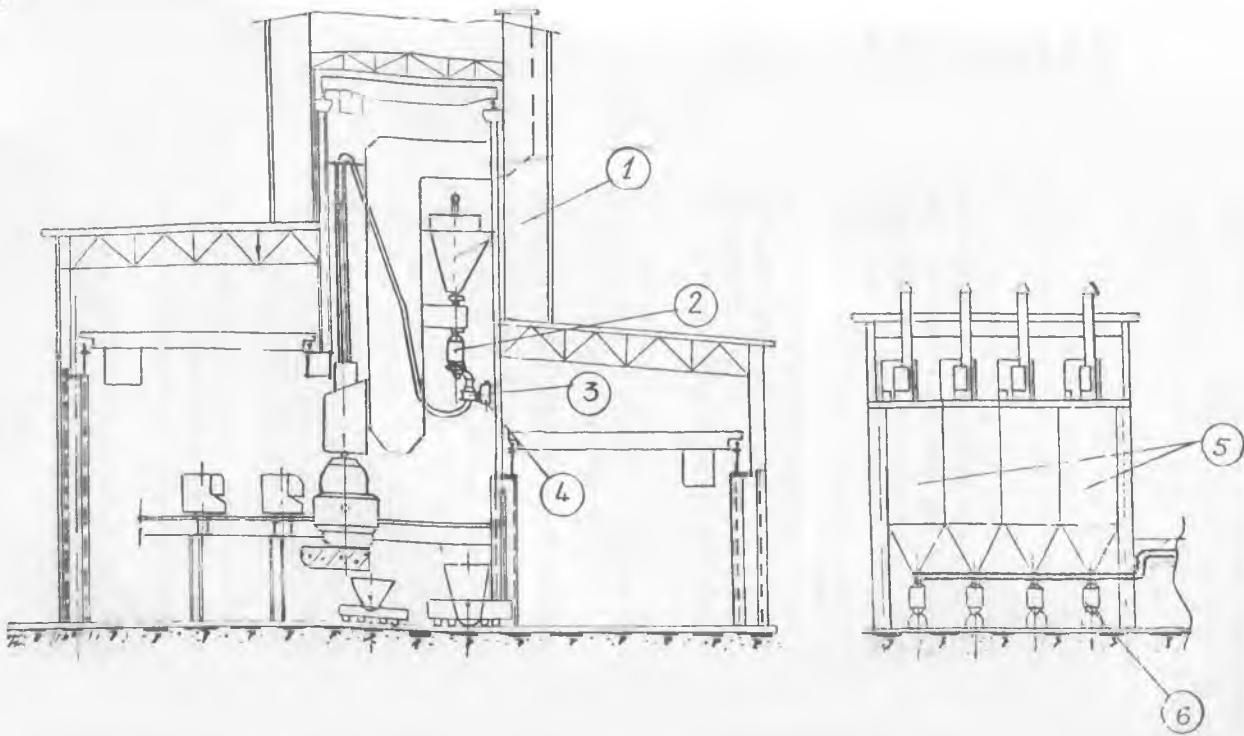


Рис. 61. Предварительная схема установки для вдувания сыпучих материалов (агломерата, извести, боксита) в кислородные конверторы цеха № 2:

1 — расходные бункера для сыпучих с затворами;  
2 — резервуар с питателем;  
3 — камера смесителя кислорода с сыпучими;  
4 — трубопровод пневмотранспорта сыпучих;  
5 — бункера запаса сыпучих;  
6 — пневматические камерные насосы;  
7 — эстакада с пневмотрубопроводами.

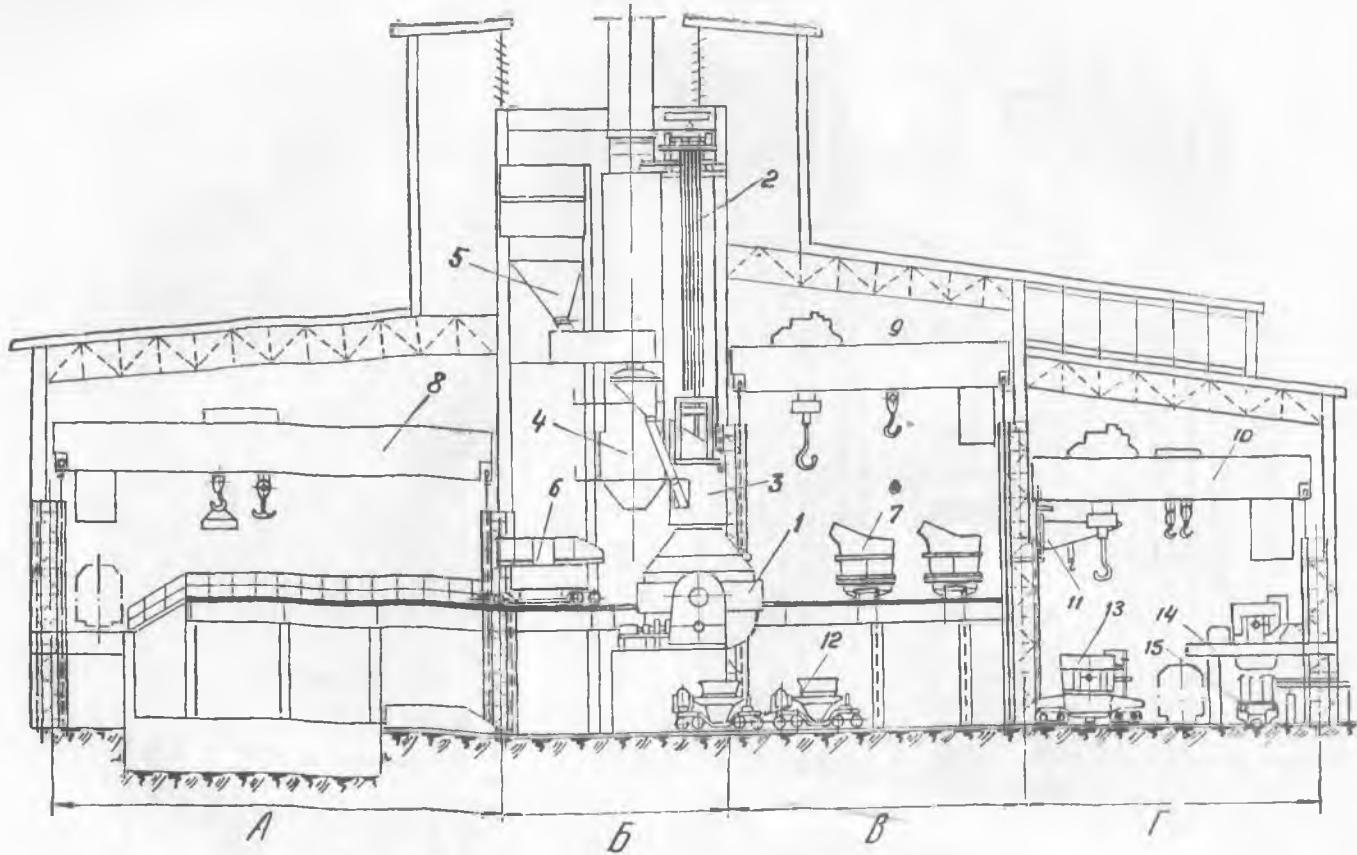


Рис. 60. Кислородно-конверторный типовой цех (разрез) [40]:

А, Б, В, Г — пролеты (соответственно) шихтовой конверторной, залывочной и разливочной; 1 — конвертор; 2 — установка (фирма) для подачи кислорода; 3 — откатной камин; 4 — котел-утилизатор; 5 — бункера для сыпучих; 6 — машина для завалки сыпучих; 7 — чугуновоз с ковшом; 8 — мостовой шихтовой кран с магнитной щайбой на малом крюке; 9 — мостовой залывочный кран; 10 — мостовой разливочный кран; 11 — консольный кран; 12 — тягачевоз с чашей; 13 — стакновоз с ковшом; 14 — разливочный стенд; 15 — тележка с изложницами.

В разливочном отделении цеха имеются площадки для разливки в изложницы части стали. Здесь же (а также в отделении УНРС) размещены камеры для вакуумирования (рафинировки) стали (около 50% от всей выпускаемой цехом). Здесь же имеются электропечи для приготовления лигатуры и синтетических шлаков для обработки стали. Ферросплавы для раскисления и легирования в ковше стали доставляются монорельсовыми контейнерами, которые разгружаются в расходные бункера возле конверторов. Из них ферросплавы по даются через весовые дозаторы с затворами на ленточный конвейер и через поворотную течку в сталеразливочный ковш.

Футеровку конверторов (рис. 56) цеха № 2, как уже говорилось, производят смолодоломитовой массой или блоками из нее. Ремонт конвертора производится на месте с применением специальных машин, ремонт днищ — в отделении ремонта ковшей и конверторов.

Доставка стали в отделение УНРС производится по попечным путям самоходными сталевозами (рис. 55) с электродвигателями, питание к которым подводится от троллеев, расположенных в проходном тоннеле вдоль пути.

При рабочем проектировании цеха № 2 будут учтены все новейшие машины, приспособления, средства механизации и автоматизации процессов, которые к тому времени появятся в отечественной и зарубежной практике.

#### 4. НЕКОТОРЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ЦЕХА № 2

Кислородно-конверторному цеху № 2 предусматривается создать все необходимые условия для работы и для достижения высоких технико-экономических показателей: большой объем сталеплавильного агрегата — кислородного конвертора; высокое качество исходного жидкого металла — полупродукта из цеха № 1, содержащего около 3% углерода при весьма низком содержании вредных примесей (серы, фосфора) и при полном отсутствии кремния; высокая чистота (не ниже 99,5%) применяемого газообразного окислителя — кислорода (давление 12—16 atm).

Все это, вместе взятое, позволяет обеспечить цеху № 2 НТМК наиболее высокие прогрессивные показатели по производительности, себестоимости и качеству стали, по рентабельности производства.

По проектным расчетам предусмотрен расход охладителей и шлакообразующих в следующих количествах (в кг на 1 т годовых слитков стали):

Охладители		Шлакообразующие	
скрап	агломерат	известь	боксит
в завалку	в струе кислорода		
80—100	20	43	8,3

Расход металлоиххты на 1 т годных стальных слитков предусмотрен 1103,4 кг/т.

Продолжительность плавки 60 мин, в том числе: завалка скрата — 4 мин, заливка полуупродукта — 6 мин, продувка и подача сыпучих — 30 мин, взятие проб, ожидание анализа, разделка выпускного отверстия — 5 мин, слив стали — 8 мин, слив шлака — 3 мин, заделка выпускного отверстия — 3 мин, неучтенные потери — 1 мин.

Удельный расход кислорода на технологические нужды (продувку) — 55 м<sup>3</sup>/т, на непрерывную разливку — 0,63 м<sup>3</sup>/т, на общесховные нужды — 0,03 м<sup>3</sup>/т. Удельный расход огнеупорных материалов — 27 кг/т, в том числе: смолодоломитовые — 15 кг, шамотные — 3 кг (для ремонта ковшей), жароупорный бетон — 4 кг, огнеупорные порошки и массы — 5 кг.

Производительность труда по проектам конверторных цехов Нижне-Тагильского комбината и Ново-Тульского завода определяется следующими данными, в %:

Выплавка стали	Конверторный цех № 2 НТМК		Конверторное отд. № 2 Ново-Тульского завода	
	т/год	%	т/год	%
На одного трудящегося . . . . .	6246	100	5727	93,5
На одного рабочего . . . . .	6988	100	6393	91,2

Удельные капитальные затраты на 1 т конверторной стали по НТМК — 11,27 руб., по Ново-Тульскому заводу — 12,14 руб., то есть почти на 8% выше, чем на НТМК.

Себестоимость полуупродукта, получаемого цехом № 2 НТМК из цеха № 1, — 13,60 руб/т, против себестоимости полуупродукта на Чусовском заводе (по проекту) — 18,64 руб/т, или на 37,5% дешевле. Такая значительная разница объясняется высокой себестоимостью выплавки чугуна в доменных печах и меньшей емкостью конверторов на Чусовском заводе.

По проекту в конверторном цехе № 2 НТМК предусмотре-

но выплавлять углеродистую сталь, в том числе 44% кипящей, 36% полуспокойной и 20% спокойной.

Интересно сопоставить проектную себестоимость углеродистой стали, выплавляемой в цехе № 2 НТМК из полупродукта с проектной себестоимостью углеродистой стали, выплавляемой в конверторном отделении № 2 Ново-Тульского завода. В обоих случаях разливка стали — на УНРС. Сравнение дается по проектным расчетам обоих заводов, в %:

Статьи расхода	Кислородно-конверторный цех № 2 НТМК	Кислородно-конверторное отделение № 2 Ново-Тульского завода
Полная заводская себестоимость . . . . .	100,0	150,9
В том числе:		
1. Металлическая шихта (полупродукт и скрап) . . . . .	81,2	—
Металлическая шихта (передельный чугун и скрап) . . . . .	—	87,1
2. Добавочные материалы . . . . .	2,05	1,95
3. Расходы по переделу и общезаводские	16,75	10,95

Себестоимость 1 т кислородно-конверторной стали по НТМК в полтора раза дешевле, чем по Ново-Тульскому заводу. Столь значительная разница объясняется более низкой себестоимостью полупродукта на НТМК и меньшим его расходом, по сравнению с чугуном на Ново-Тульском заводе, а также меньшим расходом скрапа.

Представляет интерес сопоставление себестоимости 1 т конверторной стали цеха № 2 НТМК с себестоимостью марте-новской стали по проекту II очереди НТМК и в настоящее время при разливке в изложницы, в %:

Вид стали	Конверторная по проекту II оче- реди НТМК конвер- торный цех № 2	Мартеновская			
		по проекту II оче- реди НТМК		плановая себестои- мость 1962 г.	
		марте- нов- ский цех № 1	марте- нов- ский цех № 2	марте- нов- ский цех № 1	марте- нов- ский цех № 2
Углеродистая спокой- ная . . . . .	100,0	152,3	162,9	172,4	199,1
Углеродистая кипящая	96,6	147,0	152,4	164,9	170,5

Таким образом, себестоимость кислородно-конверторной стали по проекту более чем в полтора раза будет ниже, чем стоимость марганцовской стали, и в 1,7—2,0 раза ниже нынешней (1962 г.) себестоимости марганцовской стали.

Производительность конверторного цеха № 2 при работе дуплекс-процессом на полупродукте на 11% выше, чем при работе на передельном чугуне монопроцессом.

Выплавку стали по обоим конверторным цехам при работе монопроцессом суммарно можно увеличить примерно в полтора раза, по сравнению с объемом выплавки стали дуплекс-процессом.

## 5. ВРЕМЕННОЕ ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ В КОНВЕРТОРНОМ ЦЕХЕ № 1

До постройки конверторного цеха № 2 сталь на НТМК будет временно выплавляться, как уже говорилось, дуплекс-процессом в конверторном цехе № 1: в одном конверторе из ванадиевого чугуна будут получать полупродукт и ванадиевый шлак, а в другом конверторе полупродукт будут продувать до стали.

Такая работа (по смешанному режиму) значительно снижает производительность цеха. Расчетная длительность цикла продувки в первом конверторе (на полупродукт) — 30 мин, а во втором конверторе (на сталь) — 45 мин. Вследствие разницы в продолжительности плавок первый конвертор имеет вынужденные паузы между плавками по 15 мин. Во время этой паузы производится передача ковша с полупродуктом, слив последнего во второй конвертор, возвращение обратно порожнего ковша, удаление настылей с горловины конвертора.

В цехе № 1 для выплавки не только полупродукта, но и стали произведен ряд конструктивных изменений, в частности, переделана рабочая площадка. В ней устроены проемы перед каждым конвертором. Тележка ковша с полупродуктом перемещается под конвертором и рабочей площадкой и устанавливается под проемом. С помощью заливочного крана ковш с полупродуктом через проем снимают с тележки, поднимают на рабочую площадку, перемещают до оси второго конвертора и заливают полупродукт в конвертор для продувки на сталь.

Расход чугуна на 1 т стали принят 0,966 т/т, расход скрапа 0,192 т/т. Выход годной стали 92% от веса металлозавалки. Расход кислорода на продувку 1 т стали из полупродукта принят 35—40 м<sup>3</sup>.

В качестве флюсующих присадок при выплавке стали предусмотрены: известь — 40 кг/т стали, агломерат — 40 кг/т стали, плавиковый шпат — 3 кг/т стали. Сыпучие материалы подаются по системе ленточных транспортеров, как в типовом проекте.

Число плавок — 32 в сутки.

Разливка стали предусмотрена в изложницы сверху. Слитки — тяжелые для блюминга.

Расход ферросплавов на раскисление: кипящей стали — 80%-ный ферромарганец — 9 кг/т стали; спокойной — 80%-ный ферромарганец — 8 кг/т и 45%-ный ферросилиций — 3 кг/т.

Сразу после пуска Качканарского комбината конверторный цех НТМК не мог перейти на передел ванадиевых чугунов из качканарских руд, так как выпускаемое количество качканарского концентратата не обеспечивало еще полной потребности хотя бы одной большегрузной доменной печи, а также не было возможности организовать в необходимых количествах производство агломерата до пуска аглоленты на Качканарском горнообогатительном комбинате.

Поэтому в первые месяцы после пуска конверторный цех № 1 работал монопроцессом на обычном передельном марте-новском чугуне из тагило-кушвинских руд.

Годовой выпуск стали по проекту на одного производственного рабочего в цехе № 1 составляет лишь 64,3% от производительности рабочего в цехе № 2 при работе не по смешанной, а по специализированной схеме. Удельные капитальные вложения в цехе № 1 определены по проекту в 12,3 руб. на 1 т стали, что на 11,2% больше, чем в цехе № 2.

Следует отметить, что приведенные в этой главе емкости, количество и расположение конверторов в цехе № 2 по проекту «Уралгипромеза» в ближайшее время при утверждении проекта могут подвергнуться изменению с учетом опыта работы кислородных конверторов, действующих на Нижне-Тагильском комбинате и других заводах. Также в зависимости от принятого состава прокатных станов (рис. 38), будет решен вопрос о сооружении установок непрерывной разливки стали или же о разливке в изложницы, а это может изменить показанную на рис. 58 схему взаимного расположения конверторных цехов № 1 и № 2 и установок НРС и показанную на рис. 59 схему планировки цеха № 2. К решению этих вопросов (рисунки 58, 59, 60, 61) в ближайшие годы надо привлечь творческую инициативу читателей.

## Г л а в а VII

### ВАНАДИЕВОЕ ПРОИЗВОДСТВО

#### 1. ПРИНЦИПИАЛЬНЫЕ ОСНОВЫ СХЕМ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ВАНАДИЯ ИЗ РУДНОГО СЫРЬЯ ЗА РУБЕЖОМ И В СССР

Выбор технологической схемы извлечения ванадия из рудного сырья находится в зависимости от качества и свойств последнего — от содержания в подготовленной руде окислов ванадия и других металлов (железа, фосфора, меди, цинка, свинца, молибдена, титана).

Экономическая целесообразность выбираемой технологической схемы извлечения ванадия должна быть увязана с общей металлургической схемой передела комплексных руд и зависит от того, какой из входящих в их состав элементов представляет собой основную цель данного металлургического производства, какие элементы являются попутными.

В мировой практике в настоящее время применяют два основных метода извлечения ванадия: пирометаллургический и гидрометаллургический (рис. 62).

За рубежом ванадий извлекают из роскоэлитовых, карнотитовых, деклуазитовых, патронитовых, ванадинитовых руд с относительно высоким содержанием ванадия. Из концентратов этих руд извлечение ванадия производят преимущественно по гидрометаллургической схеме.

В СССР и ряде зарубежных стран ванадий извлекают из комплексных ванадийсодержащих руд: титаномагнетитов, оолитовых бурых и фосфористых железняков.

Эти руды содержат только десятые и даже сотые доли процента ванадия. После обогащения этих комплексных руд содержание ванадия в концентрате не превышает, как правило, 0,5—0,7 %, но зато концентрат содержит 63—66 % железа и ряд других элементов — титана, марганца, фосфора.

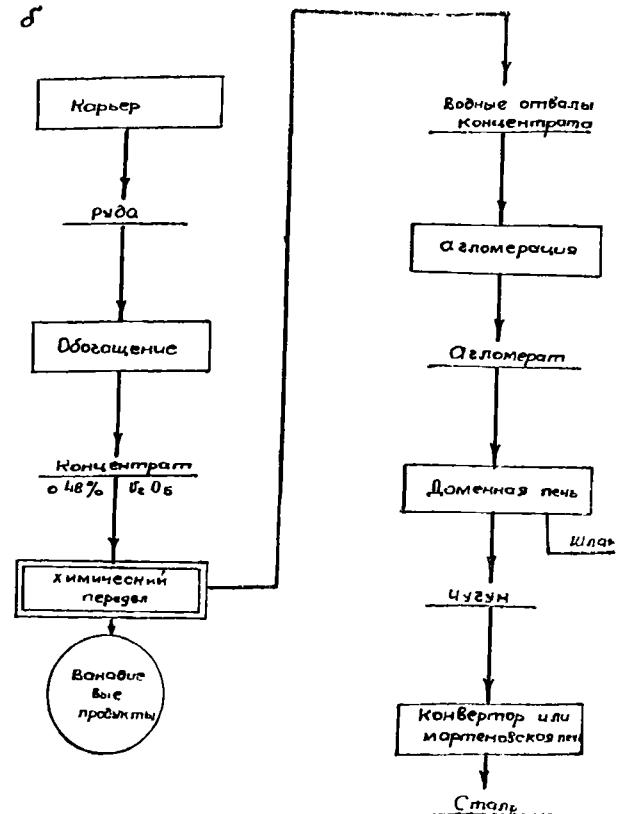
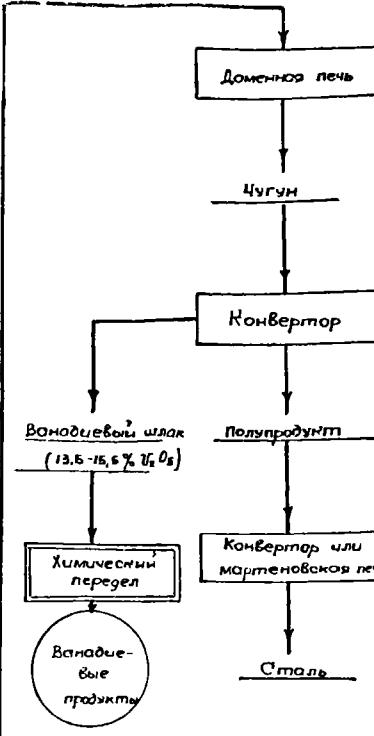
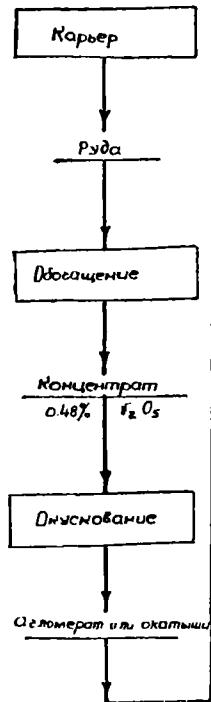


Рис. 62. Извлечение ванадия («Гипрросталь»):  
 а — по пирометаллургической схеме; б — по гидрометаллургической схеме.

Ванадий из комплексных железо-ванадиевых руд извлекается по пирометаллургической схеме.

Сущность гидрометаллургической схемы (рис. 62) извлечения ванадия заключается в следующем. Рудные концентраты смешиваются с хлористым натрием (поваренной солью), сульфатом натрия, кальцинированной содой, сильвинитом и другими щелочными и хлористыми добавками, а затем их подвергают окислительному обжигу в печах. До обжига окислы ванадия ( $V_2O_3$ ) входят в твердый раствор преимущественно с магнетитом ( $Fe_3O_4$ ).

Во время окислительного обжига происходит окисление магнетита до гематита ( $Fe_2O_3$ ) и распад твердого раствора магнетита с окислами ванадия, причем  $V_2O_3$  окисляется до  $V_2O_5$ , а последняя соединяется с окислами натрия и образует ванадат натрия типа  $(Na_2O) \cdot (V_2O_5)$ , который хорошо растворяется в воде. Таким образом, цель окислительного обжига ванадийсодержащего концентрата с щелочными и хлористыми добавками заключается в переводе окислов ванадия в водорастворимую форму. На степень перевода пятиокиси ванадия в водорастворимую форму большое влияние оказывает содержание в концентрате кремнезема ( $SiO_2$ ) и окиси кальция ( $CaO$ ). Они затрудняют перевод  $V_2O_5$  в водорастворимую форму. Концентраты с повышенным содержанием  $SiO_2$  и  $CaO$  обжигают при более низких температурах (940—960°), причем, в концентрат добавляют термически легко разлагающиеся хлористые соли — сильвинит ( $[Na, K]Cl$ ). При обжиге газовая атмосфера печи должна содержать избыточное количество кислорода, достаточное для окисления  $Fe_3O_4$  в  $Fe_2O_3$  и  $V_2O_3$  в  $V_2O_5$ . Температура обжига не должна быть чрезмерно высокой, во избежание оплавления и спекания шихты. Все же некоторое укрупнение концентрата во время окислительного обжига происходит.

Гидрометаллургическая переработка обожженного концентрата включает следующие основные операции: а) выщелачивание — перевод (при определенном режиме) водорастворимых соединений пятиокиси ванадия в водный раствор; б) нейтрализацию водного раствора серной кислотой с осаждением при этом пятиокиси ванадия (рис. 62) и очисткой осадка от примесей  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$ ,  $Na_2O$  и других; в) промывку и фильтрацию осадка пятиокиси ванадия до заданной степени чистоты; г) прокаливание при 400—450° С или сплавление при 680—700° С осадка.

После осаждения и отбора  $V_2O_5$  производится доосажде-

ние остаточного количества пятиокиси ванадия железным купоросом, причем получают смешанный продукт  $V_2O_5$  и Fe, используемый в производстве феррованадия.

Сущность пиromеталлургической схемы (рис. 62) извлечения ванадия заключается в следующем.

Железо-ванадиевый концентрат окусковывается путем агломерации или окомкования и поступает в доменную печь. В процессе доменной плавки подавляющая часть (80—85% и более)  $V_2O_3$  восстанавливается, и ванадий переходит в чугун.

Ванадиевые чугуны подвергаются продувке в конверторах, причем титан, кремний, марганец, хром, ванадий переходят в шлак, который далее подвергается окислительному обжигу и химической переработке по технологии, сходной с описанной выше гидрометаллургической схемой.

Содержание ванадия в чугуне, выплавленном из железо-ванадиевых руд разных месторождений и среднее содержание пятиокиси ванадия в конверторном шлаке при продувке этих чугунов определяется следующими данными:

Наименование месторождения	Содержание ванадия в чугуне, %	Среднее содержание пятиокиси ванадия в шлаке, %
Кусинское . . . . .	0,52—0,55	13,0
Первоуральское . . . . .	0,483	12,0
Качканарское . . . . .	0,37—0,40	15,5
Пудожгорское . . . . .	0,65	27,0
Керченское . . . . .	0,08	2,5—8,0

Окислительный обжиг измельченного конверторного шлака с щелочными добавками преследует цель перевода окислов ванадия в водорастворимую форму.

Несмотря на относительно высокое содержание ванадия в чугуне из пудожгорских руд и пятиокиси ванадия в шлаке от продувки этих чугунов, до сего времени не найдено экономически целесообразного способа обогащения пудожгорских руд с удачливым отделением титана от железо-ванадиевого концентрата, а это сильно осложняет доменный передел.

В конверторных шлаках 90—95% окислов ванадия находится в шпинелиде, а остальная часть связана с силикатами.

Для скорости и полноты перевода ванадия в водораство-

римую форму существенное значение имеет тонкость помола шлака и щелочных добавок. С увеличением тонкости помола облегчаются диффузия кислорода к зернам ванадиевого шпинелида, взаимодействие образовавшейся пятиокиси ванадия с щелочными добавками и перевод ее в растворимую форму [41].

С повышением до определенного предела температуры обжига скорость и полнота извлечения пятиокиси ванадия возрастают. При более высокой температуре, в связи со спеканием шихты, извлечение пятиокиси ванадия падает. Уменьшение размера частиц шлака ускоряет полноту извлечения пятиокиси ванадия. Однако с уменьшением размера частиц шлака усиливается также спекание шихты.

Повышение тонкости помола шихты и температуры обжига выше установленной снижает извлечение ванадия, вследствие спекания и сплавления шихты. Спекание можно уменьшить грануляцией измельченного шлака с введением в шихту некоторого избытка щелочной добавки. При грануляции шихты, состоящей из измельченных шлака и щелочных добавок, повышается газопроницаемость и сыпучесть обжигаемой шихты. Температуру обжига и степень извлечения ванадия при этом можно несколько повысить.

Обжиг гранул или же негранулированного шлака с щелочными добавками производят во вращающихся трубчатых печах. Выделяющийся при обжиге газообразный хлор играет существенную роль в образовании ванадатов натрия — в переводе пятиокиси ванадия в водорастворимую форму [42].

Сильвинит ( $\text{Na}, \text{K}\text{Cl}$ ), углекислый калий ( $\text{K}_2\text{CO}_3$ ) и углекислый натрий — кальцинированная сода ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) являются активными щелочными добавками, ускоряющими перевод пятиокиси ванадия в водорастворимую форму. Поваренная соль ( $\text{NaCl}$ ) — малоактивная щелочная добавка.

Опытным путем [43] установлено, что окисление и разрушение шпинелида не зависит от вида щелочных добавок а определяется концентрацией кислорода в дутье и температурой.

Процесс окислительно-натрирующего обжига состоит из двух стадий:

- 1) окисление и разрушение ванадиевого шпинелида и
- 2) образование ванадата натрия — перевод пятиокиси ванадия в водорастворимую форму.

Извлечение ванадия при грануляции шлака повышается до 92,6% [43].

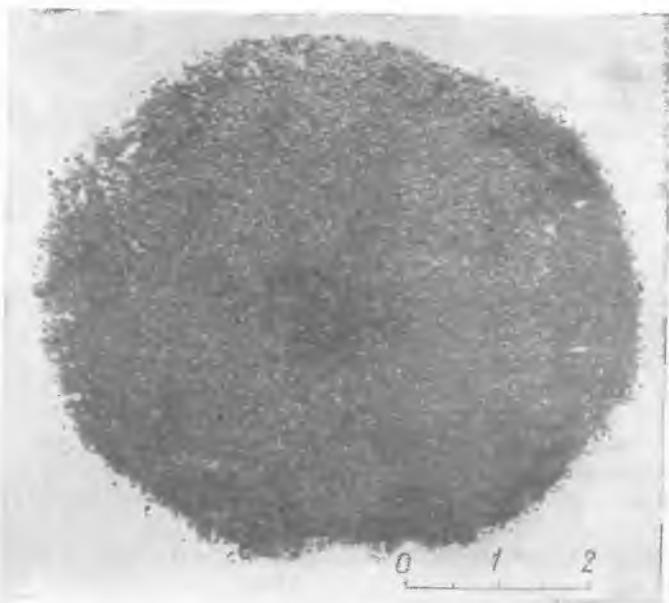


Рис. 63. Осадок пятоокиси ванадия, полученный в «Уралмеханобре» при гидрометаллургическом извлечении ванадия из качканарского концентрата (1962 г.).



Рис. 64. Металлический ванадий, полученный из пятоокиси ванадия (рис. 63).

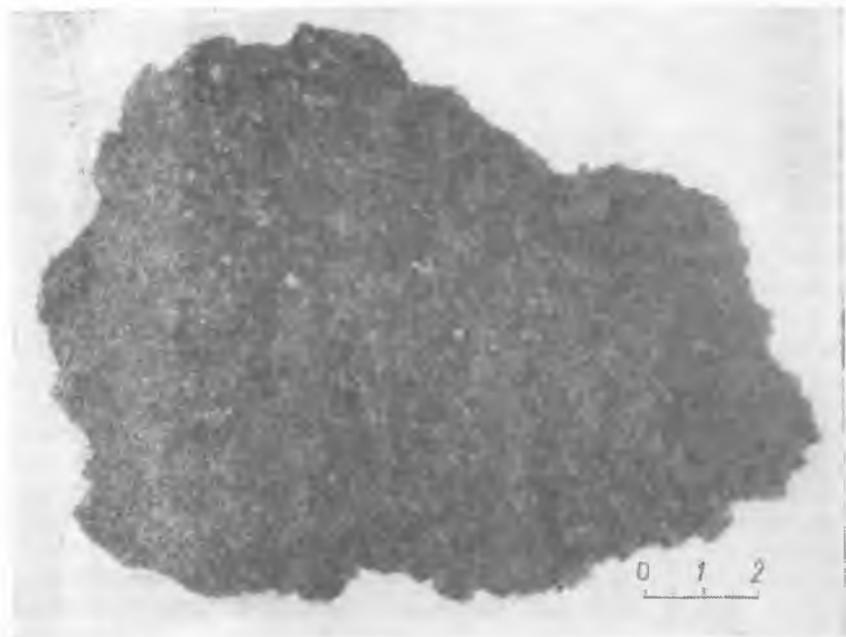


Рис. 65. Агломерат из качканарского концентратта после выщелачивания пятиокиси ванадия («Уралмеханобр»).

Таким образом, основное отличие гидрометаллургической схемы извлечения пятиокиси ванадия от пирометаллургической заключается в том, что в первой схеме для извлечения используется богатая ванадиевая руда или концентрат из нее, а во второй схеме — ванадиевый шлак, заменяющий высокованадиевую руду или концентрат.

При наличии высокованадиевой руды извлечение пятиокиси ванадия ведут по гидрометаллургической схеме, а при низком содержании ванадия в руде предпочтительнее пирометаллургическая схема извлечения. В отдельных случаях при очень низком содержании ванадия в руде и в концентрате целесообразно подвергать обогащению не только руду, но и шлаки, полученные в результате продувки чугуна, и лишь после обогащения шлаков извлекать из них пятиокись ванадия. Такую схему извлечения пятиокиси ванадия целесообразно применить при переделе керченских руд (см. ниже).

По проектным расчетам института «Гипросталь», при

извлечении на НТМК пирометаллургическим способом пятиокиси ванадия из качканарского агломерата можно ожидать следующих результатов:

Содерж. $V_2O_5$ в агломера- те	Извлечение $V_2O_5$ из агломерата в чугун, %	Содержание $V_2O_5$ в кон- верторном шлаке, %	Извлечение $V_2O_5$ , %			
			в шлак конвер- торного цеха	в хим. цехе	при элек- тро- плавке на FeV	сквозное из кон- центрата
0,45	93,5	13,5	89,0	90,4	~100	75,2

По данным института «Уралмеханобр», можно ожидать примерно такой же степени извлечения пятиокиси ванадия из качканарского концентрата или окатышей гидрометаллургическим способом, технология которого еще окончательно не установлена.

Степень извлечения пятиокиси ванадия пирометаллургическим способом на Чусовском металлургическом заводе приводится в главе XI.

Сравнивая гидрометаллургическую и пирометаллургическую схемы извлечения пятиокиси ванадия, применительно к отечественным условиям можно в соответствии с изложенным в предыдущих главах считать установленным:

1. Наиболее важным преимуществом гидрометаллургической схемы извлечения пятиокиси ванадия является то, что эта схема позволяет отказаться от дуплекс-процесса, перейдя к монопроцессу, в результате чего значительно увеличивается производительность сталеплавильных агрегатов, в особенности кислородных конверторов.

2. Существенным преимуществом гидрометаллургической схемы является то, что она, по-видимому, дает возможность получения пятиокиси ванадия более высокой степени чистоты (рис. 63), чем при пирометаллургической схеме. Это особенно важно, когда извлекаемая пятиокись ванадия предназначена для производства ковкого чистого ванадия (рис. 64).

3. Принципиально гидрометаллургическая схема извлечения пятиокиси ванадия проще пирометаллургической. Однако при гидрометаллургической схеме придется перерабатывать качканарских концентратов (по весу) в 36 раз больше по сравнению с весовым количеством конверторного ванадиевого шлака при пирометаллургической схеме, для получения равного количества пятиокиси ванадия. Это сопряжено с боль-

шим расходом соды, сильвинита, кислот и т. д. В принципе простая гидрометаллургическая схема становится, пожалуй, более громоздкой, чем пирометаллургическая. Ее надо усовершенствовать. Усовершенствовать следует и пирометаллургическую схему извлечения пятиокиси ванадия.

4. По проектным расчетам института «Гипросталь» (1963 г.), применение гидрометаллургической схемы для извлечения ванадия из концентратов качканарских руд по технологии, предложенной в 1962 г. институтом «Уралмеханобр», менее выгодно, чем применение пирометаллургической схемы. Она требует более высоких удельных капитальных вложений на равные объемы производства ванадиевой продукции; обуславливает более высокую себестоимость продукции; требует большего количества трудящихся; сильно увеличивает удельный расход химических реагентов, электроэнергии и пара по сравнению с извлечением ванадия по пирометаллургической схеме.

5. Сейчас еще преждевременно говорить, какая из этих двух схем обеспечивает, в конечном счете, более высокий коэффициент извлечения пятиокиси ванадия из рудного сырья. По пирометаллургической схеме у нас имеется 30-летний производственный опыт Чусовского завода и много исследований, позволяющих рентабельно организовать ванадиевое производство, а по гидрометаллургической схеме есть лишь небольшие лабораторные и полупромышленные работы институтов «Уралмеханобр» и ЦНИИЧМ.

6. Недостатком гидрометаллургической схемы является и то, что при окислительном обжиге концентрат с щелочными и хлористыми добавками значительно укрупняется. Выщелоченный концентрат пригоден только для получения оффлюсованного агломерата (рис. 65). Для изготовления обожженных окатышей он не годится, а это снижает технико-экономические показатели работы доменных печей.

По проектным данным института «Гипросталь» (1963 г.), в качканарском безвандиевом агломерате после гидрометаллургического извлечения ванадия остаточное содержание  $\text{Na}_2\text{O}$  составит примерно 1,2%, а остаточное количество  $\text{V}_2\text{O}_5$  — около 0,1%.

Пары щелочей конденсируются в верхних слоях шихты в шахте доменной печи, соединяясь с компонентами шихты. При этом образуются цементирующие материалы, что ведет к образованию большого количества настылей.

Агломерация обезвандиенного качканарского концентрата

та сопряжена с определенными трудностями и требует более высокого расхода коксика. Получение окатышей из такого концентрата невозможно, так как при обжиге происходит спекание — укрупнение тонкоизмельченного концентрата.

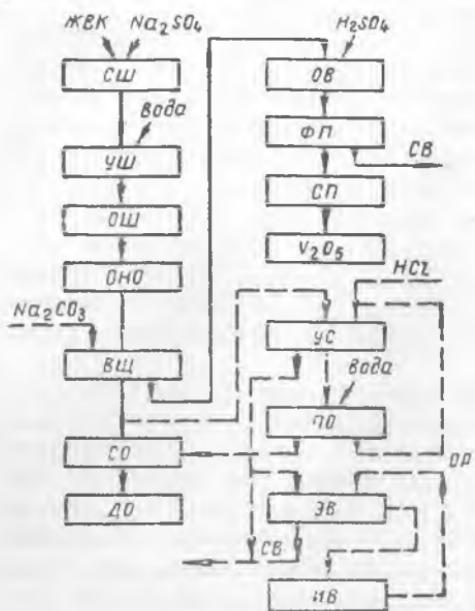


Рис. 66. Принципиальная схема извлечения ванадия из железо-ванадиевых концентратов (ЦНИИЧМ):

ЖВК — железо-ванадиевый концентрат; СШ — смешивание шихты; УШ — увлажнение шихты; ОШ — окомкование шихты; ОНО — окислительно-натрирующий обжиг окатышей; ВЩ — выщелачивание пятиокиси ванадия; СО — сушка окатышей; ДО — окатыши, годные для доменной плавки; ОВ — осаждение пятиокиси ванадия; ФП — фильтрование пульпы; СВ — сточные воды; СП — сушка (плавка) пятиокиси ванадия; УС — удаление серы из окатышей; ПО — промывка окатышей; ОР — ограниченный реагент; ЭВ — экстракция пятиокиси ванадия из раствора; ИВ — извлечение пятиокиси ванадия из органического реагента.

для промышленного внедрения.

Институты «Уралгипроруда» и «Уралгипромез» подтвердили выводы института «Гипросталь», что применение гидрометаллургической схемы извлечения ванадия на первом Качканарском комбинате пока экономически неоправдано. Вме-

Механическая прочность агломерата — удовлетворительная, но в восстановительной атмосфере (в шахте доменной печи) агломерат разрушается — измельчается, что ухудшает газопроницаемость шихты и снижает производительность печи.

Конечно, сравнительные проектные показатели «Гипростали» двух методов извлечения ванадия из качканарского железо-ванадиевого концентрата следует рассматривать как предварительные. Они могут быть уточнены в дальнейшем в зависимости от совершенствования технологии как гидрометаллургического, так и пиromеталлургического извлечения ванадия. Но при нынешнем состоянии разработки технологии институт «Гипросталь» считает, что гидрометаллургический способ извлечения ванадия из качканарского концентрата не может быть рекомендован

сте с тем признано необходимым продолжать дальнейшие исследовательские и опытные работы по изысканию технологии гидрометаллургического извлечения ванадия. Эта технология должна отвечать следующим требованиям: быть более простой и дешевой по сравнению с принятой в проекте; металлургические свойства и ценность концентрата ни в коем случае не должны снижаться. При таком решении задачи освобожденный от ванадия качканарский железный концентрат станет универсальным и очень дешевым металлургическим сырьем для всех доменных цехов Среднего Урала.

Предусматривается, что разработанную в соответствии с этими требованиями технологию можно будет осуществить на втором Качканарском комбинате.

Для разработки приемлемой технологии гидрометаллургического извлечения ванадия следует на обогатительной фабрике Качканарского комбината в возможно короткий срок построить соответствующую опытно-промышленную установку.

7. Другим серьезным недостатком предложенной «Уралмеханобр» схемы является неполный перевод пятиокиси ванадия при обжиге в водорастворимое состояние. Примерно четвертая часть исходного содержания пятиокиси ванадия после выщелачивания остается в концентрате. Считать просто потерей такое количество пятиокиси ванадия нельзя, а для извлечения его в настоящее время остается только технология пирометаллургического извлечения, что требует больших капитальных вложений и дополнительных эксплуатационных затрат.

8. В институте «Уралмеханобр» ведутся опытно-исследовательские работы по извлечению гидрометаллургическим способом пятиокиси ванадия не из концентрата, а из обожженных окатышей без их разрушения при выщелачивании (финская схема). Это заманчиво, но о результатах этих работ пока говорить преждевременно.

ЦНИИЧМ для гидрометаллургического извлечения пятиокиси ванадия (рис. 66) использовал (1959—1961 гг.) обожженные окатыши (по финской схеме) из следующих концентратов [44] (см. табл. на стр. 194).

Концентраты «Б» получены после дополнительной перечистки концентратов «А» (выход — 78—85% от количества концентрата «А»).

Щелочные добавки (сульфат натрия, кальцинированная

Концентрат из руд какого месторождения	Химический состав концентрата, %						
	Fe	FeO	F <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO
Кусинское . . . . .	62,0	30,6	55,0	6,1	0,775	1,6	сл.
Копанское . . . . .	58,0	27,0	52,5	12,6	0,80	3,0	сл.
Волковское «А» . . . . .	59,3	29,7	52,6	6,6	1,05	4,5	1,0
Волковское «Б» . . . . .	62,3	30,1	56,0	6,3	1,085	2,4	0,6
Качканарское «А» . . . . .	59,0	26,9	54,5	2,7	0,44	5,6	2,75
Качканарское «Б» . . . . .	66,2	29,3	61,2	1,65	0,49	2,2	0,85
Та-Мяо (КНР) . . . . .	60,2	25,4	57,3	8,4	0,68	2,8	сл.

Концентрат из руд какого месторождения	Химический состав концентрата, %					
	MgO	MnO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S
Кусинское . . . . .	2,6	0,14	2,5	0,75	0,04	0,003
Копанское . . . . .	1,8	0,20	2,6	0,30	0,013	0,07
Волковское «А» . . . . .	1,2	0,60	2,6	0,008	0,10	0,04
Волковское «Б» . . . . .	1,0	0,40	2,1	0,008	0,09	0,04
Качканарское «А» . . . . .	3,4	0,3	3,3	0,07	0,02	0,04
Качканарское «Б» . . . . .	1,4	0,22	2,0	0,07	0,009	0,04
Та-Мяо (КНР) . . . . .	1,2	0,17	3,1	0,31	0,084	0,20

сода) входили в состав окатышей. После натрирующего окислительного обжига окатышей и выщелачивания растворы направлялись на извлечение ванадия, а окатыши после сушки — в доменный цех.

Переход окислов ванадия в водорастворимую форму при обжиге происходит по следующим основным реакциям:



При этом вес окатышей, в результате окислительных процессов, увеличивается на 2—3%.

Перевод ванадия в водорастворимую форму и степень его извлечения возрастают с повышением полноты окисления магнетита до гематита и при соблюдении установленного теплового режима.

Оптимальный тепловой режим натрирующего-окислительного обжига окатышей по ЦНИИЧМ: выдержка при 700—900° и последующее повышение нагрева до 1200—1250°.

Наличие в концентрате окиси кальция является нежела-

тельным, так как при обжиге с  $\text{Na}_2\text{SO}_4$  окись кальция, взаимодействуя с  $\text{SO}_2$ , образует гипс, а окатыши сильно загрязняются серой. При наличии окиси кальция водное выщелачивание заменяют содовым.

После выщелачивания для снижения содержания серы концентрат приходится обрабатывать раствором соляной кислоты с последующей промывкой водой. Кроме того, при повышенном содержании окиси кальция в шлаке образуются ванадаты кальция, малорастворимые в воде и слабых щелочах.

Содержание в концентрате кремнезема не должно превышать 3%, так как при большем содержании кремнезема из-за образования жидких расплавов нельзя увеличивать продолжительность выдержки при 700—900° (для перевода окислов ванадия в водорастворимую форму) и повышать конечную температуру обжига до 1200—1250° (для максимального извлечения ванадия и сохранения необходимой прочности окатышей в доменной печи).

Помимо прочности, окатыши должны иметь достаточную пористость, чтобы можно было успешно вести выщелачивание после окислительно-натрирующего обжига.

Гидрометаллургическим способом удается извлекать из концентратов 78—90% пятиокиси ванадия повышенной чистоты (до 98%). Прочность обожженных окатышей, правда, несколько снижается.

На основе лабораторных работ ЦНИИЧМ и «Уралмеханобра» можно сделать вывод: необходима дальнейшая обработка технологии гидрометаллургического извлечения, с тем чтобы повысить извлечение ванадия без ухудшения качества окатышей (без снижения их прочности, восстановимости и без увеличения содержания серы и других вредных примесей).

По данным «Уралмеханобра» и «Гипростали», химический состав качканарского концентрата при гидрометаллургическом извлечении из него ванадия значительно изменяется:

Концентрат	Компоненты, %						
	Fe	FeO	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	CaO	MgO
Исходный (проектный) . .	63,0	28,7	58,1	4,4	1,5	1,7	2,5
После выщелачивания ванадия . . . . .	60,5	0,5	86,1	3,9	2,0	1,6	2,4

(Начало табл. см. на стр. 195).

Концентрат	Компоненты, %						
	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	SO <sub>3</sub>	Na <sub>2</sub> O
Исходный (проектный) . . .	0,48	2,3	0,03	0,04	0,2	0,05	—
После выщелачивания ванадия . . . . .	0,10 до 0,17	2,6	0,02	0,04	0,2	0,06 до 0,20	1,23 до 1,65

Выщелоченные качканарские концентраты по сравнению с исходными концентратами (проектного состава) имеют: несколько пониженное содержание железа (в результате разубоживания остаточными щелочными соединениями и окисления магнетита до гематита); увеличенное содержание серы и сниженное содержание ванадия (остаточное его содержание в концентрате после выщелачивания 20—25% от исходного).

При обжиге и выщелачивании меняются гранулометрический, минералогический состав и свойства концентрата: 1) при окислительном его обжиге с щелочными добавками происходит некоторое оплавление, спекание и значительное укрупнение частичек концентрата, что ухудшает условия окускования путем агломерации и делает невозможным без дополнительного измельчения получение окатышей; 2) расход коксика на окускование выщелоченного концентрата увеличивается, производительность агломерационных машин снижается, а себестоимость окускования повышается примерно в полтора раза; 3) полученные из выщелоченных концентратов агломерат и окатыши (после дополнительного измельчения концентрата) обладают удовлетворительной прочностью, но в восстановительной атмосфере доменной печи разрушаются, образуется много мелочи, ухудшается газопроницаемость столба шихты; 4) расход кокса на доменную плавку безванадиевого окускованного концентрата при этом повышается, а производительность печи снижается; 5) наличие в окускованном безванадиевом концентрате остаточного содержания щелочей ухудшает службу футеровки печи (разъедание в нижних горизонтах, образование настылей в верхних горизонтах).

Для улучшения металлургических качеств агломерата из выщелоченных концентратов необходимы дальнейшие экспериментальные работы (в лабораторных и полупромышленных условиях) по совершенствованию технологии гидрометаллургического извлечения ванадия со снижением остаточного содержания щелочей, повышением температур и времени обжига и более низкое содержание  $\text{SiO}_2$  и  $\text{CaO}$  в исходном концентрате.

Гидрометаллургическое извлечение ванадия производится из порошкообразного или окомкованного концентрата до доменной плавки. Полученный после выщелачивания продукт является железорудным сырьем для выплавки обычного чугуна, хотя некоторое остаточное количество ванадия в чугуне присутствует.

Повышенное содержание в концентрате кремнезема (свыше 1—2%) приводит к укрупнению (спеканию) частиц концентрата во время окислительного обжига с щелочными добавками. Изготовление окатышей из такого концентрата становится невозможным, а расход щелочных добавок резко возрастает.

При повышенном содержании в концентрате окиси кальция (свыше 0,8—1%) и применении для извлечения ванадия сульфата натрия образуется нерастворимый в воде сульфат кальция (гипс), загрязняющий доменную шихту, и ванадаты кальция, плохо растворимые при водном выщелачивании.

ЦНИИЧМ в своем заключении разделяет выводы института «Гипросталь» о нецелесообразности промышленного внедрения гидрометаллургического извлечения ванадия по технологической схеме, предложенной «Уралмеханобром».

В обоснование приводятся следующие доводы: а) необходимость переработки большого количества ванадийсодержащих материалов на тонну готовой пятиокиси ванадия; б) большой удельный расход реагентов и топлива; в) высокое остаточное содержание окиси натрия в концентрате после выщелачивания пятиокиси ванадия; г) нетехнологичность процесса и сложность его аппаратурного оформления.

Финскую технологическую схему гидрометаллургического извлечения пятиокиси ванадия из окатышей ЦНИИЧМ считает более совершенной, чем схему, предложенную «Уралмеханобром», хотя исходный финский концентрат имеет более благоприятный состав компонентов:

Концентрат	Содержание в концентрате, %			
	Fe	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO
Финский . . . . .	66,0	1,0	1,02	—
Качканарский . . . . .	63,0	0,48—0,60	4,0	1,7

Повышенное содержание в качканарском концентрате кремнезема и окиси кальция не позволяет применить к нему финскую схему гидрометаллургического извлечения пятиокиси ванадия.

Финская схема гидрометаллургического извлечения V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> включает: окомкование смеси концентрата с 2—3% сульфата натрия, окислительный обжиг окатышей в шахтных печах до 1300° и обработку окатышей водой с целью перевода V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в раствор.

ЦНИИЧМ заключает, что извлечение пятиокиси ванадия из качканарских концентратов надо вести по пирометаллургической схеме и предлагает конкретные мероприятия для дальнейшего ее усовершенствования.

Пирометаллургический способ извлечения пятиокиси ванадия технологически отработан, проверен многолетним производственным опытом. При этом достигается высокая рентабельность производства чугуна, стали, проката и ванадиевых продуктов.

Поэтому пирометаллургическая схема принята в проектах первой очереди Качканарского комбината в конверторном цехе № 1 НТМК и в новых цехах Чусовского завода.

Вместе с тем на Качканарском комбинате, как уже говорилось, предусмотрена постройка опытно-промышленной установки для дальнейшей отработки в промышленных условиях и усовершенствования гидрометаллургического извлечения пятиокиси ванадия. При положительных результатах эта схема сможет быть использована при сооружении второй очереди Качканарского комбината.

## 2. ВАНДИЕВОЕ ПРОИЗВОДСТВО НТМК

Проектная пирометаллургическая технология ванадиевого производства НТМК, разработанная институтом «Гипросталь» в 1962 г., предусматривает извлечение ванадия из шлаков кислородно-конверторного цеха № 1.

Из этого шлака намечено получать следующие товарные ванадиевые продукты: 40- и 80%-ный феррованадий, пятиокись ванадия разной степени чистоты — техническую (83% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>), «технически чистую» (98% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) и «чистую» (99—99,4% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>).

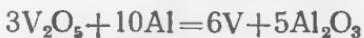
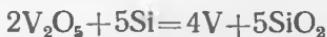
Содержание ванадия и примесей в феррованадии определяется следующими данными [52]:

Феррованадий	Марка	ванадий, не менее	Химический состав, %									
			C	P	S	Mn	Ni	Al	Si	As		
			не более									
40%-ный	ГОСТ 4760—49	Вд 1	35	0,75	0,10	0,10	—	—	1,0	2,0	—	0,05
		Вд 2	35	0,75	0,20	0,10	—	—	1,5	3,0	—	0,05
		Вд 3	35	1,00	0,25	0,15	—	—	2,0	3,5	—	0,05
80%-ный	0	75—80	0,15	0,12	0,12	0,6	0,1	2,5	2,62	0,1	0,05	
	1	75—80	0,10	0,07	0,07	0,4	0,1	2,0	2,00	0,1	0,05	

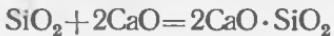
40%-ный феррованадий выплавляется в электродуговых печах. 80%-ный феррованадий — алюминотермическим способом в разъемных чугунных тиглях, отфутерованных магнезитовым кирпичом.

Для выплавки 40%-ного феррованадия используются следующие компоненты: гранулированная V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> рядового качества; 75%-ный ферросилиций (восстановитель); металлоотсев; известь; гранулированный алюминий вторичный (восстановитель).

Восстановление ванадия происходит по экзотермическим реакциям:



Известь вводится для связывания кремнезема:



Перед разливкой феррованадий вакуумируется.

Для производства 80%-ного феррованадия используются следующие компоненты: гранулированная V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> техническая, повышенной чистоты по фосфору и сере; алюминиевая крупка первичная (восстановитель); железная обрезь; магнезитовый порошок для разжижения шлака.

На производство пятиокиси ванадия проектом предусмотрен следующий расход основных материалов, в тоннах на 1 т пятиокиси:

Наименование основных материалов	Пятиокись ванадия			
	техническая (83% V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )		техниче- ски чи- стая (98% V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	чистая (99,0— 99,4% V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )
	рядового качества <sup>1</sup>	повышен- ной чисто- ты по со- держанию <sup>2</sup>		
Шлак конверторный (13,5% V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> ; 13,05% ме- тalloотсев) . . . . .	8,26	8,40	8,49	8,50
Сильвинит молотый (ТУ МХП 1814-48) . . . . .	0,75	0,76	0,765	0,765
Сода кальцинированная (ГОСТ 5100—49) . . . . .	1,42	1,42	—	—
Хлористый аммоний (ГОСТ 2210—51) . . . . .	—	—	4,62	4,65
27,5% соляная кислота (ТУБУ 33-53) . . . . .	—	—	1,62	1,62
75% серная кислота (ГОСТ 2184—59) . . . . .	1,62	1,62	—	—

Примечания: 1. Производится из смешанных растворов.  
2. Производится из щелочных растворов.

На производство феррованадия по проекту предусмотрен следующий расход основных материалов в тоннах на 1 т феррованадия:

Наименование основных материалов	Феррованадий	
	40%-ный	80%-ный
Техническая пятиокись ванадия рядового ка- чества (P < 0,07; S < 0,07) . . . . .	0,72	—
Техническая пятиокись ванадия повышенной чистоты (P < 0,02; S < 0,03) . . . . .	—	1,45
Ферросилиций 75%-ный . . . . .	0,375	—
Алюминий вторичный гранулированный марки Аг-2Ф (ГОСТ 295-47) . . . . .	0,086	—
Алюминиевая крупка первичная . . . . .	—	0,745
Известь (CaO + MgO > 90%; SiO <sub>2</sub> < 2%) . . . . .	1,28	—
Металлоотсев — отход при сепарации шлака . . . . .	0,38	—
Малоуглеродистая железная обрезь (чистая от примесей (P, S, Mn, Cr) . . . . .	—	0,12

Технологическая схема производства предусматривает следующие основные операции. Конверторный шлак, поступающий из конверторного цеха № 1, подвергается трехстадийному дроблению (одна щековая и две конусные дробилки); после каждой стадии дробления производится магнитная сепарация — удаление из шлака металлических корольков и скрапа. После сепарации шлак подвергают в шаровых мельницах тонкому измельчению (200 меш). Измельченный шлак смешивается с молотым сильвинитом в количестве 9% от веса шлака. Эта смесь подвергается окислительному обжигу (800—950°, 2—2,5 часа) в противоточных газовых (коксовый газ) барабанных вращающихся печах диаметром 2,5—3,0 м длиной 42 м. Во время обжига окислы ванадия переходят в водорастворимую форму. Затем производят выщелачивание пятиокиси ванадия (две стадии водного, четыре стадии кислотного выщелачивания). Растворы поступают в химцах на осаждение. Получаемая ванадиевая паста плавится и гранулируется.

Гранулированная пятиокись ванадия используется как товарная продукция и частично для изготовления феррованадия.

Из щелочных (водных) растворов получают пасту для производства технической пятиокиси ванадия повышенной чистоты, идущей на изготовление 80%-ного феррованадия. Из смешанных растворов (водных и кислотных) получают пасту для производства рядовой пятиокиси ванадия, идущей на изготовление 40%-ного феррованадия.

На НТМК предусмотрено построить следующий комплекс цехов ванадиевого производства: 1) цех подготовки сырья с двумя отделениями — склад шлака и отделение помола шлака и щелочных, хлористых добавок (сильвинита); 2) цех обжига и выщелачивания с двумя отделениями — обжига пылевидной шихты и многостадийного выщелачивания пятиокиси ванадия; 3) химический цех с четырьмя отделениями: осаждения пятиокиси ванадия из водных и кислотных растворов; плавки и грануляции; чистой пятиокиси ванадия; доосаждения пятиокиси ванадия, в которое поступают на доизвлечение все растворы перед их сбросом в канализацию; 4) цех электрометаллургический, ферросплавный с двумя пролетами — шихтовым и плавильным, где расположен и склад готовой продукции; 5) вспомогательные службы.

Комплекс цехов ванадиевого производства по проекту предусмотрено построить в две очереди. Первая очередь даст

около 60% ванадиевых продуктов, получаемых из качканарских концентратов.

Цехи ванадиевого производства на НТМК будут оснащены передовой техникой. Там намечено установить современное мощное дробильное оборудование, способное принять глыбы шлака размером до 1000 мм, что исключит разбивку их шаром. Помол шлака будет производиться под разрежением с воздушной сепарацией пыли. Предусмотрен пневмотранспорт сыпучих — пылевидных материалов (измельченный пылевидный шлак и сильвинит из первого во второй цех; измельченные сода и хлористый аммоний из первого в третий цех). Обжиг шихты будет производиться во вращающихся барабанных противоточных печах, а многостадийное выщелачивание пятиокиси ванадия — в закрытых аппаратах.

В химцехе предусмотрено внедрение передовой технологии: непрерывного гидролиза растворов окислов ванадия, совмещенного с осаждением и сгущением пульпы выпавшей пятиокиси ванадия; промывки горячей водой сырой пятиокиси ванадия с повторной фильтрацией на вакуум-фильтре; радиальных отстойников и закрытых автоматических фильтров-прессов, работающих по программному управлению, для осветления верхних сливов; закрытых систем подачи сырой пятиокиси ванадия в плавильные печи насосами высокого давления; доосаждение (улавливание) пятиокиси ванадия из сливных вод, что повышает (почти на 3%) степень извлечения пятиокиси ванадия из шлака в 40%-ный феррованадий и способствует обезвреживанию сливных вод; непрерывной схемы с закрытыми реакторами и автоматическими фильтр-прессами при доосаждении пятиокиси ванадия.

В ферросплавном цехе будет применен алюминотермический, внепечной способ выплавки высококачественного сплава — 80%-ного феррованадия (для легирования быстрорежущих и других сталей) в закрытых камерах, снабженных системой газоочистки.

Предусмотренные по проекту санитарно-технические мероприятия, механизация и автоматизация основных технологических процессов, эффективная очистка дымовых газов от промышленных печей (с одновременным улавливанием уноса  $V_2O_5$ ) и с полной нейтрализацией известью хлора, выделяющегося из сильвинита и хлористого аммония — создадут благоприятные условия труда.

Все трубопроводы и аппаратура в цехе будут иметь защитные противокоррозионные покрытия из винипласта, фа-

лита, покрытия лаком, красками, гуммированием (оклейка резиной).

Система газоочистки обеспечит содержание вредных примесей в газах, выбрасываемых в атмосферу, более низкое, чем это установлено по действующим санитарным нормам.

По проекту предусмотрены следующие технологические показатели ванадиевого производства на НТМК:

Наименование показателя	Наименование продукции				
	пятиокись ванадия			феррованадий	
	техническая	технически чистая	чистая	40%-ный	80%-ный
Суммарный расход конверторного шлака на 1 т продукции, м/м . . .	8,33	8,49	8,50	5,95	12,17
Степень извлечения ванадия из шлака в готовую продукцию, % . . . .	88,0	87,1	86,95	86,44 89,40 <sup>1</sup>	87
Пересчет 1 т продукции на 100%-ную пятиокись ванадия, м . . . .	0,835	0,983	0,994	0,715	1,421

<sup>1</sup> С учетом возврата V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> после доосаждения.

### Экономические показатели ванадиевого производства

На себестоимость ванадиевых продуктов по проекту отнесено:

- 47,7% себестоимости качканарского концентрата;
- 89% всех эксплуатационных затрат по кислородно-конверторному цеху № 1 (по деванадации чугуна).

На капитальные затраты по ванадиевому производству отнесено:

- полная сумма затрат на сооружение цехов ванадиевого производства;
- 47,7% затрат на промстроительство Качканарских горнообогатительных комбинатов (без затрат на окускование концентрата);
- 89,0% капитальных затрат на сооружение кислородно-конверторного цеха № 1.

С учетом этих относок ванадиевая продукция дает комби-

нату годовую прибыль в размере 180%, что позволит окупить все капитальные затраты за 2,6 года.

Остальная часть капитальных затрат окупается прибылью от металлургического производства — чугуна, стали, проката.

Даже после значительного снижения отпускных цен на ванадиевые продукты комбинат будет иметь годовую прибыль от ванадиевого производства в размере 70%. По металлургическому производству (чугун, сталь, прокат) прибыль комбината по проекту исчислена в размере 85%.

Ванадиевые цехи НТМК имеют (по проекту) более высокие экономические показатели, чем ванадиевые цехи Чусовского завода (при реконструкции и расширении): удельные капитальные затраты на 44,9% ниже; производительность труда — на 55,5% выше; себестоимость феррованадия на 33,8% ниже.

### 3. ИЗВЛЕЧЕНИЕ ВАНАДИЯ ИЗ ФОСФОРИСТЫХ ЧУГУНОВ

В СССР имеются богатейшие месторождения фосфористых железных руд (Керченское, Лисаковское, Аятское и др.) с низким содержанием ванадия. Представляет практический интерес разработка рациональной схемы металлургического передела чугунов из этих руд с комплексным использованием всех содержащихся в них ценных компонентов — железа, ванадия, фосфора и других с получением высококачественных продуктов передела: 1) стали с низким содержанием фосфора и азота, не уступающей по качеству мартеновской; 2) ванадиевых шлаков или концентратов из них, не уступающих по качеству шлакам, получаемым при переделе более богатых ванадием титаномагнетитовых руд; 3) фосфатных шлаков с высокой концентрацией фосфора, около 25%  $P_2O_5$  — высококачественных сельскохозяйственных удобрений.

Принципиальная схема технологии металлургического передела керченских фосфористых чугунов разработана и предложена институтом металлургии им. А. А. Байкова. Она предусматривает [45], [46]:

1. Содержание фосфора в используемом для передела чугуне должно быть возможно более высоким; чугун выплавлять только на керченском агломерате без добавки (как это делается в настоящее время на заводе «Азовсталь») криворожских низкофосфористых, но богатых по содержанию железа руд, в которых ванадий не присутствует. При таком изменении шихтовки чугун будет содержать около 0,1%

ванадия, 2,0—2,3% фосфора (вместо 1,4—1,6% в настоящее время) и до 2,5% марганца.

2. Первый этап передела чугуна предлагается низкотемпературный путем продувки воздухом в глуходонном конверторе через водоохлаждаемую форму сверху без добавки твердых окислителей. При низкотемпературной (до 1400°) продувке окисляются и переходят в шлак почти полностью кремний и ванадий, а также значительная часть марганца. С увеличением исходного содержания в чугуне марганца возрастает (до 50%) десульфурация металла. Окисление фосфора и углерода почти не происходит. Получаемый полу-продукт содержит 3,0—3,5% С и 1,8—1,9% Р. При таком способе появляется возможность химического обогащения шлака с получением концентратов, содержащих в 3—6 раз больше окислов ванадия, чем в исходном шлаке.

3. Химическое обогащение шлака осуществляется путем обработки его разбавленными горячими растворами соляной кислоты. При этом происходит выщелачивание силикофосфатов, а ванадий, входящий в состав ванадиевого шпинелида, не растворяется в растворе соляной кислоты и остается в осадке. Состав шлака и получаемого из него концентрата следующий:

	Содержание компонентов, %								
	SiO <sub>2</sub>	FeO <sub>3</sub>	FeO	MnO	CaO	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
Шлак после 1-й воздушной продувки . . . .	14,12	4,06	11,24	49,20	1,20	2,01	13,31	0,62	3,82
Обогащенный ванадием шлаковый концентрат . . . .	7,86	2,47	27,50	23,75	1,35	1,22	1,26	5,87	19,0

Извлечение ванадия из шлака в концентрат составляло при опытных работах 80%.

Обогащение шлака позволяет повысить почти в пять раз содержание окислов ванадия в концентрате. По содержанию окислов ванадия концентрат примерно равен чусовокому шлаку, хотя в керченском чугуне содержание ванадия в 5—5½ раза меньше, чем в чусовском чугуне (0,1 вместо 0,5—0,55% V).

4. Вторым этапом металлургического передела чугуна является высокотемпературная продувка полупродукта в дру-

том конверторе с подачей кислорода сверху через водоохлаждаемую форму и с использованием твердых добавок в конвертор (охладителей и окислителей) — известки, руды, скрата. Вследствие малого содержания в полупродукте примесей — кремния, марганца, фосфатшлаки имеют высокую концентрацию фосфорного ангидрида. Сталь будет иметь низкое содержание азота (не более 0,005%) и фосфора (0,02—0,03%).

Продувка полупродукта на высокоуглеродистый металл типа рельсового либо с иным содержанием углерода, по данным Института metallurgии имени А. А. Байкова, вполне возможна при добавке к кислороду природного газа с целью затормаживания реакции обезуглероживания. Добавка к кислороду природного газа позволит получать низкофосфористую и низкоазотную сталь с любым заданным содержанием углерода.

Описанная технологическая схема передела керченских чугунов проверена в конверторе Ново-Тульского metallургического завода. Опытные продувки подтвердили, что при содержании в чугуне до 2,5% марганца полупродукт, используемый для дальнейшего передела на сталь, имеет не более 0,5—0,7% марганца. Высокое содержание марганца при первой продувке благоприятно сказывается на десульфации металла.

Институт metallurgии имени А. А. Байкова полагает, что разработанная им схема двухстадийной продувки керченских чугунов будет весьма эффективной: технико-экономические показатели сталеплавильного передела на полупродукте выше, чем на чугуне; стойкость футеровки конверторов при работе на обескремненном полупродукте повысится; продолжительность продувки на полупродукте будет ниже, чем на чугуне; сокращение продолжительности продувки повысит производительность конверторов, снизит расход оgneупорных материалов и расходы по переделу.

Несколько иная технология metallургической переработки предложена Академией наук Казахской ССР для лисаковских и аятских чугунов [15]. В лабораторных условиях после продувки кислородом соответствующих по составу синтетических чугунов получены шлаки следующего состава, %:

Продувки чугуна	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	FeO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Лисаковского . . . . .	2,5—3,5	25—30	18—25	1,5—8,0
Аятского . . . . .	1,7—2,5	30—35	21—22	9—12

Так как химическая переработка таких шлаков с очень низким содержанием пятиокиси ванадия невыгодна, предложено проводить концентрационную восстановительную плавку этих шлаков (в низкошахтной печи) с получением обогащенного ванадием, марганцем и фосфором сплава (чугуна) примерно следующего расчетного состава, %:

V	Mn	P	Si	C	Fe
2,8	25,7	10,0	0,5	2,5	остальное

Этот сплав подвергался продувке (воздухом или кислородом с подачей твердых охладителей). Шлак сливался при остаточном содержании в металле: марганца 0,5—0,6% и ванадия 0,02—0,04%. Шлак содержал 44—56% MnO и 6—25,8% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Путем хлорирующего обжига и выщелачивания из шлака извлекается пятиокись ванадия и пятиокись фосфора, а окись марганца и железа используется для выплавки 80%-ного ферромарганца.

По расчетам Академии наук Казахской ССР, из каждой тысячи тонн аятского чугуна можно получить, кроме стали и фосфатшлака, около 1,7 т 40%-ного феррованадия и 10,0 т 80%-ного ферромарганца.

Окончательная технология обогащения и металлургической переработки лисаковских и аятских руд еще не разработана. Однако проведенные лабораторные опытные работы дают обнадеживающую основу для экономичного извлечения из этих руд ванадия, марганца, фосфора (фосфатшлаки и феррофосфор) и получения качественной стали.

## *Гла́ва VIII*

### **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ КАЧКАНАРСКИХ РУД**

В предыдущей главе говорилось, что дальнейшее совершенствование схемы извлечения ванадия и всей технологии производства Качканарского горнообогатительного комбината является одним из важнейших резервов.

Немалым резервом следует также считать повышение комплексности использования всех ценных и полезных компонентов, содержащихся в руде, и вмещающих ее горных пород.

Качканарская руда содержит около 16% железа и ванадий. Следовательно, свыше 80% добываемой руды, а также вся горная масса вскрыши идут в отходы, транспортируются в отвалы. Эти отходы будут составлять десятки миллионов тонн в год. Они содержат примерно 90% ценных скальных пород (пироксениты, габбро) с коэффициентом крепости 10 (по шкале проф. Протодьяконова), с сопротивлением сжатию более  $1000 \text{ кг}/\text{см}^2$ , высокой морозостойкостью и химической стойкостью, с удельным весом  $3,2-3,4 \text{ т}/\text{м}^3$ . Из этих «отходов» можно получать ежегодно десятки миллионов тонн высококачественных строительных материалов для жилищного, промышленного, автодорожного и железнодорожного строительства и гидротехнических сооружений.

Эти десятки миллионов тонн строительных материалов, попутно получаемых в качестве отходов в процессе добычи и обогащения железо-ванадиевой руды, будут состоять из следующих примерно материалов, в % (см. табл. на стр. 209). По предварительным данным намечается следующее применение этих строительных материалов (см. таблицу на стр. 210).

Наименование материала	На каком этапе получается строительный материал			Всего
	из вскрыши	из отходов сухой магнитной сепарации	из отходов мокрой магнитной сепарации	
Бутовый камень . . . . .	12,6	—	—	12,6
Фракционированная щебенка (25—12 мм; 12—6 мм и более крупная) . . . . .	4,2	12,2	—	16,4
Каменный песок (5—0 мм) . . . . .	4,2	—	26,8	31,0
Каменная мука (0,2—0, . . mm)	—	—	40,0	40,0
Всего . . . . .	21,0	12,2	66,8	100,0

Отходы от сухой магнитной сепарации представляют собой мелкодробленый, рассортированный по фракциям материал, то есть вполне готовую товарную продукцию — фракционированную щебенку, которая отвечает всем требованиям и может направляться потребителям без дополнительной переработки. С обогатительной фабрики эти отходы отправляются ленточными транспортерами в отвал. Для отгрузки их в железнодорожных вагонах потребителям требуется только построить погрузочную бункерную эстакаду и подъездные пути.

По сути дела, готовой продукцией также являются и отходы от мокрой магнитной сепарации (каменный песок и каменная мука), но для их отгрузки потребителям надо, помимо эстакады и подъездных путей, запроектировать еще устройства для отбора влаги — подсушки этих отходов.

Для использования скальных отходов вскрыши и безрудных окон потребуется построить дробильно-сортировочный завод с ленточными транспортерами, погрузочной бункерной эстакадой и подъездными путями. И все же даже в этом случае удельные капитальные вложения и себестоимость строительных материалов будут много меньше, чем на запроектированных и строящихся специализированных буто-щебеночных карьерауправлениях по производству строительных материалов.

Что же касается строительных материалов, которые предусматривается получать из отходов сухой и мокрой магнит-

Наименование строительных материалов			
бутовый камень	фракционированная щебенка	каменный песок	каменная мука
Области применения материалов			
1. На сооружение плотин Качканарских и других водохранилищ	1. На изготовление высококачественного бетона и сборного железобетона	1. На изготовление высококачественного бетона, сборного железобетона и монолитного бетона	1. На изготовление ячеистого и мелкозернистого бетона автоклавного твердения
2. На создание оградительных дамб шламохранилищ	2. Более крупные фракции — на изготовление монолитного бетона и подготовку под асфальтовое покрытие дорог	2. В качестве наполнителя в бетонах и растворах, затворяемых на жидком стекле	3. В гидротехнических и монолитных бетонах
3. На строительство дорог	3. На балластировку железнодорожных путей	4. На изготовление магнезиального портланд-цемента	4. В производстве прессованных и пресспрокатных силикатных и бетонных изделий
4. В качестве добавки («изюм») в монолитный бетон		5. В керамической промышленности и для каменноногого литья	6. В керамической промышленности и для каменноногого литья
		7. На изготовление дорожных бетонных плит	

ной сепарации, то капитальные затраты и себестоимость материалов будут в десятки раз меньше по сравнению со специализированными буто-щебеночными карьераоуправлениями. Отпускные цены на строительные материалы можно будет значительно снизить.

Общее количество строительных материалов, которые сможет давать Качканарский комбинат при полном развитии,

превышает нынешнюю потребность Среднего Урала. Не подлежит, однако, сомнению, что эти высококачественные материалы найдут широкий сбыт в Сибири, Казахстане и других районах страны. Для их перевозки в восточные районы применяется удешевленный железнодорожный тариф. Глинистые наносы вскрыши будут использованы при строительстве плотин водохранилищ и шламовых отстойников.

По предварительным расчетам, использование отходов скальных пород для производства строительных материалов снизит себестоимость железо-ванадиевой руды на 30%, а себестоимость концентрата — на 12—18% (резко сократятся расходы на содержание шламовых отстойников-прудов и транспортировку отходов обогащения).

Учитывая объем добычи руды и производства концентрата, годовая экономия от использования отходов для производства строительных материалов может составить крупную сумму. Производство бутового камня, щебня и песка на Урале ведет множество мелких предприятий. В 1961 г. таких предприятий было в областях Урала:

Область	Свердлов-ская	Челябин-ская	Башкирская АССР	Оренбург-ская	Курганская	Тюменская	Пермская	Удмуртская АССР	Всего по Уралу
Количество предприятий . . .	115	135	156	116	20	14	62	11	629

Себестоимость щебня на этих специализированных предприятиях очень высокая, в несколько раз выше себестоимости щебня их отходов горнорудных предприятий. С увеличением мощности предприятия себестоимость щебня снижается:

Мощность предприятия — годовой выпуск щебня, тыс. м <sup>3</sup>	100—200	200—400	400—600	Щебень из отходов горнорудных предприятий
Себестоимость 1 м <sup>3</sup> щебня, руб.	3,15	2,50	2,10	Около 0,50

Такие же закономерности по бутовому камню и песку.

Правда, Свердловская область и в настоящее время вывозит примерно 30% производимого щебня и гравия в другие районы Урала и за его пределы: в Кomi АССР, Чувашскую АССР, Омскую и другие области. Но себестоимость этого щебня высокая, так как его производят мелкие буто-щебеночные карьеры.

Использование отходов сухой (в первую очередь) и мокрой сепарации при обогащении качканарских руд может заменить продукцию сотен мелких буто-щебеночных карьеров и ежегодно давать многомиллионную экономию.

Представляется целесообразным запроектировать на Качканарском комбинате комплекс предприятий по использованию отходов основного производства и изготовлению из них строительных материалов.

По подсчетам института «Уралгипроруда», себестоимость 1 т товарного щебня из отходов Качканарского комбината составят 0,502 руб. при действующей отпускной цене 1,21 руб. за 1 т. Таким образом, рентабельность по щебню будет 141%. В процессе строительства комбината использовался бутовый камень и частично щебень со вскрышных работ. Это дало экономию около 1,5 млн. рублей, так как по проекту бутовый камень намечалось получать со специализированного буто-щебеночного карьера.

## Глава IX

### ПРИМЕНЕНИЕ ВАНАДИЯ

#### 1. ВАНАДИЙ — ВАЖНЫЙ ФАКТОР УСКОРЕНИЯ СОЗДАНИЯ МАТЕРИАЛЬНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ БАЗЫ КОММУНИЗМА

Металл, названный ванадием шведскими учеными в тридцатых годах прошлого века в честь легендарной северной богини красоты Ванадис, в последние годы приобретает во многих странах все большее значение. Все шире он применяется в металлургии, машиностроении, химии, сельском хозяйстве. Причиной этого являются замечательные свойства ванадия.

В нашей стране создается крупное ванадиевое производство, призванное сыграть выдающуюся роль в ускорении технического прогресса.

«Успешное осуществление Программы строительства коммунистического общества в нашей стране,— говорил Н. С. Хрущев на ноябрьском (1962 г.) Пленуме ЦК КПСС,— возможно лишь при максимальном ускорении технического прогресса, широком использовании в народном хозяйстве новейших достижений науки и техники... Отдавая должное успехам в техническом прогрессе, мы обязаны сосредоточить внимание партии на вопросах более полного использования в народном хозяйстве достижений науки и техники».

Благодаря огромным масштабам добычи и обогащения руды, на Качканарском горнообогатительном комбинате создаются все условия для получения в большом количестве рудного сырья для производства ванадия — этого замечательного металла.

Себестоимость ванадия при полном развитии Качканарского комбината будет много ниже действующих в настоящее

время отпускных цен. Это позволяет уже с 1965 г. значительно снизить действующие отпускные цены на ванадиевые продукты.

Снижение отпускных цен на ванадий в свою очередь, повысит его применение во многих отраслях народного хозяйства и в первую очередь для легирования сталей. Ванадий успешно заменит дефицитные в нашей стране легирующие элементы, как, например, молибден, никель и вольфрам. Ванадий станет дешевле этих легирующих элементов. Расширится гамма легированных ванадием конструкционных и инструментальных сталей и их широкое, рентабельное применение во всех отраслях народного хозяйства. Потребность в ванадии будет неуклонно расти.

В начале этого столетия применение ванадия ограничивалось использованием его окислов, солей и производных в следующих отраслях: химической промышленности — главным образом, в качестве катализаторов при производстве серной кислоты контактным способом и в производствах органического синтеза; сельском хозяйстве — для производства ядохимикатов и в качестве катализаторов почвенных процессов; медицине — для изготовления антисептических, дезинфицирующих средств, лекарственных препаратов; текстильной, кожевенной и резиновой промышленности — для изготовления красителей, проправ, фиксаторов, для окраски кож и тканей в черный цвет, добавок к резине и в состав каучука; анилиновой и лакокрасочной промышленности — для изготовления анилина, лаков, синкавитов, литографических красок, ускорителей сушки линолеума; керамической и стекольной — при изготовлении глазурей для покрытия фарфоровых и гончарных изделий, для окраски стекла в зеленый, голубой и др. цвета; фотографии и кинематографии — для изготовления красителей и проявителей.

Применение ванадиевых продуктов в этих отраслях народного хозяйства продолжает все время расти, но в настоящее время на все эти нужды расходуется только 7—10% ванадия; на первое место вышли черная и цветная металлургия, которые расходуют 90—93% выплавляемого ванадия, главным образом, в виде феррованадия.

Среднее потребление 40%-ного феррованадия во время войны (в 1944 г.) в США составляло около 75 г на тонну выплавленной стали, а в Германии 230 г, то есть в три раза больше, чем в США. Это объясняется тем, что в Германии

феррованадий заменял и такие легирующие элементы, как молибден, вольфрам.

Производство ванадия в капиталистических странах определяется следующими данными [47]:

Страны	Производство в тоннах по годам							
	1949	1950	1951	1952	1953	1954	1955	1956
Всего . . . .	2200	2815	3866	4382	5300	5337,3	5118,3	9134
В том числе США	1448	2084	2801	3265	4211	4472	4521	9060

Если принять за 100% весь расход ванадия в США за 1956 г., то расход по отраслям будет [4]: черная металлургия — 79,5%; цветная металлургия — 13,2%; на изготовление химикатов, красителей и проч. — 7,3%. В черной металлургии США ванадий в 1956 г. расходовался на легирование: конструкционных сталей — 60,0%; быстрорежущих сталей — 24,0%; чугуна — 1,5% и на изготовление сплавов на нежелезной основе — 14,5%.

По проектным расчетам института «Гипросталь» (1963 г.), потребление ванадия в нашей стране, отнесенное на 1 т выплавленной стали, неуклонно будет расти. Годовой расход ванадия в СССР в ближайшем будущем увеличится во много раз. По-видимому, Качканарский комбинат сможет покрыть растущую потребность страны в ванадиевом сырье. И притом — по наиболее низкой себестоимости.

Ванадий все больше будут применять для легирования стали и чугуна, возрастет также производство ковкого чистого ванадия, титано-ванадиевых и других сплавов.

В последние годы во многих странах резко увеличился расход ванадия, в особенности на изготовление сплавов на нежелезной основе. Зарубежные исследователи [1] считают весьма перспективным применение в новейшей технике ковкого чистого (нелегированного) ванадия, теплопрочных и антикоррозийных сплавов на его основе.

До последнего времени потребность нашей страны в ванадии для легирования стали и чугуна удовлетворялась не более, чем на 30%, в особо чистых ванадиевых продуктах для изготовления пластичного (ковкого) металлического ванадия и сплавов — не более чем на 10%.

Вследствие такого положения применение ванадия ограничивалось.

Пуск Качканарского комбината позволит полнее удовлетворить потребности, значительно расширить легирование ванадием стали и чугуна, внедрить в производство пластичный ванадий, теплопрочные и антикоррозийные сплавы и ряд новых сплавов. Различные отрасли народного хозяйства смогут широко применять ванадиевые сплавы.

Современное производство легированных ванадием сталей в СССР невелико. Ванадий (в виде пятиокиси и феррованадия) до последнего времени выпускал в небольшом количестве только Чусовской завод. Причем низкий технический уровень производства обусловил высокие отпускные цены на ванадиевые продукты. Потребители в силу этого вынуждены были применять стали, легированные другими элементами (молибденом, вольфрамом, никелем, хромом).

Сейчас положение коренным образом меняется. Эксплуатация Качканарского месторождения создает надежную, на многие десятки лет, рудную базу, которая позволяет увеличить производство чугуна, стали, проката и ванадия на Среднем Урале, в частности, на Нижне-Тагильском металлургическом комбинате.

Освоение в течение ближайших лет проектной мощности Качканарского горнообогатительного комбината и проектной мощности кислородно-конверторных цехов НТМК даст возможность во много раз увеличить в нашей стране производство ванадия, снизив в два-три раза его себестоимость. А это позволит резко увеличить выпуск низколегированных, легированных и высоколегированных ванадием конструкционных и инструментальных сталей и сплавов. Будет значительно повышенено качество металлопродукции, а вес машин и сооружений и расходы на их монтаж, перевозку снизятся в среднем на 30% при одновременном повышении их долговечности.

Трудно переоценить значение качканарского ванадия для технического прогресса, для ускорения создания материально-технической базы коммунизма.

## 2. СВОЙСТВА ВАНАДИЯ

Ванадий — элемент V группы периодической системы Д. И. Менделеева; его порядковый номер 23. Слева от него находятся алюминий, кремний, титан, цирконий, являющиеся сильными раскислителями. Справа от него находятся хром, молибден, вольфрам, являющиеся сильными карбидообра-

зующими элементами. За ними следуют легирующие элементы: марганец, никель, кобальт, медь. Ванадий соединяет в себе все эти качества. Он одновременно является раскислителем, карбидообразующим и легирующим элементом. Этим определяется важность присадки ванадия при производстве специальных сталей и сплавов.

Чистый нелегированный ванадий представляет собой мелкокристаллический металл серебристо-серого цвета. При обычной комнатной температуре он не окисляется кислородом воздуха, не тускнеет.

Свойства чистого, нелегированного ванадия следующие [1], [4], [48]:

1. Атомный вес 50,95; удельный вес при 20° 6,14 г/см<sup>3</sup>.
2. Температура плавления 1900±25°; температура кипения 3350°; теплопроводность и величина коэффициента линейного расширения — низкие; удельная теплоемкость (20—100°) — 0,120 кал/г·град.
3. Высокое электросопротивление (24,8÷26,0 мком·см при 20°).
4. Высокая химическая активность.

5. Высокая прочность и пластичность, механические свойства ванадия весьма сильно зависят от степени его чистоты, от содержания водорода, углерода, кислорода и азота, которые с трудом удаляются из ванадия, придают металлу хрупкость, нековкость и поэтому считаются наиболее вредными. Пластичный ванадий должен содержать кислорода и азота (в сумме) менее 0,20 весовых %. Так же как у титана и циркония твердость ванадия может служить мерилом для оценки степени его чистоты. Твердость нелегированного ванадия путем холодной обработки можно увеличить почти вдвое.

6. При нагреве ванадий образует с кислородом окислы VO, V<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, VO<sub>2</sub>, V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, которые обладают следующими свойствами:

Химическая формула окисла	Цвет	Удельный вес	Температура плавления	Характер окисла
VO	Серый	5,23—5,76	Не установлена	} Основной
V <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Черный	4,84	2000	
VO <sub>2</sub>	Темно-синий	4,26	1967	
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Красно-желтый	3,32	675	

Известны и другие окислы ванадия:  $V_2O_2$ ,  $V_3O_5$ ,  $V_4O_7$ ,  $V_5O_9$ ,  $V_6O_{11}$ ,  $V_7O_{13}$ ,  $V_8O_{15}$ ,  $V_6O_{13}$ ,  $V_2O_4$ .

Предельная растворимость кислорода в ванадии до 1%.

Из всех окислов ванадия наиболее богатой кислородом является пятиокись —  $V_2O_5$ , имеющая температуру плавления около  $675^\circ$ , что создает значительные трудности для использования ванадия (и его сплавов) при повышенных температурах: при  $700^\circ$  с его поверхности будет стекать расплавленная  $V_2O_5$ . Для устранения этого отрицательного свойства имеются два пути: а) повышение температуры плавления пленки окислов, образующейся на поверхности изделия путем легирования ванадия (или его сплава) титаном, кремнием, марганцем, хромом, железом, которые повышают температуру плавления образующегося сплава, но зато резко снижают его ковкость; только сплавы ванадий — титан (при любом составе) сохраняют ковкость; б) создание защитного покрытия — слоя никеля, хрома или марганца на поверхности изделия из ванадия (или его сплава). Слой такого защитного покрытия толщиной от 0,1 до 1,0 мм предотвращает образование низкоплавкой пленки  $V_2O_5$ , которая не может сама служить защитой от дальнейшего поглощения и растворения кислорода в ванадии и его охрупчивания при этом.

Пятиокись ванадия легко растворяется в щелочах, образуя ванадаты. Ванадаты натрия и калия хорошо растворяются в воде. Пары пятиокиси ванадия ядовиты.

7. Как и другие тугоплавкие металлы, ванадий обладает высоким химическим сродством к азоту, образуя при нагреве в атмосфере азота два прочных нитрида  $V_3N$  и  $VN$ ; по скорости взаимодействия с азотом ванадий превосходит цирконий, ниобий, титан, tantal. Азот весьма быстро диффундирует в металлический ванадий, не образуя на его поверхности обогащенной азотом пленки. Все это затрудняет получение ванадия с низким содержанием азота. Приблизительная температура плавления нитрида  $VN$  около  $2050^\circ$ .

8. С углеродом и углеродосодержащими газами при высокой температуре ванадий взаимодействует с образованием карбидов ( $VC$  —  $V_4C_3$ ,  $V_2C$ ). Карбид  $VC$  обладает высокой твердостью и температурой плавления  $2800^\circ$ .

9. Ванадий, находясь при повышенной температуре в атмосфере водорода, может поглощать значительное количество этого газа и удерживать его при комнатной температуре с образованием твердых растворов. Во время травления ванадиевого изделия также происходит его насыщение водородом.

Уже содержание в ванадии 0,01% водорода достаточно для появления хрупкости, а при содержании 0,05% водорода пластичный ванадий полностью переходит в хрупкое состояние. Это явление называют водородной хрупкостью ванадия.

10. Благодаря жадности соединения ванадия с кислородом и азотом, он эффективно очищает сталь от включений оксидов и нитридов железа, а оксиды и нитриды ванадия легко переходят в шлак. Водород можно удалить из ванадия путем отжига в вакууме, не подвергая металл плавлению. Дуговая плавка ванадия в атмосфере инертного газа также способствует удалению водорода из ванадия.

11. Углерод имеет ограниченную растворимость в ванадии. Повышение содержания углерода в ванадии до 0,5% способствует снижению содержания азота и кислорода, которые наиболее сильно ухудшают пластичность и увеличивают хрупкость ванадия. Вопрос о допустимых пределах содержания в металле углерода, азота и кислорода еще недостаточно изучен. Содержание этих примесей зависит от способа получения ванадия.

Карбиды ванадия играют большую роль при использовании ванадия в качестве легирующего элемента для улучшения механических свойств стали, чугуна и других сплавов. Ванадий — активный карбидообразующий элемент. При низком содержании углерода в стали (сплаве) он весь связывается в карбид ванадия. При более высоком содержании углерода карбиды железа  $Fe_3C$  существуют в сплаве совместно с карбидами ванадия. При высоком содержании ванадия в стали большая часть углерода связывается в карбиды ванадия, которые по сравнению с карбидами железа обладают большей дисперсностью и стабильностью, не растворяются в аустените и способствуют сохранению высокой твердости стали при повышенных температурах (до 650°). Весьма мелкие карбиды ванадия сильно замедляют рост зерна аустениита, обеспечивая стали мелкозернистость, высокую вязкость.

Нет необходимости вводить ванадий в сталь в больших количествах, чем это требуется для того, чтобы содержащийся в ней углерод связать в карбиды ванадия. Повышенное количество ванадия не увеличивает прочности стали. Часть ванадия в стали находится в твердом растворе с ферритом. Это повышает предел текучести и пластические свойства стали.

12. С серой ванадий образует сульфиды:  $VS$ ,  $V_2S_3$  (серо-черного цвета),  $V_2S_5$  (черного цвета).

13. С кремнием ванадий образует силициды:  $V_3Si$ ,  $V_5Si_3$ ,  $VSi_2$ .

14. При взаимодействии с хлором ванадий образует хлориды:  $VCl_4$  (красно-бурая жидкость,  $t$  затвердевания =  $-26^\circ$ ,  $t$  кипения =  $+152^\circ$ ),  $VOCl_3$  (желтая жидкость,  $t$  затвердевания =  $+77^\circ$ ,  $t$  кипения =  $+127^\circ$ ),  $VC_3$  (красно-фиолетовые кристаллы, образующиеся при нагревании  $VCl_4$ ).

15. Чистый ванадий имеет значительно более высокую, чем титан и нержавеющая сталь, коррозионную устойчивость в растворах серной, соляной и азотной кислот, более высокое сопротивление воздействию морской воды и растворов солей.

По коррозийной устойчивости в 10—30%-ной серной кислоте ванадий превосходит титан в 77—84 раза, а нержавеющую сталь в 10%-ной серной кислоте — в 230 раз [49].

По коррозийной устойчивости ванадий уступает ниобию и tantalу.

Весьма перспективным является использование чистого нелегированного ванадия и его сплавов в качестве конструкционного материала, предназначенного для длительной работы при повышенных температурах.

Ковкий металлический ванадий получают путем восстановления его из окислов различными методами: кальциотермическим в герметической стальной бомбе; хлоридным — путем хлорирования восьми-десятпроцентного феррованадия и последующего восстановления ванадия магнием с периодическим удалением хлористого магния; вакуумным, углеродическим из трехокиси ванадия; йодидным.

Основным требованием, предъявляемым к восстанавливаемому металлу, является чистота по углероду, азоту и кислороду.

Брикеты (губка) ванадия подвергаются в вакуумной камере стыковой сварке, а затем переплавке в дуговой вакуумной печи с расходуемым электродом, изготовленным из этих брикетов. Содержание вредных примесей в таком металле 0,07% C; 0,016% O; 0,038% N [4].

Йодидным методом получен компактный ванадий чистотой 99,95% [50].

Выбор наиболее рационального метода получения металлического ванадия может быть сделан на основе лабораторных исследований и их проверки в промышленных условиях.

Расплавленный ванадий легко поглощает и растворяет значительные количества кислорода и азота и вследствие этого становится хрупким и непригодным для работы. Поэтому

[1] плавление и литье ванадия необходимо проводить либо в нейтральной атмосфере гелия или аргона, либо в высоком вакууме.

Ковку ванадия производят в защитной нейтральной атмосфере гелия или аргона. Окисление ванадия и его превращение в легкоплавкую пятиокись ванадия происходит сравнительно медленно (со скоростью 0,35  $\text{мм}/\text{час}$ ). Значительно более опасным является поглощение и растворение в ванадии кислорода и азота, быстро проникающих на значительную глубину.

Вместо защитной атмосферы, ковку можно производить в тонких герметичных контейнерах из нержавеющей или мягкой стали. После ковки контейнеры удаляются либо механически путем обточки, либо травлением в таких кислотах, которые растворяют материал контейнера, но не реагируют с ванадием или ванадиевым сплавом. Применяют также химические покрытия заготовки составами, имеющими температуру плавления ( $600$ — $1200^\circ$ ) — ниже температуры ковки ванадия ( $1000$ — $1450^\circ$ ). Применяемые защитные сплавы при температуре ковки находятся в жидком состоянии и покрывают все поверхности подвергаемых ковке слитка или заготовки ванадия.

Чистый нелегированный ванадий легко поддается прокатке в холодном состоянии и волочению. Перед прокаткойкованную заготовку надо ободрать, так как поверхностные ее слои, обогащенные кислородом и азотом, не обладают пластичностью, вследствие чего при прокатке будут растрескиваться. Трещины, распространяясь вглубь, могут привести в негодность и глубинные пластичные слои прокатываемой полосы.

Отжиг ванадия производят в атмосфере инертных газов (гелия и аргона) или же в вакууме. Ванадий активно реагирует не только с воздухом, но и с  $\text{CO}$ ,  $\text{CO}_2$  и газообразными углеводородами. При водородной хрупкости ванадия производят отжиг обязательно в вакууме. Температура отжига ванадия обычно бывает выше температуры плавления  $\text{V}_2\text{O}_5$ . После отжига крупных заготовок часто приходится производить их обдирку для снятия поверхностного слоя, обогащенного кислородом и азотом. После обдирки нелегированный ванадий легко поддается механической обработке обычным режущим инструментом.

Сварку ванадия ведут так же, как и сварку титана, в защитной атмосфере нейтральных газов — гелия или аргона наплавочными прутками или же используя нерасходуемый вольфрамовый электрод.

Ванадий можно подвергать гальваническому покрытию никелем и другими металлами для защиты его поверхности от окисления с предварительной электрополировкой.

### 3. ЛЕГИРОВАНИЕ ВАНАДИЕМ СТАЛИ

При легировании стали даже небольшие добавки ванадия весьма сильно влияют на свойства железа и его сплавов.

Небольшие добавки ванадия позволяют стабилизовать аустенит при более высокой температуре и более низком содержании углерода, чем без добавки ванадия. При этом легирующие элементы — хром, марганец, молибден, вольфрам и небольшая часть ванадия — входят в состав аустенита. Остальная более значительная часть присаженного ванадия не входит в состав аустенита, образует мелкие включения карбида ванадия, которые измельчают структуру металла, повышая ее прочность и вязкость, пластичность и износостойчивость; замедляют рост зерна при нагреве, снижают внутренние напряжения и предотвращают образование закалочных трещин; устраняют явление «старения» и его последствия.

Механическая прочность ванадийсодержащего металла повышается еще и в результате резкого уменьшения в нем количества окисных (неметаллических) включений по границам зерен, ослабляющих его прочность, а в особенности ударную вязкость. После закалки пластические свойства легированной ванадием стали снижаются в меньшей мере, чем в углеродистых сталях, так как ванадий не только измельчает зерно стали, но и препятствует его росту при нагреве, предотвращает образование закалочных трещин.

Ничтожная добавка ванадия — всего 0,03—0,05% в кипящую сталь, предназначенную для изготовления листового металла для глубокой вытяжки, устраниет повышенную склонность металла к «старению», обусловленную повышенным содержанием азота. Последний связывается ванадием в прочные нитриды ванадия. Качество поверхности листа с содержанием 0,03—0,05% ванадия лучше, чем у листа из нестареющихся алюминийсодержащих сталей.

В Уральском институте черных металлов изучен вопрос о влиянии на свойства стали очень малых добавок ванадия — от 0,01 до 0,1% [51]. Этот вопрос представляет большой интерес в связи с использованием чугунов, выплавленных из концентратов качканарских руд. В результате исследований установлено, что весьма малые (от 0,01 до 0,1%) добавки ванадия

существенно улучшают механические свойства закаленной и высоко отпущеной стали. Большое влияние на механические свойства стали оказывает добавка лишь 0,01—0,04% ванадия.

При таких малых размерах легирования увеличиваются на 10—15 кг/мм<sup>2</sup> пределы прочности и текучести стали после отпуска при 600°. Температура отпуска стали, легированной малыми добавками ванадия, более высокая, причем сталь обладает меньшими внутренними напряжениями, чем углеродистая сталь без ванадия. Это является существенным преимуществом стали, содержащей малые добавки ванадия, обусловленным выделением мелкодисперсных карбидов ванадия и измельчением структуры стали.

Добавка 0,10—0,25% ванадия резко повышает прочность, вязкость, сопротивление усталости и износостойчивость стали. Предел текучести стали и отношение предела текучести к пределу прочности повышаются. Наибольшее количество легированных качественных и высококачественных конструкционных и инструментальных сталей содержат 0,10—0,30%. До 0,70—0,85% ванадия добавляется в высококачественные высоколегированные (вольфрамом, молибденом, ниобием) конструкционные и инструментальные стали. От 1,00 до 2,6% ванадия добавляется в быстрорежущие инструментальные стали, а в стали марки Р9ФБ содержание ванадия составляет 4,5—5,2%. Изготовленные из такой стали режущие инструменты и штампы для обработки особо твердых металлов не только обладают мелкозернистостью и высокой твердостью при повышенной температуре, но и высокой износостойчивостью.

Еще в больших количествах добавляется ванадий (около 10,0%) в кобальт-ванадиевые стали, применяемые для изготовления постоянных магнитов.

Легированные ванадием стали применяются для разнообразных целей. Например, конструкционные стали 15ХФ и 20ХФ используются для цементируемых и цианируемых деталей: шестерен, распределительных валиков, поршневых пальцев, болтов, щайб и других. Подвергнутая цементации деталь приобретает твердый, вязкий поверхностный слой, хорошо связанный с сердцевиной. Мелкозернистость стали (благодаря наличию ванадия) позволяет не производить закалки после цементации детали. Конструкционные стали с более высоким содержанием углерода применяются, например, 40ХФА для изготовления термически улучшаемых деталей: коленчатых

Некоторые отечественные стали, легированные ванадием, имеют следующее содержание легирующих элементов [52]:

Марка стали	Химический состав в процентах				
	углерод	ванадий	хром	никель	другие элементы
<b>Легированные качественные конструкционные стали</b>					
15ХФ . . . . .	0,12—0,20	{ 0,10—0,20	{ 0,80—1,10	{ не более 0,40	
20ХФ . . . . .	0,15—0,25				
Оправочная					
ОХН2Ф . . . . .	0,30—0,38	{ 0,20—0,30	{ 0,80—1,20	{ 1,75—2,25 0,60—1,00	
50ХНФ . . . . .	0,45—0,55				
12ХМФ . . . . .	{ 0,08—0,15	{ 0,15—0,30	{ 0,90—1,20 0,40—0,60	{ не более 0,30	
12МФХ . . . . .					{ молибден 0,25—0,35

224

Марка стали	Химический состав в процентах				
	углерод	ванадий	хром	никель	другие элементы
<b>Легированные высококачественные конструкционные стали</b>					
15ХФА . . . . .	0,12—0,18	{ 0,10—0,20	{ 0,80—1,10	{ не более 0,40	
20ХФА . . . . .	0,17—0,25				
40ХФА . . . . .	0,37—0,45				
50ХФА . . . . .	0,46—0,54				
35ХМФА . . . . .	0,30—0,38	0,10—0,20	1,00—1,30	{ не более 0,40	
25Х2МФА . . . . .	0,22—0,29	0,15—0,30	1,50—1,80		{ молибден 0,20—0,30
ЭИ10 . . . . .	0,22—0,30	0,20—0,30	1,60—1,80	и. б. 0,35	{ молибден 0,25—0,35
25ХГФА . . . . .	0,23—0,30	0,08—0,20	0,60—0,90	и. б. 0,30	марганец 1,0—1,3
20ХН4ФА . . . . .	0,17—0,24	0,15—0,30	0,70—1,10	3,75—4,25	
30ХН2МФА . . . . .	0,26—0,33	0,15—0,30	0,60—0,90	2,0—2,5	
45ХНМФА . . . . .	0,42—0,50	0,10—0,20	0,80—1,10	1,3—1,8	
ЭИ712 . . . . .	0,08—0,15	0,18—0,28	{ 1,90—2,40	{ 0,80—1,20	
ЭИ659 . . . . .	0,19—0,21	0,18—0,28			{ вольфрам 1,0—1,4
30Х2Н2ВФА . . . . .	0,27—0,34	0,18—0,28	1,60—2,00	1,40—1,80	{ вольфрам 1,20—1,50
38ХВФЮА . . . . .	0,35—0,42	0,10—0,20	1,50—1,80	и. б. 0,30	вольфрам 0,20—0,40 алюминий 0,40—0,70

15 Заказ 77

Марка стали	Химический состав в процентах				
	углерод	ванадий	хром	никель	другие элементы
<b>Рессорно-пружинные высококачественные стали</b>					
ЭИ578 . . . . .	0,15—0,20	и. б. 0,05	{ 2,5—3,0		{ вольфрам 0,5—0,8; молибден 0,5—0,7
ЭИ579 . . . . .	0,16—0,22	0,70—0,85		не более 0,25	{ вольфрам 0,3—0,5; молибден 0,35—0,50
12Х2ФБ . . . . .	0,08—0,12	0,60—0,80	2,1—2,6		медь 0,25; ниобий 0,5—0,8

Марка стали	Химический состав в процентах				
	углерод	ванадий	хром	никель	другие элементы
<b>Инструментальные легированные высококачественные стали</b>					
Ф . . . . .	0,95—1,05	0,20—0,40	—		
8ХФ . . . . .	0,75—0,85	0,15—0,30	0,50—0,80		
85ХФ . . . . .	0,80—0,90	0,15—0,30	0,45—0,70		
X12Ф . . . . .	1,40—1,60	0,25—0,40	11,0—12,5		
X12Ф1 . . . . .	1,30—1,50	0,70—0,90	11,0—12,0		
X12Ф1 (с азотом) . . . . .	1,25—1,45	0,70—0,90	11,0—12,5	не более 0,25	азот 0,08—0,15
X05Ф . . . . .	1,25—1,40	0,20—0,30	0,40—0,60		
B1 (с ванадием) . . . . .	1,05—1,25	0,15—0,30	0,1—0,3		
ХВ5 (с ванадием) . . . . .	1,25—1,50	0,15—0,30	0,40—0,70		
ЭИ 161 . . . . .	0,55—0,65	и. б. 0,30	6,50—7,50	и. б. 0,30	
					{ вольфрам 0,80—1,20; вольфрам 4,50—5,50 вольфрам 6,50—7,50; молибден 0,25—0,35

Марка стали	Химический состав в процентах				
	углерод	ванадий	хром	никель	другие элементы
<b>Быстро режущие инструментальные стали</b>					
P18 . . . . .	0,70—0,80	1,0—1,4	3,8—4,4	н. б. 0,4	вольфрам 17,5—18,0
P9 . . . . .	0,85—0,95	2,0—2,6	3,8—4,4	н. б. 0,4	вольфрам 8,5—10,0
ЭИ347 . . . . .	0,70—0,80	1,3—1,7	4,0—4,6	н. б. 0,35	вольфрам 8,5—9,5
РК5 . . . . .	0,65—0,77	1,0—1,4	3,6—4,5		вольфрам 17,0—18,5; мolibден 0,30—0,60; кобальт 4,5—5,5
РК10 . . . . .	0,75—0,85	1,25—1,75	3,6—4,6	не более 0,4	вольфрам 17,5—19,0; мolibден 0,50—0,80; кобальт 9,5—11,0
Р9К5(ЭН705) . . .	0,80—0,90	1,6—2,0	3,8—4,4		вольфрам 9,0—10,5; кобальт 5,0—6,0
Р9Ф5(ЭН706) . . .	1,40—1,50	4,5—5,2	3,8—4,4		вольфрам 9,0—10,5
<b>Нержавеющие и кислотостойкие стали</b>					
ЭИ531 . . . . .	0,12	0,20—0,35	2,1—2,6	н. б. 0,4	ниобий до 1,30; медь 0,25; мolibден 0,50—0,70
<b>Окалиностойкие и жаропрочные стали</b>					
Х5ВФ . . . . .	не более 0,15	0,50—0,80	4,0—6,0	н. б. 0,30	вольфрам 0,40—0,70; медь н. б. 0,25
<b>Стали для сварочной проволоки</b>					
15Х2ВФА . . . . .	0,10—0,17	0,10—0,20	2,2—2,6	н. б. 0,3	вольфрам 0,5—0,8
ЭИ606 . . . . .	0,07	2,2—2,7	18,0—20,0	8,0—10,0	кремний 1,3—1,8

валов, шатунов, шестерен, шпинделей, валиков, а 50ХФА, широко применяется для изготовления высокопрочных пружин, 35ХМФА — для деталей, требующих высокой прочности и достаточной пластичности, работающих при повышенных температурах, что обеспечивается присадкой ванадия. Сталь 38ХВФЮА заменяет сталь, легированную молибденом 38ХМЮА, применяемую для изготовления деталей, подвергаемых азотизации в целях получения высокой твердости поверхности, например, для цилиндров двигателей, шестерен, редукторов, валиков.

Инструментальные легированные ванадием стали применяются для режущего инструмента и штампов, требующих наиболее высокой твердости и износостойчивости, и измерительного инструмента с минимальным изменением размеров в эксплуатации. Например, сталь Ф для штампов, предназначенных для чеканки монет, и ударного инструмента при холодном изготовлении болтов, гаек, заклепок; 8ХФ для ножей при холодной резке металла, для обрезных матриц и пуансонов при холодной обрезке заусенцев, для кернов и штемпелей; 3Х2В8 для матриц и пуансонов при горячих работах в весьма тяжелых условиях, для штампов при отливке под давлением сплавов на медной основе, для ножей обрезки металла в горячем состоянии, работающих в очень тяжелых условиях.

Для изготовления инструмента высокой производительности, с большим сопротивлением изнашиванию, от которого требуется сохранение режущих свойств при нагревании во время работы до температуры примерно 600° С, применяются быстрорежущие стали, легированные ванадием. Например, Р18 для плашек, трубонарезных головок, долблаков, червячных фрез крупных модулей, зуборезных гребенок, фасонных резцов, протяжек; Р9 для изготовления тех же инструментов, но не требующих значительной шлифовки.

Развитие современного машиностроения, автомобилестроения, самолетостроения и других новейших отраслей техники немыслимо без применения качественной стали, легированной ванадием, молибденом, хромом и другими легирующими элементами. Ванадий весьма благотворно влияет на свойства стали: обеспечивается мелкозернистость и однородность структуры, повышаются механические свойства, вязкость и износостойчивость, а в особенности после термической обработки. Сортамент специальных легированных ванадием сталей непрерывно расширяется. Но этим не ограничивается применение ванадия, как легирующего элемента.

Ванадий в нашей стране еще некоторое время, до развития производства на Качканарском ГОКе, будет дефицитен. Это не позволяет пока расширять сортамент легированных ванадием сталей массового применения. Между тем, необходимость в этом давно назрела.

Уральский институт черных металлов совместно с Уралвагонзаводом предложили для вагоностроения низколегированную ванадием сталь 15ГФ. Ее химический состав, в %: углерод 0,12—0,18; марганец 0,9—1,2; кремний 0,20—0,40; ванадий 0,05—0,10; хром, никель, медь по 0,3; сера и фосфор менее 0,04 [53]. Кафедрой строительных конструкций Уральского политехнического института имени С. М. Кирова и Свердловским научно-исследовательским институтом промышленных зданий и сооружений подсчитано и экспериментально проверено, что изготовление из этой низколегированной ванадием стали 15ГФ арматуры для железобетонных конструкций, а также листового и сортового проката для строительных стальных конструкций дает в среднем экономию в 30% стали, экономию в трудоемкости и стоимости — 15—20% [54]. Указанный эффект может быть повышен при условии термической обработки стального проката на металлургических заводах-поставщиках.

Потребность в стали для строительных нужд исчисляется по стране в 10—12 млн. т в год. Это значит, что при затрате весьма малого количества ванадия на низкое легирование стали типа 15ГФ можно получить экономию 3—3,5 млн. т металла в год. А ведь это — годовая производительность современного металлургического завода.

В Уральском институте черных металлов систематически ведутся (1960—1964 гг.) опытно-исследовательские работы по разработке и применению в промышленности новых марок сталей, легированных ванадием. Изыскиваются возможности расширения сортамента сталей для строительства, химического, сельскохозяйственного машиностроения, мостостроения, автомобилестроения, трубной промышленности, железнодорожного транспорта и других отраслей народного хозяйства. На Серовском и Нижне-Тагильском металлургических комбинатах в опытном порядке организована выплавка, испытание и опробование новых марок легированных ванадием сталей.

Установлено, что легирование малыми добавками ванадия различных углеродистых и конструкционных сталей значительно повышает их прочность, уменьшает размер зерна, де-

лает сталь менее чувствительной к перегреву и сопутствующему увеличению размера зерна, улучшает свариваемость, придает многим кипящим сталим свойства, присущие более дорогим спокойным сталим. Легированные ванадием стали позволяют значительно уменьшить вес машин и строений, удлинить сроки их службы и получить весьма значительную экономию. Ванадий успешно может заменить многие дорогие и дефицитные легирующие элементы. Стоимость легирования одной тонны стали ванадием дешевле, чем многими другими элементами. Подсчитано, что расширение сортамента и применения сталей, легированных качканарским ванадием, дает стране экономию в десятки миллионов рублей ежегодно, а также позволит сэкономить большое количество дефицитных легирующих элементов (молибден, вольфрам, никель, медь и другие).

Расширенный сортамент легированных ванадием сталей различного назначения будет внедряться в народное хозяйство страны постепенно по мере развития Качканарского горнобогатительного комбината и увеличения производства ванадия.

#### 4. ЛЕГИРОВАНИЕ ВАНАДИЕМ ЧУГУНА

Вид излома и механические свойства чугунных отливок определяются их химическим составом и скоростью застывания.

В химическом составе чугуна различают элементы, способствующие графитизации (кремний, никель, медь) и элементы, препятствующие графитизации — способствующие образованию карбидов (хром, молибден, ванадий).

При медленном застывании отливки (например, при отливке чугуна в сухую земляную форму) поверхность ее получается мягкой. Этому же способствуют графитизирующие элементы. Наоборот, при быстром застывании отливки (например, при отливке чугуна в металлический кокиль) наружная ее поверхность может быть очень твердой. Этому же способствуют карбидообразующие элементы. Механические свойства отливки зависят от соотношения между содержанием карбидообразующих и графитизирующих элементов в составе чугуна.

Ванадий вводится в состав чугуна в количестве 0,1—0,2% и очень редко до 0,5%. Необходимо однако учитывать, что повышение содержания ванадия в чугуне ухудшает его обра-

ботку. Вместе с тем применение ванадия создает равномерную твердость по всему сечению чугунной отливки, что очень важно, например, при отливке заготовок для штампов.

Ванадий является наиболее активным, сильным карбидообразующим элементом. Он препятствует графитизации чугуна, выделению графита и свободного феррита; стабилизирует цементит, значительно увеличивает глубину отбелы. Вместе с тем он предотвращает образование грубого столбчатого строения отливки и способствует мелкозернистости структуры, упрочняет ее, повышает ударную вязкость. Карбиды ванадия препятствуют изменению размеров и короблению отливок при их нагревах и охлаждениях во время эксплуатации.

Указанными свойствами ванадийсодержащих чугунных отливок определяется повышение их стойкости и долговечности.

Добавку ванадия в количестве около 0,2% применяют, например, при отливке в кокиль чугунных прокатных валков. Наружная поверхность валков получается очень твердой, глубина отбелы больше, а сердцевина валка — мелкозернистее, более вязкая и прочная, чем в валках без ванадия. Добавка ванадия в валки позволяет увеличить величину обжатия при прокатке, существенно повышает их стойкость и долговечность.

Ванадий добавляют в чугунные отливки, которые работают при повышенных температурах ( $300$ — $450^\circ$ ), где требуется прочность, стабильность размеров, без коробления детали (например, поршни двигателей внутреннего сгорания). Ванадий, как легирующий элемент, является наиболее сильным упрочнителем чугуна [1].

## 5. ВАНАДИЕВЫЕ СПЛАВЫ

Под ванадиевыми сплавами понимаются: двойные сплавы, или ковкий ванадий, легированный небольшой добавкой титана, циркония, или кремния; тройные или многокомпонентные титано-ванадиевые сплавы с добавкой алюминия, хрома, циркония, ниobia, углерода; многокомпонентные жаропрочные сплавы с содержанием хрома, никеля, вольфрама, молибдена, кобальта, углерода, ванадия, причем последний в состав этих сплавов обычно входит в небольших количествах (от 0,2 до 0,9%, редко до 2,8%); тройные или многокомпонентные магнитные сплавы с высоким содержанием кобальта (до 49%), железа (до 49%) и ванадия около 2%; в сплаве, обладающем

свойствами постоянного магнита, ванадий содержится в количестве 10—15%.

Во всех случаях преследуется цель придания сплаву более высоких, чем у ковкого чистого ванадия, механических или каких-либо особых свойств (теплопрочных, жаропрочных, коррозиестойких, магнитных).

Двойные ванадиевые сплавы отличаются, как правило, хрупкостью. Исключениями из этого правила являются: сплавы ванадия с титаном (от 2,5% и выше); сплавы ванадия с 1—3% циркония; сплав ванадия с 1% кремния (при других концентрациях кремния в сплаве, последний становится хрупким). Малые добавки титана (около 5%), или циркония (около 2,5%), или кремния (1%) повышают пластичность ванадия.

Тройные или многокомпонентные титано-ванадиевые сплавы обладают более высокими, чем чистый ванадий, прочностными или пластичными свойствами как при комнатной, так и при повышенной (290—540°) температуре. В состав этих сплавов добавляют, кроме титана и ванадия, следующие компоненты: цирконий, ниобий, алюминий, хром, кремний — до 10—15% и углерод (0,5—1,5%) с дальнейшим повышением прочности сплава:

Легирующие добавки к ванадию	Предел прочности σ, кг/мм <sup>2</sup>	Относительное удлинение δ, %	Относительное сжатие попеченного сечения ψ, %
Чистый нелегированный ванадий . . . . .	52,3	19,2	68,4
40% Ti; 5% Al . . . . .	94,5	23,4	25,8
40% Ti; 5% Al; 0,5% C . . . . .	97,0	13,0	33,7
45% Ti; 7,6% Al; 1% C . . . . .	114,0	11,0	20,1
50% Ti; 15% Cr . . . . .	102,0	1,5	0
50% Ti; 15% Cr; 0,5% C . . . . .	106	Более 9,0	21,7

Важнейшим свойством этих сплавов является хорошая длительная прочность при повышенных температурах. Добавка в титано-ванадиевые сплавы углерода (0,5—1,5%) не снижает прочности, а деформируемость сплава улучшает.

Прочность титано-ванадиевых сплавов увеличивается, если ввести в их состав хром, алюминий и кремний. Оптимальные составы сплавов подбираются путем длительных испытаний при повышенных температурах, соответствующих условиям

эксплуатации конструкций. При этом важно сочетать в сплаве достаточную прочность и высокую пластичность при низких температурах с высокой прочностью при длительно повышенной температуре. Ванадий улучшает и стабилизирует свойства этих сплавов после термической обработки.

За рубежом подобные сплавы широко применяют в авиации для работы при повышенных температурах [1]. Жаропрочные сплавы идут на изготовление лопаток турбореактивных двигателей, паровых и газовых турбин, роторов и дисков стационарных газовых и паровых турбин и других деталей, работающих при температуре 650—700°. Мелкие ванадиевые карбиды в структуре деталей предотвращают рост и коробление их размеров во время работы при повышенных температурах.

В последние годы во многих капиталистических странах развивается производство и применение технически важных сплавов с особыми свойствами: теплопрочных, жаропрочных, тугоплавких, магнитных сплавов на основе титана-ванадия с добавкой ряда указанных выше элементов. Можно не сомневаться, что расход ванадия на производство этих сплавов из года в год будет увеличиваться.

Ванадий не обладает значительной жаростойкостью. Главным недостатком его является низкая температура плавления (675°) образующейся на его поверхности пятиокиси ванадия, которая не создает защитной пленки, а потому не может препятствовать быстрой диффузии кислорода в глубь ванадия.

Ниобий полностью и в любых соотношениях растворяется в ванадии, имеет большее, чем ванадий, сродство к кислороду, а поэтому может увеличить сопротивление окислению ванадия, способствуя образованию на его поверхности окисла с более высокой температурой плавления, по сравнению с пятиокисью ванадия.

На этом основано применение ванадийниобиевых сплавов с высоким сопротивлением коррозии, предназначенных для работы в наиболее агрессивных средах: кипящей 65%-ной азотной кислоте, кипящей 5-, 10-, 15%-ной соляной кислоте и кипящей 10-, 20-, 30%-ной серной кислоте.

Испытаниями [55] установлено, что наибольшей коррозийной стойкостью обладают сплавы следующего состава:

- I—50% V; 50% Nb;
- II—50% V; 40% Nb; 10% Ti;
- III—45% V; 40% Nb; 10% Ti; 5% Al;
- IV—49% V; 40% Nb; 10% Ti; 1% Si.

Этого типа сплавы обладают следующими преимуществами:

1. Потеря размеров и веса сплава на воздухе при 700° и в чистом кислороде ниже, чем у чистого ванадия и других сплавов;

2. Удельная прочность сплавов при температурах 300—1000° и коррозионная стойкость в агрессивных средах значительно выше, чем у нержавеющей стали.

3. Для указанных четырех составов сплавов не было обнаружено даже следов жидкой пятиокиси ванадия при 1000—900°.

Сплавы ванадия с меньшими количествами ниобия (например, 60% V и 40% Nb или 70% V и 30% Nb) обладают сравнительно более низкой коррозионной стойкостью при длительной работе на воздухе при 700°. В этих сплавах обнаруживается при 700° появление, хоть и в небольших количествах, жидкой фазы — пятиокиси ванадия.

Непрерывный ряд твердых растворов в любых соотношениях с ванадием, помимо ниобия, могут образовать и следующие элементы-металлы: титан, хром, молибден, tantal, вольфрам, железо [56].

Образующиеся при кристаллизации твердых растворов сплавы металлов обладают свойствами, закономерно изменяющимися в зависимости от соотношения содержания каждого из металлов в составе сплава и степени их чистоты.

В некоторых сплавах ванадия с вольфрамом температура плавления ниже температуры плавления каждого из входящих в сплав металлов. Минимальная температура сплава V-W — 1430°.

Большое семейство элементов — бор, алюминий, цирконий, марганец, никель, кобальт, медь, золото, платина, ртуть, углерод, азот, кислород, кремний и др. имеют ограниченную определенными пределами растворимость в ванадии, образуя с ним ограниченный ряд твердых растворов. Кроме того, в состав сплавов входят химические соединения этих элементов с ванадием, как, например: бориды, карбиды, оксиды, нитриды, силициды и т. д. Некоторые из этих химических соединений имеют положительное, а некоторые отрицательное влияние на свойства сплава. Например, силициды ванадия имеют большое значение для изыскания сверхтвердых жаростойких сплавов. Оксиды и нитриды резко повышают хрупкость и ухудшают механическую обработку ванадия.

С некоторыми элементами — сера, фосфор, хлор, йод и др.

ванадий не дает твердые растворы, но образует соединения ионного типа.

С большим семейством элементов — литий, натрий, магний, калий, кальций, цинк, кадмий и др. ванадий не взаимодействует: не дает ни твердых растворов, ни химических соединений. Отсутствие взаимодействия ванадия с щелочными металлами (магний, кальций, натрий и др.) позволяет использовать их в реакциях восстановления ванадия из его соединений (хлоридов, окислов, сульфидов) и получать чистый ванадий, без примеси в нем этих элементов.

Особо чистая (реактивная) пятиокись ванадия, используемая для изготовления пластичного металлического ванадия, имеет очень высокую себестоимость, превышающую во много раз себестоимость рядовой технической пятиокиси ванадия, получаемой на металлургических заводах.

В рядовой технической пятиокиси ванадия содержится много железа (до 5—6%), кремния (до 1,5—2%), значительное количество серы и фосфора. Это не позволяет получить из нее чистый пластичный металлический ванадий, мягкие жаропрочные или антикоррозийные сплавы.

В научно-исследовательских институтах разработаны дешевые методы очистки технической пятиокиси ванадия непосредственно на металлургических заводах. Дело сейчас за внедрением этих методов.

Разработаны также способы значительного упрощения и удешевления производства феррованадия, идущего для легирования массовых конструкционных сталей, где не требуется столь высокая степень чистоты.

В химии и других отраслях народного хозяйства ванадиевые продукты применяются разной степени чистоты, в зависимости от их назначения.

## Глава X

### ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ВАНАДИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

#### 1. ВВОД ПЕРВЫХ ОЧЕРЕДЕЙ КАЧКАНАРСКОГО КОМБИНАТА И КОНВЕРТОРНОГО ЦЕХА НТМК

Таежные заросли окрестностей Качканара и его горные вершины веками скрывали крупнейшее в мире месторождение с многомилиардовыми запасами железо-ванадиевых руд.

Летом 1957 г. на Качканаре началось строительство, проложена первая дорога, и в глухую тайгу по путевкам ленинского комсомола стали прибывать сотни, а затем тысячи молодых энтузиастов. Жизнь на крупнейшей стройке началась с разбивки палаточного городка, а вскоре на горе Гусева (рис. 7) развернулось строительство Главного карьера, который будет давать десятки миллионов тонн руды в год.

В начале лета 1963 г. многотысячный коллектив Качканара торжественно отпраздновал выдачу первого железо-ванадиевого концентрата.

До конца пятого года семилетки многие десятки тысяч

* По каким данным	Содержание, %		
	Fe <sub>общ</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>
По 220 анализам проб концентрата	Среднее значение	61,58	0,668
	Максимальное	65,8	0,760
	Минимальное	49,6	0,550
Предусмотрено по проекту	63,00	0,480	2,60

тонн отличного железо-ванадиевого концентрата были отправлены металлургическим заводам.

Пожалуй, наиболее замечательным является то, что эти тонны концентрата по своему качеству, по составу и металлургической ценности почти соответствуют и даже превосходят проектные расчеты. Состав полученного концентрата за август 1963 г. см. в табл. на стр. 235.

Однако достигнутые результаты работы обогатительной фабрики могли бы быть и, несомненно, будут в дальнейшем значительно лучшими, при условии устранения ряда неполадок.

Среднее содержание железа в поступавшей на обогатительную фабрику руде было 16,9%, а по проекту предусмотрено 16,0%. Количественный выход концентрата за август составил 17,2% — выше проектного (16,38%), а количественный выход хвостов составлял 82,8%, то есть ниже проектного (83,62%). Однако извлечение железа из руды в концентрат составило 62,1%, вместо 65,4% (по проекту). Это объясняется недостаточной перечисткой хвостов, повышенным остаточным содержанием в них железа — 7,73%, вместо 6,8% по проекту, что, в свою очередь, объясняется неотлаженностью работы грохотов ГУП-2К-ЭП и сухих магнитных сепараторов. При устраниении этих недочетов имеются все возможности довести содержание железа в концентрате до предусмотренного по проекту.

Качканарцам нельзя забывать, что снижение железа в концентрате только на 1% означает потерю нескольких десятков тысяч тонн металла в год.

Более высокое содержание пятиокиси ванадия в концентрате объясняется повышенным ее содержанием в руде на разрабатываемых участках месторождения и несколько лучшими, чем это предусмотрено по проекту, условиями перехода пятиокиси ванадия из обогащаемой руды в железо-ванадиевый концентрат.

На Главном карьере и на обогатительной фабрике Качканарского комбината многие виды основного оборудования (экскаваторы ЭКГ-8, ЭКГ-5 и ЭКГ-4, станки шарошечного бурения БСШ-1, дробилки среднего и мелкого дробления), уже в первые месяцы достигли проектной производительности.

Это — хорошее начало.

В процессе строительства и пуска карьера и обогатительной фабрики коллектив Качканарского комбината, проектные

и строительно-монтажные организации провели доразведку месторождения, изучили состав руд, регулировку процесса обогашения, освоили работу горного, обогатительного и транспортного оборудования, значительная часть которого впервые применяется в железорудной промышленности Урала.

Большой и при том нелегкий путь прошли строители Качканара, но их труд не пропал даром, усилия не остались напрасными.

В поселке Качканар, где уже сейчас насчитывается свыше 30 тысяч жителей, имеются три общеобразовательные школы на 2000 учащихся, вечерние и дневные филиалы горного и политехнического институтов, горного техникума, двухзальный широкоэкранный кинотеатр на 600 мест, клуб, два десятка магазинов, четыре столовые, стадион, комбинат бытового обслуживания, парк культуры и отдыха с кинотеатром, хлебозавод, поликлиника, больница, семь детских учреждений, две бани, прачечная.

Качканарский горнообогатительный комбинат построен за 6 лет. Комплекс кислородно-конверторного цеха на НТМК построен за  $1\frac{1}{2}$  года. Оба объекта были приняты государственными приемочными комиссиями с высокими оценками, и теперь уже около года работают.

Кислородно-конверторный цех сооружался в Нижнем Тагиле — в хорошо обжитом крупном промышленном центре мощной строительной организацией, а Качканарский горнообогатительный комбинат начали строить в глухой тайге, при полном отсутствии дорог, жилья, производственной базы, нехватке кадров.

Капитальные вложения по Качканарскому комбинату за 6 лет в пять раз больше, чем по кислородно-конверторному цеху за полтора года. Таким образом, темпы строительства (по фактическому объему капиталовложений) по Качканарскому комбинату выше, чем по кислородно-конверторному цеху НТМК.

«В таежной глуши,— говорится в рапорте горняков, металлургов и строителей Урала Центральному Комитету КПСС и Совету Министров СССР [57],— построен крупный благоустроенный рабочий поселок Качканар с жилой площадью в 145 тысяч квадратных метров... Эта большая победа стала возможной благодаря высокому трудовому энтузиазму строителей, монтажников, горняков и металлургов, их творческой инициативе, широко развернутому социалистическому соревнованию, применению прогрессивных методов строитель-

ства. При сооружении кислородно-конверторного цеха особенно отличились бригады Н. Беляева, В. Ватарчука, Л. Новощенова, Н. Вахрушева, А. Калашникова, В. Стукаловой, И. Кропанцева и многих других. На строительстве Качканарского комбината особо проявили себя бригады Ю. Азаренко, А. Мурашова, М. Кожевникова, П. Бочкарёва, Г. Глоя, В. Шитова, Н. Нестина, Г. Захарова, С. Дымченко, А. Огнётова, Л. Серебрякова и другие» [57].

В ответ на высокую оценку трудовых успехов и поздравление Центрального Комитета и Совета Министров СССР коллективы строителей, монтажников и работников комбинатов заверили партию и правительство в том, что они приложат все свои силы, знания и опыт, чтобы в кратчайший срок освоить проектные мощности и дать стране много сверхплатиновой руды, концентрата, чугуна и стали.

«Вся история стройки полна примерами подлинного трудового героизма. Широко используя силу передового примера, партийная организация воспитывала людей на лучших образцах труда, развивала чувство коллективизма, товарищеской взаимопомощи и дружбы» [58]. На обеих стройках выросли замечательные кадры строителей, монтажников, бригадиров, прорабов, руководителей, самоотверженно работающих на благо Родины [59], [60].

Ответственное задание партии и правительства выполнено. Пуск самого большого в стране кислородно-конверторного цеха и первой очереди Качканарского горнообогатительного комбината — это крупный вклад уральцев в дело технического прогресса, ускоряющий создание материально-технической базы коммунизма.

Проектирование Качканарского горнообогатительного комбината в условиях необжитого бездорожного таежного края представляло весьма трудную задачу и потребовало большого напряжения в работе геологов, изыскателей, исследователей и проектировщиков.

В 1951—1953 гг. геологи проводили разведки, определяли запасы полезных ископаемых. В 1953 г. было утверждено задание на проектирование Качканарского горнообогатительного комбината.

Одновременно велись съемочно-топографические работы гористой, заболоченной, покрытой лесом территории будущего комбината и изыскательские работы по определению состава и свойств проб качканарской руды, способов ее обогащения и окускования концентратов.

Проектирование Качканарского горнообогатительного комбината ведет институт «Уралгипроруда» (главные инженеры проекта Л. Н. Цимбаленко — с 1954 до 1961 г. и Б. С. Шерман — с 1961 г.) и его многочисленные субподрядные специализированные проектные организации. Геологическая разведка месторождения осуществлена под руководством инженеров З. В. Руласовой и М. И. Алешина. Исследовательские работы по обогащению качканарских руд проведены под руководством кандидатов технических наук Н. Г. Тюренкова («Уралмеханобр») и Г. Ф. Сусликова (опытная обогатительная фабрика).

Исследовательно-изыскательские работы по обогащению руды и окускованию концентратов, проектирование уникальной обогатительной фабрики и фабрики по окускованию концентрата ведет субподрядчик «Уралгипроруды» — институт «Уралмеханобр» (главный инженер проекта Г. И. Сладков).

Качканарский горнообогатительный комбинат сооружал специально созданный для этой цели трест «Качканаррудстрой».

Центральный институт «Гипромез» разработал типовой проект [34] кислородно-конверторного цеха с конверторами большой емкости, который и был осуществлен на Нижне-Тагильском металлургическом комбинате. Типовой проект первого советского мощного кислородно-конверторного цеха был разработан коллективом института во главе с начальником сталеплавильного отдела Р. И. Клепацким, конструкторами Д. Б. Марцинковским, В. А. Погребинским, при общем руководстве директора института С. В. Губерта.

Использование кислородных конверторов для передела дуплекс-процессом ванадийсодержащих чугунов потребовало некоторой переделки типового проекта: технологии, отдельных узлов оборудования и планировки цеха. Привязка к местным условиям типового проекта и частичная перепланировка цеха применительно к технологии переработки дуплекс-процессом ванадийсодержащих чугунов выполнены бригадой института «Уралгипромез» под руководством главного инженера бригады С. М. Борисова. Напряженный график выпуска рабочих чертежей бригада выполнила своевременно.

Нельзя не отметить большую инициативу и настойчивые творческие поиски научных сотрудников Уральского института черных металлов кандидатов технических наук А. А. Фофанова, А. И. Пастухова, М. И. Гольдштейна, обобщивших опыт и создавших прогрессивную технологию металлургического

передела Качканарского железо-ванадиевого сырья и разработавших новые высокоэкономичные марки сталей, легированных ванадием.

Существенную помощь в пуско-наладочный период кислородно-конверторного цеха оказали научные сотрудники Все-связного научно-исследовательского института металлургической теплотехники под руководством директора кандидата технических наук А. И. Чарушникова и начальника лаборатории кандидата технических наук В. Н. Тимофеева.

На долю коллектива орденоносного треста «Тагилстрой» и его субподрядчиков выпала почетная задача построить первый в Советском Союзе современный кислородно-конверторный цех. С этой задачей трест «Тагилстрой» и его субподрядчики успешно справились. Успешно осваивают запроектированную производительность этого цеха, его сложнейшие механизмы коллектив Нижне-Тагильского металлургического комбината имени В. И. Ленина.

В предыдущих главах уже говорилось, что пиromеталлургический способ извлечения ванадия, заложенный в проект кислородно-конверторного цеха НТМК, осуществим только дуплекс-процессом, что несколько осложняет технологию и снижает производительность конверторов, по сравнению с монопроцессом. Извлечение ванадия из чугуна в кислородных конверторах такой большой мощности впервые решается в мировой практике.

В изготовлении оборудования для кислородно-конверторного цеха участвовало 272 завода. Конверторы изготовлен Южуралмашзавод.

Нижне-Тагильский кислородно-конверторный цех построен первым по типовому проекту, разработанному институтом «Гипромез».

Вполне естественно, что в пусковой период пришлось устранить немало строительно-монтажных недоделок, исправлять недочеты, допущенные в проекте.

Пожалуй, самым серьезным недочетом является не очень надежная работа газоубирающего тракта от конверторов, что обусловлено следующими четырьмя обстоятельствами: неравномерным выделением отходящих газов из конвертора за время продувки; необходимостью обеспечить надежное полное дожигание в котле-utiлизаторе водорода и окиси углерода во все периоды продувки с принудительной подачей для этого дополнительного количества воздуха; недостаточной производительностью установленного дымососа при условии подачи

в котел-утилизатор чрезмерно большого количества добавочного воздуха; обратными выбросами в цех из котла-утилизатора отходящих газов в те моменты продувки, когда дымосос не справляется с полным их удалением в дымовую трубу, а это, в свою очередь, вынуждает к нежелательному ограничению подачи кислорода в конвертор, нарушает нормальный ход процесса и снижает производительность конвертора.

Много труда пришлось приложить для устранения этих недостатков, чтобы сделать надежной работу газоубирающего тракта и системы газоочистки с соответствующей регламентацией и автоматизацией всего режима процесса продувки.

В пусковой период удалось устраниТЬ обратные выбросы в цех отходящих газов и наладить автоматическое регулирование режима подачи в конвертор кислорода и воды в зависимости от пропускной способности газоубирающего тракта. При этом происходит надежное дожигание водорода и окиси углерода в котле-утилизаторе.

Немало хлопот в пусковой период доставили и другие дефекты проекта: отсутствие механизации уборки шлака из-под конвертора, ломки футеровки конвертора; неудовлетворительная конструкция некоторых узлов конвертора, повышенные люфты в некоторых его сопряжениях, а также недостатки монтажа. Все эти недочеты и неудачные проектные решения в пусковой период были устранены.

На основе изучения и обобщения опыта освоения первого в стране Нижне-Тагильского кислородно-конверторного цеха следует внести необходимые исправления в типовой проект цеха и в чертежи оборудования. Это позволит уменьшить трудности освоения на других заводах, где будут строиться кислородно-конверторные цехи по типовому проекту.

В сентябре 1963 г. были произведены первые промышленные опыты агломерации качканарского концентрата и металлургического передела агломерата на Чусовском металлургическом заводе (глава XI). В ноябре 1963 года были произведены промышленные опыты по агломерации качканарского концентрата на Лебяжинской агломерационной фабрике; полученный опытный агломерат проплавлен в большегрузной доменной печи Нижне-Тагильского комбината, а опытный ванадиевый чугун продут в кислородном конверторе. Цель этих опытов — проверка заложенной в проект технологии передела качканарских железо-ванадиевых концентратов.

При опытной агломерации качканарского концентрата на

Лебяжинской фабрике производительность аглоленты составила лишь 61% от нормальной, вследствие неприспособленности ленты к спеканию тонкоизмельченного концентрата. Полученный на Лебяжинской фабрике агломерат содержал в среднем около 57,5% железа, около 0,56% пятиокиси ванадия и имел основность около 1,1.

Вследствие неприспособленности агломерационной ленты к спеканию тонкоизмельченного концентрата наблюдалась большая запыленность рабочих мест на фабрике, в десятки раз превышающая запыленность при работе на обычной шихте.

За период опытных работ удалось установить необходимые мероприятия для создания нормальных условий работы на агломерационных лентах и получения агломерата, отвечающего техническим условиям, предусмотренным по проекту.

На агломерате, полученном в опытный период, без добавки известняка в доменную шихту, одна из больших печей доменного цеха Нижне-Тагильского комбината работала в ноябре 1963 года немного более четырех дней. Средний состав выплавленного чугуна: 0,42% Si; 0,38% V; 0,22% Ti; 0,23% Mn; 0,56% S; Средний состав доменного шлака: 30,76% CaO; 10,60% MgO; 33,46% SiO<sub>2</sub>; 7,75% TiO<sub>2</sub>; 0,26% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 1,61% FeO;  $\frac{CaO}{SiO_2} = 0,92$ .

Опытная выплавка ванадиевого чугуна из качканарского агломерата в доменной печи большого объема подтвердила возможность получения низкокремнистого ванадиевого чугуна при условии осуществления намеченных мероприятий и отработке технологии спекания концентрата и доменной плавки.

В опытный период производительность печи была немного выше, чем при работе на обычной шихте, а выход шлака и удельный расход кокса — ниже. Однако опытный период был слишком непродолжительным и не дал возможности сделать определенные выводы о производительности доменной печи при работе на качканарском агломерате. Основной недостаток опытных плавок — низкий нагрев горна печи, в результате чего содержание серы в чугуне было повышенным, а извлечение ванадия из рудного сырья в чугун — недостаточным. Выплавка химически холодного (0,42% Si) ванадиевого чугуна протекала без особых затруднений, при невысоком (менее 10%) содержании двуокиси титана в доменном шлаке и низкой основности шлака ( $CaO : SiO_2 = 0,92$ ).

Продувку чугуна в конверторе вели кислородом (чистота около 99%, давление от 11,5 до 14,5 атм). Зоны реакции охлаждались у части опытных плавок только водой у остальных — водой и различными твердыми охладителями (ванадиевый чугун, окалина, агломерат, железная руда). Наименьшая продолжительность плавки (при остаточном содержании ванадия в полупродукте менее 0,04%) достигнута при охлаждении одной водой.

Средний химический состав ванадиевого чугуна, подвергавшегося продувке в кислородном конверторе, %:

При выпуске из:	Элементы								Средняя температура чугуна, °C
	C	Si	V	Cr	Mn	Ti	P	S	
Доменной печи . . . . .	* 0,42	0,38	*	0,23	0,22	*	0,056		1344
Миксера . . . . .	4,53	0,45	0,35	0,05	0,25	0,18	0,10	0,054	1277

\* Не определялся или не уточнен.

Технологические факторы процесса продувки (режим подачи кислорода, высота фурмы над зеркалом металла, тип охладителя) во время опытных плавок изменялись с целью выбора оптимального варианта. 50% опытных плавок имело содержание пятиокиси ванадия в шлаке более 12%. Наиболее высокое содержание пятиокиси ванадия в шлаке составило 20,7%, наиболее низкое — 9,9%. С увеличением содержания окислов железа в шлаке содержание пятиокиси ванадия снижается. Одновременно с увеличением окислов железа в шлаке растет и содержание фосфора.

Состав полупродукта при опытных плавках при различных охладителях и режимах продувки колеблется в следующих пределах:

	Химический состав полупродукта, %				Темпера-тура, °C
	C	V	P	S	
Среднее значение . . . . .	3,20	0,03	0,075	0,046	1356
Пределы колебаний . . . . .	2,50÷3,80	0,02÷0,04	0,05÷0,11	0,033÷0,079	1260÷1480

В результате кратковременных промышленных опытов, в ноябре 1963 г., на Нижне-Тагильском комбинате с участием

Уральского института черных металлов сделаны следующие предварительные выводы:

Подтверждена возможность высокой степени (до 94%) перевода ванадия в шлак при продувке чугуна сверху кислородом и при использовании воды (в струе кислорода) в качестве основного охладителя. При этом достигается остаточное содержание ванадия в полупродукте 0,02—0,04%, а пятиокиси ванадия в шлаке 12—16%, при исходном содержании ванадия в чугуне не менее 0,37% и кремния не более 0,5%. Опыты подтвердили основные положения, заложенные в проект и во временную разработанную Уральским институтом черных металлов совместно с НТМК технологическую инструкцию.

Высокая концентрация пятиокиси ванадия в шлаке достигнута несмотря на то, что содержание ванадия в чугуне из качканарских руд ниже, чем на Чусовском заводе в чугуне из кусинских руд. Это объясняется эффективностью применения воды для охлаждения зоны реакции и пониженным положением фурмы над зеркалом ванны во время продувки. Вода, обладая высокой охладительной способностью, легко позволяет поддерживать оптимальную температуру продувки, предотвращает разубоживание шлака, испарение железа, обезуглероживание металла, повышает выход полупродукта и концентрацию пятиокиси ванадия в шлаке. Поэтому вода в струе кислорода является наиболее эффективным охладителем.

Уральским институтом черных металлов совместно с Нижне-Тагильским комбинатом рекомендована следующая сравнительная охладительная способность различных материалов, применяемых при деванадации чугуна в качестве охладителей:

Характеристика	Вид охладителя				
	вода	окалина	агломерат или концентрат	полупродукт или стальной скрап	ванадиевый чугун
Охладительная способность	%	100,0	48,4	45,3	11,4
	ккал/кг	3150	1540	1424	362
Степень охлаждения 100 т шихты при расходе 1 т охладителя, °С		157	77	71	18
					9

Деванадация чугуна возможна как при применении для охлаждения зоны реакции одной воды (ее расход в этом случае достигает 1,5 литра на кубический метр вдуваемого в конвертор кислорода, или около 26 литров на 1 т металла), так и в сочетании с твердыми охладителями: окалиной, неофлюсованным агломератом, концентратом, полупродуктом, стальным скрапом, ванадиевым чугуном. Во избежание разубоживания шлака и затяжки процесса деванадации чугуна удельный расход твердых охладителей следует ограничивать.

Вдувание воды в струе кислорода увеличивает содержание водорода в отходящих газах, но при правильно организованном их сжигании в камине и котле-utiлизаторе образование взрывоопасных смесей в газоотводящем тракте исключается.

Опытные плавки с применением только твердых охладителей (без вдувания воды) не дали положительных результатов: концентрация пятиокиси ванадия в шлаке низкая, продолжительность продувки большая, чрезмерное обезуглероживание и пониженный выход полупродукта.

Во время опытных плавок подтверждено решающее влияние на процесс деванадации чугуна режима продувки и, в частности, высоты фурмы над зеркалом металла. Пониженное положение фурмы ускоряет окисление примесей, уменьшает содержание в шлаке окислов железа и фосфора, повышает концентрацию пятиокиси ванадия. Но при этом одновременно повышается вынос металла, который оседает на поверхности фурмы. Трудоемкость чистки фурмы перед каждой плавкой резко возрастает. Этот вопрос в процессе дальнейших опытов должен быть изучен.

Углеродистый полукарбид, полученный при опытных плавках, был использован в мартеновских печах комбината; продолжительность плавок при этом снизилась, производительность печей и выход годной стали повысились.

Несмотря на кратковременность проведенных в ноябре 1963 г. промышленных опытов, они подтвердили, что заложенная в проект временная технология позволяет получать хорошие результаты при деванадации чугуна из качканарских руд. Одновременно выявлены организационно-технические мероприятия по технологии и оборудованию кислородно-конверторного цеха, которые следует осуществить до начала регулярного массового передела в кислородных конверторах ванадиевого чугуна из качканарских руд.

## 2. УСЛОВИЯ РАБОТЫ В БЛИЖАЙШИЕ ГОДЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ

Мы уже говорили, что себестоимость кислородно-конверторной стали НТМК, выплавленной из полупродукта, будет самой низкой в нашей стране. Кислородно-конверторная сталь НТМК из качканарских руд будет в полтора раза дешевле мартеновской стали НТМК, выплавленной из чугуна, полученного из тагило-кушвинских руд, и на 17,2—76,5% дешевле мартеновской стали Магнитогорского и Череповецкого заводов и кислородно-конверторной стали Западно-Сибирского, Ново-Тульского и других передовых металлургических заводов.

Попутно получаемый из качканарских руд ванадий найдет себе широкое применение в различных отраслях металлургии, да и не только металлургии. Себестоимость качканарского ванадия будет много ниже действующих отпускных цен, что позволит значительно их снизить. Это создаст условия для еще более широкого применения ванадия в металлургии и машиностроении. Не подлежит никакому сомнению, что применение ванадия в ближайшие годы неуклонно будет расти.

В предыдущих главах было показано, что удельные капитальные вложения на развитие в Нижнем Тагиле кислородно-конверторного производства стали с попутным получением ванадия самые низкие по сравнению с другими заводами страны.

Все это предопределяет целесообразность дальнейшего расширения добычи и обогащения качканарской руды, увеличения выплавки из нее чугуна и его передела на кислородно-конверторную сталь с попутным получением ванадия.

Абсолютное и относительное увеличение объема производства кислородно-конверторной стали на НТМК возможно при условии разработки и внедрения экономически целесообразной технологии гидрометаллургического извлечения ванадия из качканарского концентраты или окатышей. В этом случае чугун, полученный из окускованного концентраты (после выщелачивания из него ванадия), можно использовать для передела на сталь как в кислородных конверторах, так и в мартеновских печах. При переводе кислородно-конверторных цехов с дуплекс-процесса на монопресс годовой объем производства стали увеличивается примерно в полтора раза.

Интенсификация ступенчатого режима подачи кислорода с одновременным увеличением подачи воды и сыпучих мате-

риалов в струе кислорода позволяет: при деванадации чугуна раньше, быстрее и полнее перевести ванадий из чугуна в шлак; при переделе полупродукта, а также при переделе чугуна в сталь, быстрее сформировать активный и достаточно высокой основности шлак и затем ускорить обезуглероживание металла.

В обоих случаях общая продолжительность продувки, а также всего цикла плавки и удельный расход кислорода снижаются, а производительность конвертора значительно увеличивается (на 30—40% по подсчетам авторов).

Для значительного увеличения подачи кислорода в первые минуты продувки необходимо на кислородной станции иметь газгольдеры большой емкости, с тем чтобы пиковые расходы кислорода в первые минуты продувки покрывать за счет запасов, накапливаемых в газгольдерах в другие периоды продувки и во время пауз между продувками.

Планировка обоих кислородно-конверторных цехов НТМК предусматривает возможность их расширения и установки дополнительных конверторов для увеличения выпуска полу-продукта (в цехе № 1) или увеличения выплавки стали (в цехе № 2).

При осуществлении всех этих мероприятий можно в 2—2,5 раза повысить производство кислородно-конверторной стали против предусмотренного по проекту.

Наиболее целесообразно всю кислородно-конверторную сталь разливать только на установках непрерывной разливки стали. При этом достигается наилучшая синхронизация работы установок НРС и конверторов с наилучшим коэффициентом их использования и с наиболее высоким выходом годного. При отказе от разливки стали в изложницы и при разливке только на установках НРС унифицируется не только температурный, но и весь технологический режим кислородно-конверторной плавки и разливки стали. Значительно сокращаются производственные площади (за счет упразднения разливочного и стрипперного отделений и двора изложниц) и соответственно снижаются капитальные вложения на строительство кислородно-конверторного цеха.

Капитальные вложения на сооружение установок НРС окупаются повышением выхода годного — литых стальных заготовок (по сравнению с выходом годного при отливке слитков в изложницы).

Прокатный передел литых заготовок с установок НРС может осуществляться как в цехах НТМК, так и на других заво-

дах. В последнем случае часть литьих заготовок будет представлять собой товарную продукцию.

Литые заготовки кислородно-конверторной стали НТМК будут иметь весьма низкую себестоимость. Поэтому представляется целесообразным поставлять их многим старым уральским металлургическим заводам, имеющим прокатное производство (Салдинскому, Северскому, Алапаевскому и другим заводам). Себестоимость этих заготовок на НТМК будет много ниже себестоимости заготовок для прокатного передела, получаемых этими заводами на собственных обжимных станах из собственных сравнительно небольшого развеса мартеновских слитков. Ликвидация убыточных мелких мартеновских цехов и устарелых обжимных станов на старых металлургических заводах даст государству весьма значительную экономию. Расширение производства кислородно-конверторной стали на Нижне-Тагильском комбинате потребует постройки на нем новых прокатных станов.

Развитие кислородно-конверторного производства на НТМК в ближайшие годы схематически можно себе представить следующим образом.

В ближайшие 3—4 года будет наращиваться мощность Качканарского комбината по выпуску железо-ванадиевого концентрата и агломерата. Параллельно будет интенсифицироваться процесс деванадации чугуна и выплавки стали из полупродукта в кислородно-конверторном цехе № 1 НТМК. Цех будет работать по смешанной технологической схеме. Его товарная продукция — ванадиевый шлак, полупродукт в чушках (как шихтовая заготовка для электросталеплавильных цехов), сталь, выплавленная из полупродукта.

С увеличением производства окускованного качканарского концентрата будет проведено расширение кислородно-конверторного цеха № 1 с установкой дополнительных конверторов. Товарная продукция цеха при этом увеличится, но по номенклатуре не изменится.

Одновременно намечено начать сооружение установок непрерывной разливки стали. Когда будут построены 1—2 установки НРС, отливка слитков в изложницы прекратится.

В будущем возникнет необходимость постройки кислородно-конверторного цеха № 2, так как первый цех не сможет обеспечить деванадацию всего чугуна из качканарских руд с параллельным переделом полупродукта в сталь. Постепенный ввод конверторов в цехе № 2 позволит перейти на основную проектную-специализированную технологическую схему

работы, при которой весь чугун подвергается деванадации в цехе № 1; весь полукарбонат продувается до стали в цехе № 2, а вся сталь разливается на установках НРС.

Затем начнется длительный период наращивания производственной мощности и интенсификации процессов кислородной плавки по обоим цехам. Видимо, в это же время удастся освоить гидрометаллургическое извлечение ванадия непосредственно на Качканарском комбинате, а это позволит перевести оба кислородно-конверторных цеха на mono-процесс, с соответственным увеличением объема производства стали.

### 3. ДАЛЬНЕЙШЕЕ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ВАНАДИЯ

В ближайшие годы извлечение ванадия из качканарских руд будет осуществляться на Нижне-Тагильском металлургическом комбинате и на Чусовском заводе по пиromеталлургической схеме из конверторных шлаков.

Технологию процесса извлечения ванадия из конверторных шлаков при воздушном донном дутье разработал и усовершенствовал на протяжении последних тридцати лет Чусовской металлургический завод в сотрудничестве с учеными.

Основы технологии процесса продувки ванадиевого чугуна кислородом сверху разработал Уральский институт черных металлов совместно с ЦНИИЧМ и Ново-Тульским металлургическим заводом. Эти институты и в дальнейшем будут оказывать помощь в совершенствовании технологии пиromеталлургического извлечения ванадия.

Дальнейшее совершенствование извлечения ванадия пиromеталлургическим способом мыслится в следующих направлениях: ускорение деванадации чугуна путем сокращения продолжительности цикла продувки благодаря повышенной интенсивности подачи кислорода в первые минуты продувки; повышение степени сквозного извлечения ванадия из рудного сырья и степени чистоты пятиокиси ванадия; удешевление пятиокиси ванадия. Можно полагать, что при извлечении ванадия из бедного по его содержанию рудного сырья (например, из качканарских, керченских, лисаковских, аятских руд), пиromеталлургический способ будет иметь и в дальнейшем ряд существенных преимуществ по сравнению с гидрометаллургическим способом извлечения ванадия.

Однако, как мы уже говорили, гидрометаллургический способ извлечения ванадия имеет свои преимущества. Дальнейшая практическая разработка и совершенствование гидрометаллургической схемы должны проводиться на Качканарском комбинате с участием института «Уралмеханобр». Это, несомненно, будет способствовать ускорению внедрения этого перспективного технологического способа.

#### 4. ПЕРСПЕКТИВЫ ДАЛЬНЕЙШЕГО УВЕЛИЧЕНИЯ ПРИМЕНЕНИЯ И ПОКРЫТИЯ ПОТРЕБНОСТИ СТРАНЫ В ВАНАДИИ

Применение ванадия как легирующего сталь и чугун элемента, а также применение металлического ванадия и сплавов на его основе, будет неуклонно расти из года в год. Одновременно на протяжении ближайших лет Качканарский комбинат будет наращивать выпуск железо-ванадиевого концентрата, будет расти на НТМК производство ванадия.

Можно полагать, что рост производства ванадиевого концентрата на Качканарском комбинате не будет отставать от роста потребности страны в ванадиевых продуктах. По-видимому, НТМК совместно с Чусовским заводом, сможет на протяжении ближайших лет полностью покрыть растущую потребность страны в ванадии.

Однако за эти годы будут введены в эксплуатацию и другие месторождения ванадийсодержащих руд (Лисаковское, Аятское) и будет расширена добыча руд Керченского месторождения. Содержание ванадия в этих рудах и концентратах из них более низкое, чем в качканарских.

Основы принципиально возможной технологии извлечения ванадия из керченских, лисаковских и аятских руд изложены выше в главе VII. Не ясна только экономика. Может, конечно, оказаться, что себестоимость ванадия по этой технологии будет значительно более высокой, чем при извлечении ванадия из качканарских руд. Сейчас решать этот вопрос преждевременно.

Опыт работы Качканарского комбината и НТМК поможет в дальнейшем найти правильное решение вопроса о попутном извлечении ванадия из лисаковских, аятских, керченских и других ванадийсодержащих руд. Во всяком случае ясно, что мы располагаем, по сути дела, неограниченными возможностями для покрытия растущей потребности страны в ванадии.

Но будем покрывать эту потребность, в первую очередь, за счет тех источников, где себестоимость попутно получаемого ванадия будет ниже и где удельные капитальные вложения на расширение производства ванадия будут наименьшими.

На протяжении длительного отрезка времени таким наивыгоднейшим источником покрытия потребности страны в ванадиевых продуктах будет Качканарский горнообогатительный комбинат.

По подсчетам «Уралгипроруды», проектная производительность первого Качканарского горнообогатительного комбината при сравнительно небольших затратах может быть увеличена на 35—37% за счет использования передовых способов организации труда и производства, интенсификации технологических процессов и полной загрузки оборудования.

## Г л а в а XI

### ОПЫТ ЧУСОВСКОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА

#### 1. ВОЗНИКНОВЕНИЕ И РАЗВИТИЕ ВАНАДИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

В 1930—1935 гг. советскими учеными были разработаны теоретические предпосылки и оригинальные способы выплавки чугуна из окускованных концентратов комплексных титаномагнетитовых железо-ванадиевых руд и извлечения ванадия из чугунов. Эти способы были положены в основу промышленного производства пятиокиси ванадия и феррованадия на Чусовском металлургическом заводе (ЧМЗ).

В 1935 г. на заводе был построен и пущен в эксплуатацию цех химического передела ванадиевого шлака, а в начале января 1936 г. вступил в строй электрометаллургический ферросплавный цех, в котором были выплавлены первые тонны отечественного феррованадия из шлака от продувки в конверторе чугуна из кусинской и первоуральской руды.

На протяжении 28 лет на заводе совершенствовалась технология производства, в результате чего выпуск ванадия увеличился в десятки раз.

В настоящее время принятая следующая технологическая схема комплексного передела титаномагнетитов:

1) Кусинский агломерат в смеси с кусковой первоуральской рудой и местным агломератом проплавляется в доменных печах с получением ванадиевого чугуна.

2) Ванадиевый чугун продувается в конверторе с воздушным донным дутьем с получением полупродукта для мартеновских печей и конверторного ванадиевого шлака.

3) Ванадиевый шлак подвергается окислительному обжигу в трубчатых вращающихся печах с добавками хлоридов натрия и калия для перевода ванадия в растворимые вана-

даты калия и натрия, с последующим экстрагированием из них ванадия водой и раствором серной кислоты. Из фильтрата осаждается техническая пятиокись ванадия, из которой в электропечи выплавляется феррованадий.

Ванадийсодержащие отходы производства спекаются на местной фабрике в агломерат, поступающий в доменные печи. Примерный состав шихты агломерата: мелочь первоуральской руды — 27,2%; окалина — 23,4%, колошниковая пыль — 24,7%, шламы и огарки — 20,9%; шлак ферросплавного цеха — 3,4%, коксовая мелочь — 0,4%. Расход шихтовых материалов на ЧМЗ и их химический состав следующие [61] (см. табл. на стр. 254).

Средний химический состав ванадиевого чугуна из этого сырья, %: Mn=0,23; Si=0,44; Cr=0,53; V=0,55; P=0,07; S=0,04.

Средний химический состав доменного шлака, %: SiO<sub>2</sub>=33,5; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>=15,9; FeO=1,0; MnO=0,5; CaO=30,9; MgO=10,0; TiO<sub>2</sub>=6,8; V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>=0,18.

Извлечение ванадия из шихты — 82,4%, потери ванадия — 17,6%.

По проекту института «Гипросталь» предусматривается, что при работе доменных печей Чусовского завода на агломерате из качканарского концентрата глубокого обогащения (63% Fe) коэффициент извлечения ванадия повысится до 87,8%, а его потери соответственно снизятся до 12,2%.

До последнего времени промышленное производство пятиокиси ванадия и феррованадия было только на Чусовском заводе, имеющем устарелое оборудование. Сейчас завод реконструируется и расширяется. Он будет потреблять некоторую часть концентрата с Качканарского комбината. Остальное, основное, количество концентрата будет перерабатывать НТМК.

Законченный metallurgический цикл производства феррованадия на Чусовском заводе состоит из следующих четырех переделов:

1. В доменных печах проплавляется шихта, причем содержащиеся в ней окислы ванадия восстанавливаются; более 80% ванадия переходит в чугун.

2. В конверторах жидкий ванадиевый чугун, полученный из доменного цеха, продувается воздухом; при этом содержащийся в чугуне ванадий окисляется и переходит в шлак, который направляется в химический цех для извлечения пятиокиси ванадия, а бескремнистый высокоуглеродистый



металл — полупродукт — направляется в сталеплавильные агрегаты для передела в сталь.

3. В химическом цехе измельченный ванадиевый шлак смешивается с сильвинитом ( $m\text{NaCl} + n\text{KCl}$ ) \*, подвергается окислительному — хлорирующему — обжигу, при этом содержащиеся в шлаке окислы ванадия переводятся в ванадат натрия и калия ( $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{V}_2\text{O}_5$  и  $\text{K}_2\text{O} \cdot \text{V}_2\text{O}_5$ ), которые хорошо растворяются в воде (таким образом, окислы ванадия переводятся в водо- и кислоторастворимые состояния); затем эти растворы нейтрализуют и осаждают из них техническую пятиокись ванадия; промывают и фильтруют полученный осадок пятиокиси ванадия и прокаливают его (400—500° С) или сплавляют (680—700° С).

4. Электрометаллургический — ферросплавный передел — полученную из химцеха пятиокись ванадия переплавляют в электрометаллургической печи в феррованадий — конечный товарный продукт ванадиевого производства.

В некоторых случаях конечной товарной продукцией завода является не феррованадий, а сырая или плавленая пятиокись ванадия, отправляемая потребителям по их заказам.

**Конверторный ванадиевый шлак на Чусовском заводе подразделяется на два сорта [62], [63]:**

Сорт шлака	Содержание, %			
	$\text{V}_2\text{O}_5$ (не менее)	$\text{SiO}_2$ (не более)	P (не более)	Fe металловклю- чений (не более)
I	14,0	26,0	0,10	20
II	13,0	26,0	0,10	18

**Плавленая пятиокись ванадия имеет следующий состав, % [63]:**

$\text{V}_2\text{O}_5$	$\text{SiO}_2$	CaO	MgO	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{Cr}_2\text{O}_3$	MnO	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{TiO}_2$	P	Соли Na и K
83—90	1,0— —3,0	1,0— —2,1	0,8— —1,2	0,4— —0,9	0,4— —0,9	0,6— —1,5	4,0— —7,0	0,3— —0,8	0,03— —0,06	1,5— —2,5

\* Сильвинит — горная порода, состоящая из хлоридов  $\text{NaCl}$  и  $\text{KCl}$ , и следующими примерно примесями: 0,78%  $\text{SiO}_2$ ; 0,98% CaO; 0,06% MnO; 0,21%  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ; 0,09%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 0,007%  $\text{P}_2\text{O}_5$ ; 0,11%  $\text{SO}_3$ ; Общее количество примесей около 3%.

Для сравнения приводим данные о примесях в различных сортах пятиокиси ванадия по американским данным, % [1]:

Сорт	Si	Ca	Al	Fe	Na	N	Sn	Прочие примеси
Техническая . . .	0,2	< 0,1	0,04	0,5	2,56	—	0,1	< 0,1
Химическая чистая	—	< 0,15	0,02	0,01	0,07	0,13	0,02	< 0,1

За последние годы в результате совершенствования технологии степень извлечения ванадия неуклонно повышается. Тем не менее, на всех переделах имеются резервы дальнейшего снижения потерь и увеличения извлечения ванадия:

1. Уменьшение удельного выхода доменного шлака на 1 т чугуна путем использования в шихте оглюсованного агломерата из концентратов глубокого обогащения; создание необходимых условий для интенсивного ровного хода доменных печей, что не только значительно повысит их производительность, но и снизит содержание окислов ванадия в доменном шлаке и потери ванадия в доменном переделе.

2. Снижение содержания кремния, титана и хрома и повышение содержания ванадия в чугуне, рациональный дутьевой и температурный (не выше 1400° С) режим продувки, максимальное снижение остаточного содержания ванадия в полупродукте и потерь ванадиевого шлака с полупродуктом, а также потерь ванадия с пылью, уносимой из конвертора — выдувками. Применение высококачественных оgneупоров максимально снизит разъедание футеровки во всех плавильных агрегатах, миксере, ковшах и устранит попадание в конверторный шлак окислов от разъедания футеровки.

3. Соблюдение изложенных условий в доменном и конверторном переделах позволит снизить содержание балластных окислов (кремния, титана, хрома, кальция, магния, марганца и др.) и увеличить содержание окислов ванадия в конверторных шлаках, а это в значительной степени облегчит извлечение ванадия и снизит потери в химическом переделе. Кроме того, большую пользу дает доизвлечение ванадия из отвальных шлаков и шламов химического цеха, а также их утилизация в агломерационной шихте.

4. Полное использование в агломерационной шихте ферросплавных шлаков практически устранит потери ванадия в электрометаллургическом цехе.

По данным Чусовского металлургического завода, извлече-

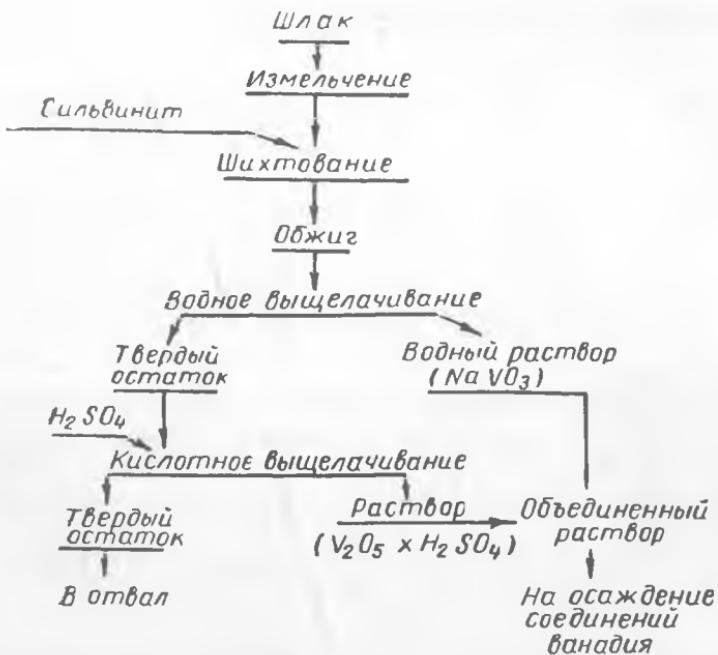


Рис. 67. Принципиальная технологическая схема переработки ванадиевого шлака [48].

чение ванадия по переделам за последние годы определяется следующими показателями, в % (см. верхнюю табл. на стр. 258).

Извлечение ванадия из конверторных шлаков производится по примерной схеме, опубликованной в литературе (рис. 67) [48].

Средний расход сырья и химических реагентов на 1 тонну пятиокиси ванадия за последние годы (см. табл. на стр. 258).

На Чусовском заводе неустанно совершенствуется технология производства, сокращаются потери. В результате сквозное извлечение ванадия из руды повысилось втрое, но и в настоящее время оно не превышает 62—63%. В ближайшее время Чусовской завод получит более совершенное оборудование, перейдет почти полностью на качканарский агломерат, химический состав которого более благоприятен для извлечения ванадия. На этой основе чусовские и нижне-тагильские металлурги еще в большей мере улучшат технологию и степень извлечения ванадия из руды, снижают потери.

Степень извлечения ванадия, %:

Год (10 месяцев)	Домен- ный цех	Дуплекс- цех	Химический цех	Электро- металлургиче- ский цех	По заводу
1957	82,4	88,5	80,7	98,6	58,0
1958	84,9	86,7	80,32	98,3	58,4
1959	82,8	85,3	83,74	99,17	58,7
1960	79,58	87,57	85,20	98,78	58,6
1961	80,01	88,2	79,04	99,24	55,3
1962	81,74	89,07	78,80	99,24	56,9
1963	83,20	89,39	81,10	99,08	59,7
—					
По проектным под- счетам института «Гипросталь»	на кусинской и перво- уральской руде	82,8	85,3	83,74	59,12
	на качка- нарской руде	87,5	90,0	91,8—93,7	72,3—73,8

Год	Расход сырья и химических реагентов в кг на 1 т пятиокиси ванадия				Расходы по переделу и общезавод- ские расходы (в ценах 1961 г.) руб. / т	
	шлак в пе- ресчете на ванадий	химические реагенты				
		сильвинит	сода кальци- нированная	серная кислота		
1957	520,27	584	89	796	305,439	
1959	501,4	595	97	775	287,556	
1961	531,6	618	68	800	309,13	
1962	533	612	73	846	314,33	

На отдельных участках ванадиевого производства Чусовского завода в настоящее время (1963 г.) имеются следующие потери ванадия (см. табл. на стр. 259).

Коллективу завода известны основные пути уменьшения потерь. Остановимся на некоторых из них.

1. Потери с доменным шлаком достигают 18%. Для уменьшения этих потерь необходимо повысить температуру дутья до 900—1000°, снизить удельный расход кокса и выход шлака, образующегося от ошлакования пустой породы

№	Участок потерь	Величина потерь, %
1	Доменный цех (потери со шлаком)	18,0
2	Неуловленная колошниковая пыль	1,0
3	Скреп и гранатъ (зернистая масса) в шлаке, направляемом на отвал	0,5
4	Мартеновский шлак	3,5
5	Неуловленные конверторные выдувки	0,5
6	Готовая сталь	6,0
7	Отвалы химического передела	6,0
8	Сливные воды химпередела	2,0
9	Пыль и др. потери электроплавки на феррованадий	1,3

агломерата и золы кокса, а также улучшить фракционный состав проплавляемых материалов. В решении этой задачи основное значение имеет улучшение качества кусинского железо-ванадиевого агломерата, особенно повышение в нем содержания ванадия. Для этого следует отказаться от применения в агломерационную шихту бедных отсевов сухой магнитной сепарации и перейти на производство оффлюсованного кусинского железо-ванадиевого агломерата, что позволит значительно увеличить производительность доменной печи, снизить расход кокса, уменьшить выход шлака и повысить извлечение ванадия из шихты.

Эффективные результаты могут быть получены от вдувания на всех печах мазута в горн через воздушные фурмы, что обеспечивает более ровный ход печи, заменяет часть расходуемого кокса, улучшает восстановительную способность горна.

Перечисленные мероприятия позволяют снизить потери по доменному цеху примерно на одну треть и повысить извлечение ванадия на 6%.

2. Потери ванадия с мартеновским шлаком и отвалами химического передела конверторных шлаков достигают 9,5%. Причины — повышенное содержание пятиокиси фосфора (около 2%) в мартеновском шлаке и трехокиси хрома (8—10%) в отвалах химического передела. Наиболее рациональным способом использования мартеновского шлака и отходов химического передела является повторная переработка их по всему металлургическому циклу. Наличие доменных печей малого объема позволяет ликвидировать эти потери и за счет этого увеличить извлечение ванадия на 5%.

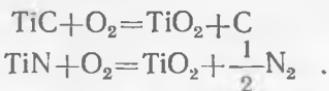
3. Потери ванадия со сливными водами составляют 2%. Применяя известные способы доосаждения ванадия из сливных вод, можно эти потери устраниить с попутным получением пятиокиси ванадия высокой чистоты. Особенно перспективным является метод экстракции ванадия многоатомными спиртами.

Дальнейшее повышение культуры производства и на других участках позволит также сократить потери ванадия. Сквозное извлечение ванадия в ближайшие годы должно быть увеличено до 75%, тем более что на завод стали поступать качканарские железо-ванадиевые концентраты.

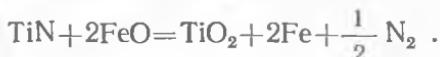
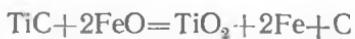
## 2. ТЕХНОЛОГИЯ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

На протяжении многих десятилетий ученые и металлурги Англии, Швеции, США, Японии, России работали над теорией и технологией выплавки ванадиевого чугуна из титаномагнетитовых комплексных ванадийсодержащих руд.

Трудность решения этой задачи заключалась в тугоплавкости образующихся титанистых шлаков, плохо вытекающих из горна даже при горячем ходе доменной печи. Густая кашеобразная масса титанистых шлаков скапливается в горне, загромождает его и нарушает ровный ход доменной печи. Затруднения были обусловлены не только тугоплавкостью и вязкостью окислов титана, но и образованием в печи неплавкого карбида титана ( $TiC$ ), который, находясь во взвешенном состоянии в шлаке, способствует зарастанию горна печи и образованию настылей на стенках шахты. Этому благоприятствует горячий ход печи при работе на основных шлаках. Загустеванию шлака способствуют также образующиеся в печи нитриды титана ( $TiN$  и  $Ti_4N$ ). В окислительной атмосфере (при продувке) карбиды и нитриды титана разлагаются с образованием двуокиси титана. Железистые шлаки также способствуют распаду карбидов и нитридов титана, тоже с образованием двуокиси титана, причем процесс распада карбидов и нитридов титана в окислительной атмосфере можно представить по следующим реакциям:



В присутствии зажигающих веществ в шлаке распад происходит по реакциям:



Железо из закиси восстанавливается, а двуокись титана остается в шлаке, который после распада карбидов и нитридов титана приобретает жидкотекучесть, несмотря на высокое содержание двуокиси титана.

По-видимому, при вдувании в доменную печь обогащенного кислородом воздуха процесс распада в горне карбидов и нитридов будет интенсифицирован.

Задача выплавки ванадиевого чугуна из титаномагнетитовых руд была успешно теоретически и практически решена в результате упорного труда советских ученых (академики Э. В. Брицке и М. А. Павлов, профессор Н. А. Шадлун и многие другие) и металлургов Урала. Разными путями они решали одну и ту же нелегкую задачу получения жидкоподвижных легкоплавких шлаков, хорошо вытекающих из доменной печи при переделе титаномагнетитовых руд Урала.

При решении этой задачи были использованы:

1) щелочные добавки в доменную шихту («соленый кокс» академика Брицке, нелетучие щелочные горные породы — нефелины, миаскиты);

2) магнезиальные добавки (по предложению академика Павлова и профессора Шадлуна) в агломерационную или доменную шихту (доломитизированный известняк, кремнистомагнезиальные первоуральские руды), с доведением содержания магнезии в шлаке до 10% и более, что обеспечивает получение жидкотекущих шлаков с нормальной температурой плавления. Щелочные добавки себя не оправдали, от них отказались.

В поисках надежной технологии передела сырых и агломерированных титаномагнетитовых руд плавки велись на Кушвинском, Нижне-Тагильском имени Куйбышева, Чусовском и других заводах Урала.

Таким образом, для рациональной технологии доменной плавки подготовленных титаномагнетитовых руд необходимо наиболее полное извлечение из шихтовых материалов ванадия, интенсивный ровный ход доменной печи и увеличение на этой основе выплавки чугуна с максимально возможным содержанием ванадия при минимальном содержании титана, кремния, хрома, марганца и других шлакообразующих в конверторном переделе элементов.

Восстановление в доменной печи элементов из шихты происходит, как известно, в следующей последовательности: железо — хром — марганец — ванадий — кремний — титан (окисление и переход в шлак этих же элементов происходит в обратной последовательности).

В доменной печи окислы ванадия, марганца, хрома, кремния, титана восстанавливаются не полностью, а частично переходят в низшие окислы и остаются в шлаке. Степень восстановления зависит, помимо температуры, и от основности шлака. Многие низшие окислы имеют основной характер, а потому увеличение содержания кремнезема в шлаках может способствовать образованию прочных соединений кремнезема с низшими окислами.

Технология доменного передела ванадийсодержащей шихты не имеет существенных отличий от обычной выплавки передельного чугуна. Повышенный выход шлака при выплавке ванадиевого чугуна на Чусовском заводе был обусловлен составом шихты, а чрезмерная вязкость шлака — значительным содержанием в нем окислов и карбидов титана и хрома. Это несколько снижает производительность доменной печи.

Для доменщиков Нижне-Тагильского металлургического комбината, только еще приступающих к выплавке чугуна из качканарских титаномагнетитовых железо-ванадиевых концентратов, несомненно, представляет интерес почти тридцатилетний опыт работы доменных печей Чусовского завода, проплавляющих кусинские и первоуральские титаномагнетитовые руды. На основе этого опыта можно отметить некоторые особенности процесса доменной плавки.

Двуокись титана ( $TiO_2$ ) при ее содержании в шлаке до 10% разжижает шлак. Трудности возникали при повышении содержания двуокиси титана в шлаке более 13%. Густые шлаки, трудно вытекающие из доменной печи при горячем ее ходе, в отдельных случаях содержали значительно большее количество двуокиси титана, а также его карбиды и нитриты.

В особенно неблагоприятных случаях в доменной печи Чусовского завода образовывался зернистый, в форме густой массы, трудно вытекающий шлак следующего состава [62]:

$TiO_2$	$SiO_2$	$Al_2O_3$	$CaO$	$MgO$	$FeO$	$MnO$	$V_2O_5$	$Cr_2O_3$
34,2%	11,5%	3,6%	17,57%	4,4%	4,5%	0,37%	2,12%	4,93%

После замены сырой кусинской руды агломератом содержание двуокиси титана в шлаке снизилось до 6—7%, и затруднения были устраниены. Первоначально [64] при проплавке сырой кусинской руды для снижения содержания двуокиси титана до нужных пределов увеличивали количество шлака. Но после перехода на проплавку агломерата количество двуокиси титана в шихте уменьшилось, а также непрерывно повышалась температура нагрева дутья и сокращался расход кокса. Значительно уменьшилось количество шлака. Этому способствовало снижение основности шлака с 1,3 до 0,85, оцениваемой отношением  $\text{CaO} : \text{SiO}_2$ . В итоге потери ванадия со шлаком сократились с 30% до 15%, а ход доменных печей стал более ровный.

Необходимым условием работы на высокотитанистых шлаках являлось повышение содержания  $\text{MgO}$  в шлаке до 10%. Окись магния вводится в шихту, главным образом, первоуральской рудой (7,1—7,7%  $\text{MgO}$ ).

Трехокись ванадия ( $\text{V}_2\text{O}_3$ ), содержащаяся в рудном сырье, восстанавливалась в доменных печах Чусовского завода с извлечением в чугун до 84% от содержания ванадия в шихте (потери ванадия в доменных шлаках и неуловленной колошниковой пыли — около 16%).

Для лучшего извлечения ванадия необходимо: дальнейшее повышение нагрева дутья и повышение температурного режима доменной печи; значительное снижение удельного расхода кокса (в частности, путем вдувания природного газа или мазута, высокого нагрева дутья и обогащения его кислородом); значительное снижение пустой породы в руде за счет более глубокого ее обогащения; резкое снижение на этой основе удельного выхода доменного шлака и содержания в нем окислов ванадия. Все эти мероприятия будут осуществлены при выплавке ванадиевого чугуна из качканарских концентратов на НТМК и Чусовском заводе.

По опыту Чусовского завода и данным Уральского института черных металлов, титаномагнетиты содержат: 27—30% ильменита ( $\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$ ,  $t$  плавления = 1450°); 48—29% магнетита ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ); 15—28,5% гематита ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ).

Восстановимость железа из титаномагнетитовых руд трудная, особенно восстановление железа из ильменита.

Восстановление ванадия, поступающего в доменную печь в составе шихты, главным образом, в форме окисла  $\text{V}_2\text{O}_3$ , происходит из низших окислов, образующихся из  $\text{V}_2\text{O}_3$ , при высоких температурах, за счет углерода кокса. Содержание

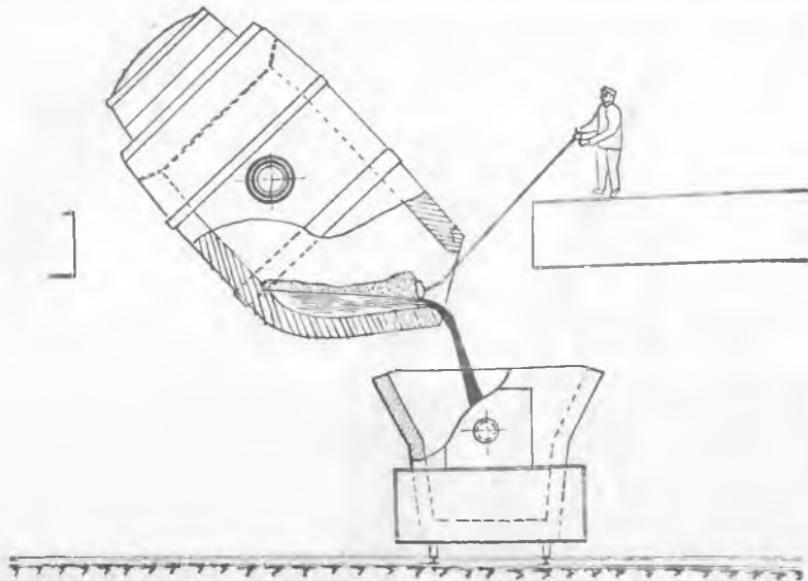


Рис. 68. Схема существующего на ЧМЗ способа задержки шлака в конверторе гребком при сливе полупродукта.

ванадия в чугуне зависит от состава шихты и степени извлечения из нее ванадия.

На степень извлечения ванадия из шихты значительное влияние оказывает тепловое состояние горна: для повышения извлечения ванадия необходимо поддерживать высокую температуру по всему сечению горна, не допуская ее снижения в центральной зоне горна, так как это неизбежно повлечет за собой снижение степени извлечения ванадия.

Окислы хрома ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ), содержащиеся в рудном сырье, восстанавливаются легче окислов ванадия и переходят в чугун не менее чем на 80%. Хром является в ванадиевом чугуне вредной примесью, так как при окислении в конверторе переходит в шлак, ухудшая его качество и затрудняя извлечение ванадия.

Хром способствует получению более густых конверторных шлаков, что в условиях Чусовского завода имеет некоторое положительное значение, так как при выпуске полупродукта из конвертора через его горловину шлак задерживается

деревянными гребками (рис. 68). Более густые — тестообразные — ванадиевые шлаки меньше уносятся с выдувками и теляются с полупродуктом. Для НТМК это обстоятельство не имеет значения, так как его конверторы снабжены боковым отверстием (рис. 41) для выпуска полупродукта (и стали) и прибегать к помощи гребков для задержки шлака не приходится. Вместе с тем, в качканарском железо-ванадиевом концентрате хрома в несколько раз меньше, чем в кусинском, и это будет иметь положительное влияние на извлечение ванадия.

Окислы марганца ( $MnO$ ) в чугуне восстановливаются аналогично окислам хрома, но содержание марганца и в кусинском и в качканарском сырье невелико (не более 0,25%).

Марганец в ванадиевом чугуне тоже относится к числу вредных примесей по следующим причинам: а) образующиеся при продувке в конверторе окислы марганца увеличивают общее количество ванадиевого шлака и тем снижают концентрацию пятиокиси ванадия в шлаке; б) окислы марганца разжижают конверторный шлак и способствуют возникновению выбросов при продувке чугуна в конверторе; в) при химическом переделе образуются соединения типа  $Mn(VO_3)_2 \cdot 4H_2O$  и  $K_2Mn(VO_3)_4$ , трудно растворимые в воде и затрудняющие процессы экстрагирования ванадия из конверторного шлака.

В первые годы освоения доменной плавки ванадиевых чугунов на Чусовском заводе господствовало мнение о том, что необходимо применять марганцевую руду для разжижения шлака при проплавке титаномагнетитов. Впоследствии чусовские доменщики, применяя магнезиальные шлаки, сочли возможным отказаться от марганцевой руды. Чугун с пониженным содержанием марганца в Чусовом выплавляется с 1952 г., т. е. раньше, чем на других заводах страны.

Кремний из его окислов ( $SiO_2$ ) восстановливается в чугун в большей мере при горячем ходе печи и в меньшей мере — при холодном ходе печи. При последующем конверторном переделе чугуна кремний является нежелательной примесью: разубоживает ванадиевый шлак. Однако чрезмерное снижение содержания кремния в доменном чугуне на Чусовском заводе в 1950—1953 гг. сопровождалось увеличением потерь — снижением степени извлечения ванадия. Поэтому теперь содержание кремния поддерживается в установленных оптимальных пределах 0,40—0,50%. Чусовские доменные шлаки имеют основность  $CaO : SiO_2 = 0,85 \div 0,90$ .

Зависимость суточной производительности чусовской

доменной печи от расхода дутьевого воздуха и отношения  
 $\text{CaO} + \text{MgO}$  в шлаке показана на рис. 69.  
 $\text{SiO}_2 + \text{TiO}_2$

Состав доменных шлаков на Чусовском заводе изменялся по годам следующим образом, в %:

Год	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	CaO	MgO	$\text{TiO}_2$	FeO	MnO	$\text{V}_2\text{O}_5$
1936	34,54	16,24	30,56	6,17	8,52	2,21	2,77	0,39
1940	31,75	16,15	35,80	8,79	11,90	1,49	1,55	0,25
1948	28,09	15,10	32,74	7,11	13,31	1,30	0,74	0,17
1951	27,6	15,47	30,70	9,68	13,80	1,22	0,77	0,20
1954	27,6	15,2	32,20	9,70	12,90	1,10	0,60	0,25
1957	33,6	15,9	30,70	10,00	6,90	1,00	0,50	0,19
1959	33,6	16,00	31,00	10,20	6,10	1,00	0,40	0,16
1960	33,6	15,8	31,60	9,20	6,30	1,00	0,50	0,17
1961	34,1	15,1	30,90	9,60	6,40	0,90	0,70	0,18
1962	33,9	15,2	31,20	9,90	6,20	0,80	0,60	0,17
1963	33,1	15,5	31,90	10,10	6,20	0,70	0,50	0,14
(10 месяцев)								

Состав чугуна изменялся по годам следующим образом, в %:

Год	V	Cr	Si	Mn	S	P
1938	0,56	0,38	0,56	1,24	0,03	0,09
1939	0,58	0,44	0,62	0,99	0,04	0,07
1940	0,72	0,58	0,42	0,90	0,03	0,07
1948	0,58	0,73	0,33	0,33	0,04	0,09
1959	0,53	0,57	0,49	0,22	0,04	0,07
1960	0,54	0,56	0,55	0,22	0,04	0,07
1961	0,55	0,64	0,51	0,24	0,04	0,07
1962	0,55	0,69	0,53	0,33	0,04	0,07
1963	0,54	0,65	0,54	0,29	0,04	0,07
(10 месяцев)						

Степень извлечения ванадия в доменных печах Чусовского завода за 14 лет изменялась следующим образом [62] (см. табл. на стр. 268).

При чрезмерном уменьшении содержания кремния в чугуне (1950—1953 гг.) приходилось доменные печи вести более

**Работа доменного цеха Чусовского металлургического завода за последние годы характеризуется следующими показателями:**

Год					Расход материалов, кг/т чугуна							КИПО с поправочным коэффициентом 1,35 в числителе; без поправочного коэффициента — в знаменателе	
	Расход кокса, кг/т чугуна	Средняя температура дутья, °С	Средняя влажность дутья, 2/м³	Выход шлака на 1 т чугуна, кг	Вынос колошниковой пыли (уловл.), кг/т	агломерат кусинский	руда первоуральская	агломерат чусовской	прочие	металлодобавки	итого		
1957	944	676	24,2	1027	97	976	647	333	134	105	2195	6,614	0,623 0,841
1958	902	688	25,9	994	94	1011	556	358	10	112	2118	6,862	0,610 0,825
1959	883	700	21,3	974	58	1020	528	349	7	100	2097	6,359	0,600 0,811
1960	856	717	22,7	960	51	1117	554	301	8	98	2110	6,63	0,630 0,850
1961	828	759	21,5	900	46	1011	614	351	2	94	2114	6,93	0,667 0,900
1962	760	754	20,6	775	57	1031	475	339	9	133	2026	6,04	0,655 0,885
(10 месяцев)	746*	765	20,6	658	38	1001	542	346	33	116	2038	6,06	0,646 0,873

\* Плюс 36 кг мазута.

Годы	1950	1951	1952	1953	1954	1955	1956
Степень извлечения ванадия, %	68,6	66,3	66,5	66,2	70,3	74,1	77,4
Содержание кремния в чугуне, %	0,30	0,28	0,30	0,24	0,32	0,45	0,49

Продолжение

Годы	1957	1958	1959	1960	1961	1962	1963 (10 месяцев)
Степень извлечения ванадия, %	82,4	84,9	82,8	79,58	80,01	81,74	83,2
Содержание кремния в чугуне, %	0,45	0,47	0,46	0,52	0,51	0,53	0,54

холодно, а это влечет за собой снижение извлечения ванадия из шихты в чугун.

При увеличении содержания кремния в чугуне выше оптимальных пределов (0,4—0,5%) несколько возрастает извлечение ванадия в доменном цехе, но сквозное извлечение ванадия из шихты в ванадиевые продукты снижается (рис. 70).

Степень извлечения ванадия из шихты в чугун зависит от основности и количества шлака, температуры дутья и теплового состояния горна доменной печи. Извлечение ванадия растет с повышением основности шлака, температуры дутья и горна и с уменьшением количества шлака.

Однако при чрезмерном повышении основности шлака увеличивается его количество и потери ванадия со шлаком, а степень извлечения ванадия снижается.

Академик М. А. Павлов считал, что при 20% магнезии все шлаки становятся жидкими. Однако излишнее повышение содержания магнезии в шлаке снижает его обессернивающую способность.

Положительное влияние магнезии на жидкотекучесть шлака лежит в основе применяемой на Чусовском заводе технологии доменной плавки титаномагнетитов.

Для повышения степени извлечения ванадия из шихты в чугун чусовчане считают необходимым: повысить содержание окислов ванадия в доменной шихте; перейти на примене-

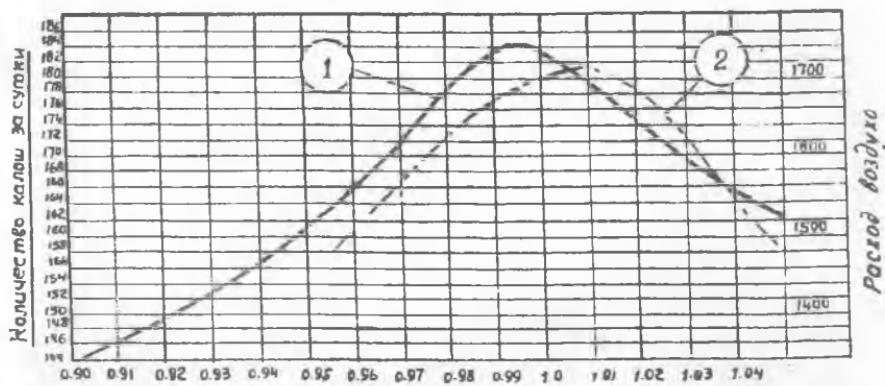


Рис. 69. Зависимость хода доменной печи среднего объема от расхода воздуха<sup>7</sup> и отношения  $(\text{CaO} + \text{MgO}) : (\text{SiO}_2 + \text{TiO}_2)$ .

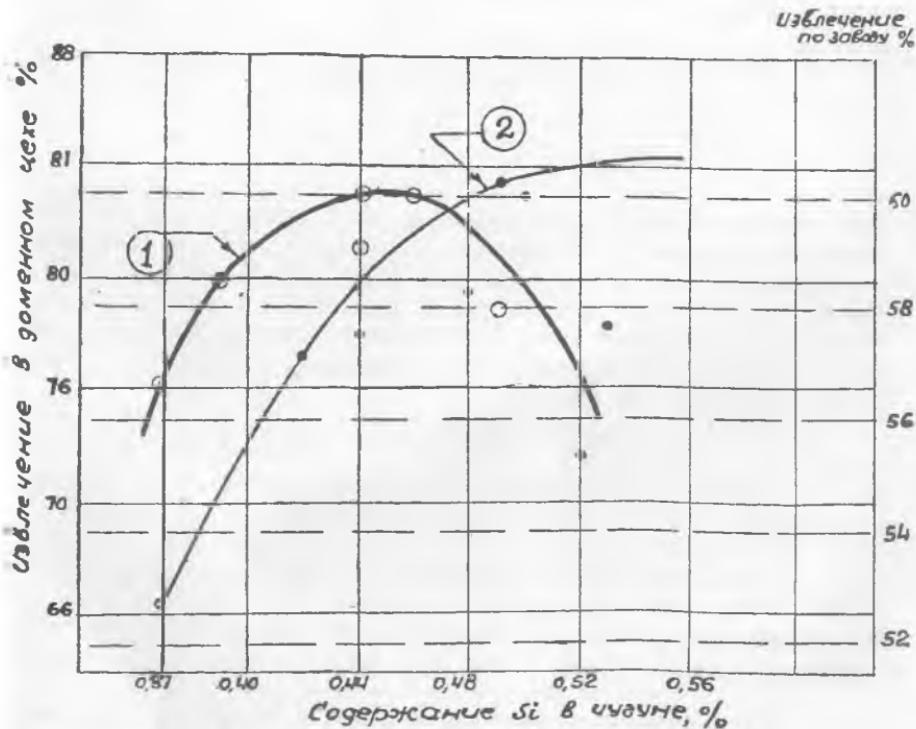


Рис. 70. Извлечение ванадия в доменном цехе ЧМЗ (2) и в целом по заводу (1) в зависимости от содержания кремния в чугуне.

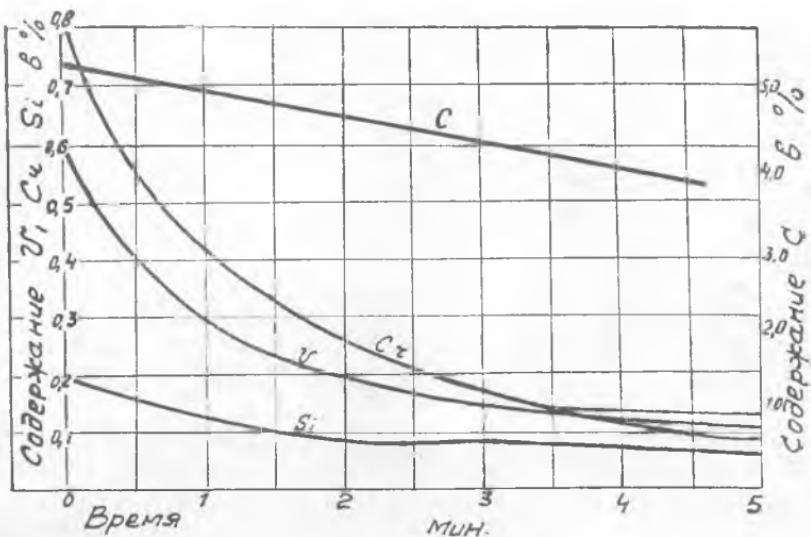


Рис. 71. Окисление элементов чугуна по ходу продувки в конверторе с воздушным донным дутьем.

ние оффлюсованного агломерата; организовать отсев мелких фракций агломерата; всемерно сокращать потери ванадия с доменным шлаком за счет снижения его количества, возможного понижения основности и содержания  $V_2O_5$  в шлаке. Ровный ход доменной печи положительно влияет на снижение потерь ванадия со шлаками, на повышение извлечения ванадия из доменной шихты.

На НТМК создаются более благоприятные условия по сравнению с Чусовским заводом для повышенного извлечения ванадия из шихтовых материалов: состав и глубокое обогащение качканарской железо-ванадиевой руды резко снижает количество пустой породы в проплавляемом агломерате; применение горячих продуктов паровой конверсии природного газа, обогащенного кислородом дутья, высокий нагрев и повышенное давление дутья позволяют вдвое-втрое снизить удельный расход кокса; более чем втрое уменьшается выход шлака на 1 т выплавленного ванадиевого чугуна.

Потери ванадия в доменных шлаках НТМК по проекту приняты 6,5%, т. е. в 2,5—3 раза меньше, чем на Чусовском заводе при работе на кусинско-первоуральском рудном сырье.

### 3. ДЕВАНАДАЦИЯ ЧУГУНА

Деванадация чугуна на Чусовском заводе производится в конверторе с воздушным донным дутьем (рис. 71). Источниками кислорода для окисления примесей являются кислород вдуваемого воздуха и твердые окислители — богатая железная руда, прокатная окалина и др.

По окисляемости содержащиеся в чугуне элементы располагаются в следующем порядке: титан, кремний, ванадий, марганец, хром. С повышением температуры среды окисляемость элементов, содержащихся в чугуне, уменьшается. Исключением является углерод, окисляемость которого с повышением температуры возрастает. Поэтому для достижения высокой концентрации окислов ванадия в шлаке и низкого остаточного содержания ванадия в полупродукте необходимо вести процесс деванадации при умеренных температурах (не выше 1400°), чтобы воспрепятствовать развитию реакций окисления углерода с обратным восстановлением ванадия из шлака в металл.

Содержащиеся в чугуне элементы влияют на окисление ванадия. Кремний, имея большое сродство с кислородом, может затормаживать окисление ванадия. Поэтому повышение содержания кремния в чугуне оказывает отрицательное влияние на процесс деванадации и на содержание в шлаке окислов ванадия.

Хром и марганец также затормаживают окисление ванадия. При содержании хрома свыше 0,6% наблюдается ухудшение процесса окисления ванадия. Кроме того, образующаяся окись хрома, переходя в шлак, уменьшает в нем концентрацию ванадия.

При повышении содержания хрома в чугуне, сильно удлиняется продолжительность продувки и увеличивается расход твердых окислителей-охладителей, деванадация чугуна затормаживается.

Консистенция ванадиевого конверторного шлака (рис. 72) зависит от состава продуваемого чугуна. В частности, например, хром, образуя тугоплавкие шпинели типа  $\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$ , способствует получению «сухих» или «полусухих», рассыпчатых шлаков.

На Чусовском металлургическом заводе принята следующая визуальная характеристика конверторных ванадиевых шлаков (см. табл. на стр. 273).

С повышением содержания окиси хрома ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ) уменьшается содержание окиси железа в конверторном шлаке, а

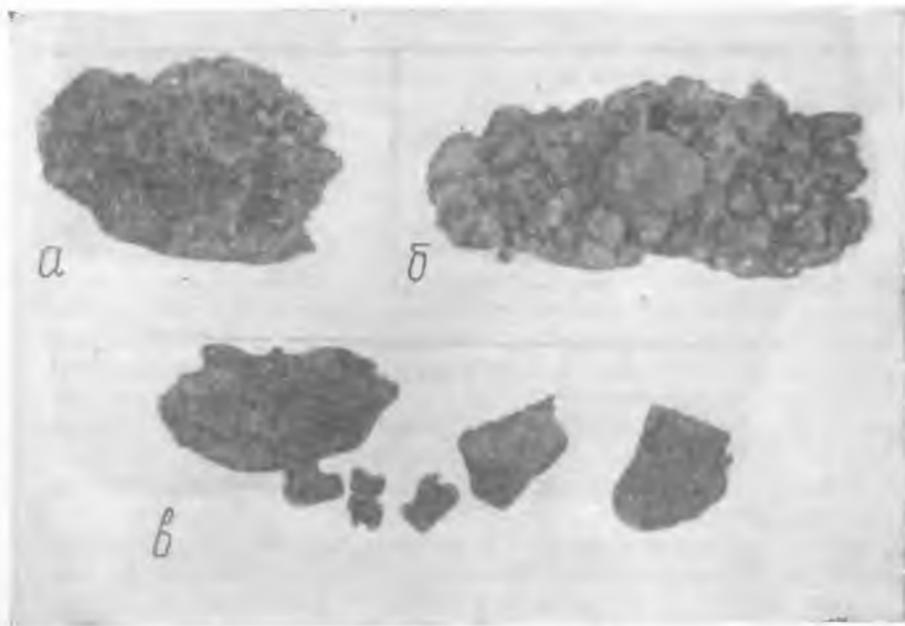


Рис. 72. Охлажденные пробы типичных конверторных ванадиевых шлаков:  
а — тестообразный шлак (с оптимальным содержанием ванадиевых шпинелидов);  
б — сухой рассыпчатый шлак (значительный унос с выдувками); в — жидкий шлак  
(значительные потери с полупродуктом).

при этом концентрация пятиокиси ванадия в шлаке увеличивается. Это несколько снижает вредное влияние хрома на процесс деванадации чугуна. Содержание закиси железа ( $\text{FeO}$ ) в конверторном шлаке на Чусовском заводе колеблется от 20 до 46% и оказывает решающее влияние на содержание пятиокиси ванадия в шлаке (рис. 73).

С увеличением содержания кремнезема также несколько снижается содержание закиси железа, что влечет за собой некоторое повышение концентрации пятиокиси ванадия.

В условиях Чусовского завода титан затормаживающего влияния на окисление ванадия не имеет, так как значительная часть его окисляется на пути от доменных печей к миксеру и в самом миксере.

В начале процесса продувки повышенная температура чугуна обеспечивает жидкотекучесть чугуна, необходимую для начала процесса окисления примесей, но при дальнейшем

Консистенция в горячем состоянии	Условное обозначение	Описание шлака
1. Весьма жидкий	ВЖ	Растекается ровным слоем по всему зеркалу металла в конверторе. Во время слива полупродукта из конвертора шлак не удается гребками задержать.
2. Жидкий (рис. 72, в)	Ж	Хотя и в меньшей мере, но обладает теми же недостатками, что и ВЖ. При сливе шлака в сборник заполняет его ровным слоем, с горизонтальной поверхностью.
3. Полужидкий	ПЖ	Слитый в сборник шлак имеет сначала выпуклую поверхность, которая минуты через две становится горизонтальной.
4. Тестообразный (рис. 72, а)	Т	При сливе из конвертора полупродукта шлак хорошо задерживается в конверторе гребками. После слива полупродукта шлак вываливается в сборник, имеет выпуклую поверхность. С такой же поверхностью застывает.
5. Полусухой	ПС	Вываливается из конвертора после слива полу-продукта. В сборнике имеет конусную поверхность. Так и застывает.
6. Сухой (рис. 72, б)	С	Имеет и в горячем состоянии форму гранул, не схватывающихся в конгломерат.

развитии процесса повышение температуры ванны ухудшает окисляемость ванадия. При продувке неизбежно повышение температуры, так как при окислении элементов чугуна выделяется тепло. Следует поддерживать температуру на определенном умеренном уровне, что достигается путем ввода в конвертор охладителей-окислителей (железная руда, окалина, скрап, твердый чугун, вода).

При охлаждении ванны рудой, окалиной, скрапом, твердым чугуном или полупродуктом возникают следующие затруднения: конверторная плавка удлиняется на время, необходимое на завалку твердых охладителей; концентрация окислов ванадия в шлаке снижается вследствие того, что часть окислов пустой породы, а также окислов железа переходят в шлак.

Для устранения этих затруднений чусовчане в 1956 г. предложили [65] более совершенный метод охлаждения ванны путем вдувания в конвертор порошкообразных охладителей-окислителей (измельченная руда, окалина, железо-ванадиевый концентрат) и воды в кипящий слой металла в конверторе через боковую форму воздухом с давлением 2 ати

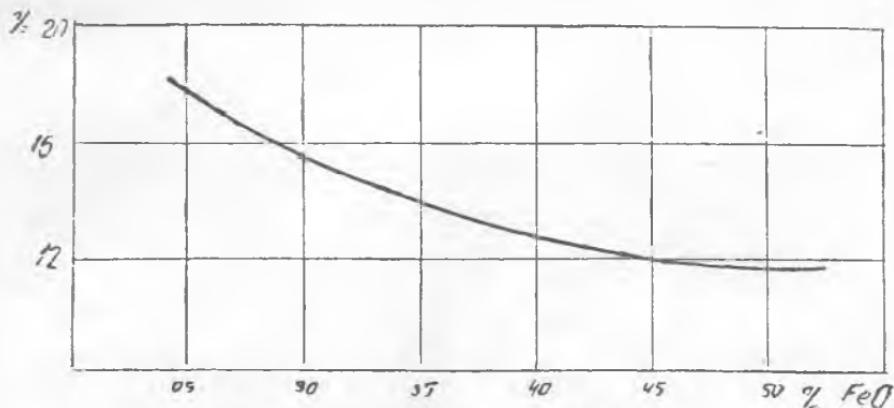


Рис. 73. Зависимость между содержанием  $FeO$  и  $V_2O_5$  б/ж в конверторных ванадиевых шлаках.

(рис. 74). Это позволило повысить концентрацию  $V_2O_5$  в конверторном шлаке на 1,5—3,7%, а остаточное содержание ванадия в полупродукте снизить. Присадки вдувались через шамотную форму со скоростью 0,3—0,5 т/мин. Длительность плавки уменьшилась в связи с тем, что окисление примесей чугуна ускорилось без затраты времени на повалки конвертора для подачи совками охладителей через горловину.

Вдувание в кипящий слой ванны порошкообразных охладителей-окислителей и воды позволяет автоматизировать процесс деванадации и имеет следующие преимущества: создается возможность непрерывно управлять температурным и окислительным процессами деванадации; обеспечивается более глубокое окисление ванадия; большая однородность шлака (отсутствие кусочков непрореагировавшей руды, кусочков пустой породы и др.). Этот метод был введен в постоянную эксплуатацию на одном из конверторов.

Вдувание воды позволяет гибко регулировать температуру ванны и ход реакций окисления примесей чугуна. Однако при вдувании чрезмерного количества воды ускоряется и окисление углерода и, как следствие, снижается жидкотекучесть полу продукта. Поэтому вдувание воды должно быть ограничено какой-то практической нормой порядка 20 кг/т чугуна.

Несколько позднее специалистами Чусовского завода и научными сотрудниками Уральского института черных металлов [66] при переделе опытной партии качканарского агломер-

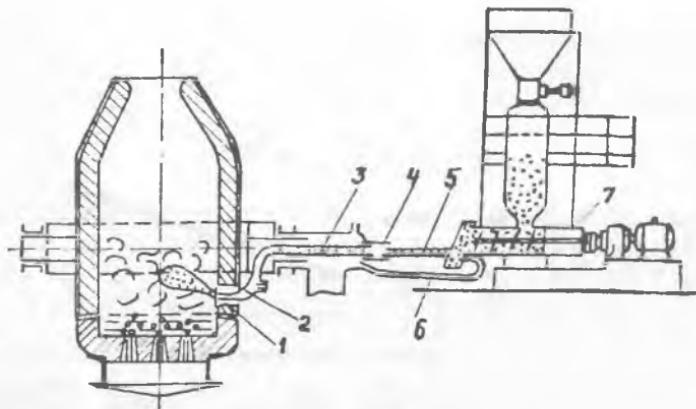


Рис. 74. Схема установки для вдувания пылевидных присадок в кипящий слой конвертора с воздушным донным дутьем [65]:

1 — шамотная фурма; 2 — колено трубопровода (с гляделкой) для подвода интенсификатора к фурме; 3 — врачающаяся часть трубопровода; 4 — сальник; 5 — неподвижная часть трубопровода; 6 — подвод воздуха к форкамере питателя; 7 — шнековый питатель.

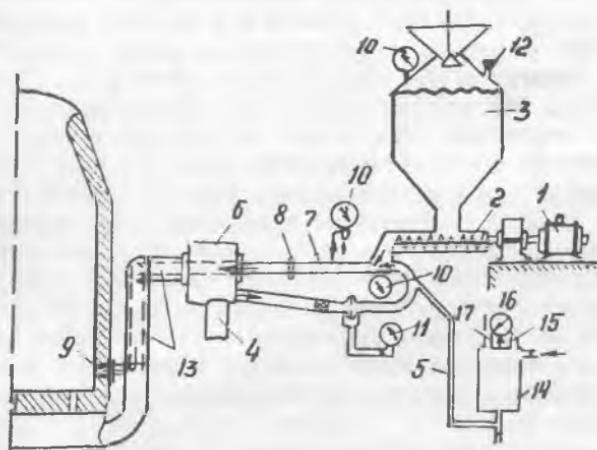


Рис. 75 . Установка для вдувания порошкообразных присадок в конвертор [66]:

1 — двигатель (4,5 квт, 1000 об/мин); 2 — шнековый питатель (0,5 т/мин); 3 — бункер емкостью 4,8 м<sup>3</sup>; 4 — воздухопровод; 5 — вентиль для выпуска воды и регулирования ее количества; 6 — гранбуksa; 7 — транспортирующий трубопровод; 8 — сальниковая муфта; 9 — шамотная фурма; 10 — манометр до 4 ати; 11 — регистрирующий расходомер; 12 — отверстие для выпуска воздуха и измерения уровня пыли в бункере; 13 — транспортирующий трубопровод, проходящий внутри воздушной магистрали конвертора; 14 — бак для воды емкостью 370 л; 15 — вентиль для выпуска сжатого воздуха; 16 — манометр до 10 ати; 17 — вентиль для выпуска воздуха при заполнении бака водой.

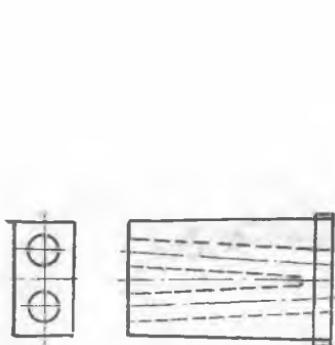


Рис. 76. Фурменный шамотный кирпич для бокового вдувания в конвертор порошкообразных окислителей [66].

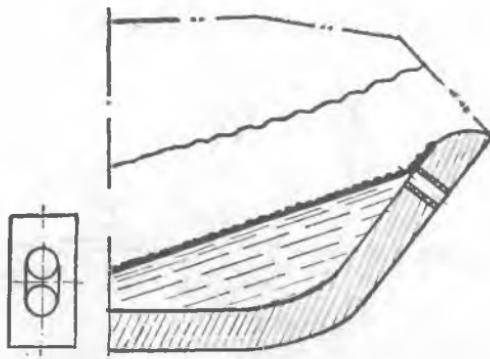


Рис. 77. Установка в конвертор графитового стакана для выпуска металла [66].

рата была усовершенствована конструкция устройства для вдувания в конвертор порошкообразных охладителей и воды (рис. 75 и 76). Вдувание окислителей и воды производилось с самого начала продувки. Результаты опытов показали, что при вдувании окалины, концентрата и воды концентрация ванадия в конверторном шлаке увеличивается на 2,2—2,4%.

Конверторы Чусовского завода не имеют бокового сталевыпускного отверстия. При сливе полупродукта через горловину конвертора шлак задерживается деревянными гребками. Потери шлака с полупродуктом бывают значительными. Поэтому в кожухе конвертора прорезали отверстие диаметром 180 мм и установили в него шамотный стакан (рис. 77) для выпуска через него полупродукта. Было установлено, что шлак хорошо задерживается в конверторе и в полупродукт практически не попадает. Эти опыты имеют большое значение для продувки чугуна из качканарского агломерата, в котором хрома содержится в несколько раз меньше, чем в кусинском. Конверторные шлаки от продувки чугуна из качканарских руд будут значительно менее вязкими, и задерживать их деревянными гребками невозможно.

По предложению научных сотрудников института metallurgии имени А. А. Байкова и специалистов Чусовского завода применили, вместо динасовой, основную — магнезитовую — футеровку конвертора. Это позволило несколько снизить содержание кремнезема в шлаке и увеличить срок службы футеровки до 1200 и более плавок.

Оптимальным для себя чусовчане считают чугун следующего состава: кремний 0,4—0,5%; марганец не более 0,25—0,30%; хром 0,55—0,65%; ванадий не менее 0,5%, отношение содержания хрома к ванадию не более 1,15.

Расход чугуна на тонну полупродукта 1,1 т. Количество получаемого ванадиевого шлака — 7,3% от веса чугуна, или 8% от веса полупродукта. Содержание пятиокиси ванадия в шлаке 13—15% в переводе на безжелезистую массу.

В полупродукте нормальным считается содержание остаточного ванадия не более 0,04%; хрома не более 0,1% и содержание углерода около 3%. При таком содержании этих компонентов продувка считается законченной.

По данным Чусовского завода [61], [62], степень извлечения ванадия из чугуна, содержание в шлаке пятиокиси ванадия и металлоотсева определяются следующими показателями в %:

Показатель	По годам, при продувке чугуна из кусинской и первоуральской руды								Ожидается при продувке чугуна из качканарской руды
	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962	1963 (10 месяцев)	
Степень извлечения ванадия из чугуна . . . . .	88,5	89,82	87,60	85,30	87,57	88,23	88,16	89,39	90,00
Содержание пятиокиси ванадия в шлаке . . . . .	14,35	13,75	13,31	13,09	12,44	13,17	13,23	13,52	13,50
Металлоотсев из шлака . . . . .	17,16	16,05	13,83	14,48	Нет данных	Нет данных	Нет данных	17,4	13,02
Mn	0,23	0,22	0,22	0,22	0,22	0,24	0,23	0,29	Менее 0,25
Si	0,47	0,44	0,47	0,47	0,545	0,51	0,53	0,54	Менее 0,50
Cr	0,55	0,52	0,57	0,58	0,56	0,68	0,67	0,65	Менее 0,25
V	0,56	0,55	0,55	0,54	0,56	0,535	0,55	0,54	Более 0,40
Cr:V	0,98	0,94	1,03	1,06	1,00	1,19	1,23	1,20	Менее 0,62

Из приведенных данных видно, что степень извлечения ванадия из чугуна в шлак и содержание в нем пятиокиси ванадия колеблются в весьма узких пределах. Эти показатели в большой степени зависят от состава продуваемого чугуна. Они ухудшаются с увеличением в чугуне хрома, кремния и уменьшением ванадия.

Показатели работы конверторного отделения Чусовского завода характеризуются следующими данными:

Год	Расход материалов в кг на 1 т полупродукта					Руда железная, кг / т, полу- продукта	Выход ванадия в шлаке, в кг на т полу- продукта	Расходы по пе- ределу на 1 т полупродукта, руб.
	чугун вана- дневый	металло- отсев	ферроси- лиций	прочие	итого			
1957	1085	4,5	0,35	1,15	1091	53	5,275	2,960
1958	1099,5	6,0	0,20	0,50	1106	51	5,157	3,18
1959	1088	6,0	0,16	0,50	1088,66	51,5	5,032	2,957
1960	1082	7,0	0,09	3,0	1092,09	57	5,287	3,04
1961	1081	9,0	0,10	3,0	1093,1	53	5,283	2,70
1962	1077	11,0	—	2,0	1090	60,1	5,245	2,63
1963 (10 меся- цев)	1077,5	12,5	—	—	1090	52	5,284	2,48

Средние составы шлака из конверторов и полупродукта за последние годы определяются следующими данными: (см. табл. на стр. 279).

Металловключения в конверторном ванадиевом шлаке разбиваются на две группы: а) корольки различной величины, поддающиеся отделению при помощи дробления, измельчения, рассева и магнитной сепарации; б) дисперсное мелкораздробленное железо, определяемое химическим анализом шлака; только часть этих мелких включений удается удалить из шлака путем его тонкого помола и последующей магнитной сепарации.

Ожидается, что благоприятный состав чугуна из окускованного концентратата качканарских руд (низкое содержание в нем хрома, кремния, марганца, серы, фосфора) и дальнейшее усовершенствование технологии процесса деванадации позволят Чусовскому заводу иметь не худшие показатели по степени извлечения ванадия и его концентрации в конверторном шлаке, чем при продувке из кусинских окускованных

Год	Состав шлака, %						
	металловключений	SiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (без металловключений)	MgO	MnO	CaO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
1957	16,1	23,8	13,70	1,1	4,5	1,20	10,00
1960	16,4	24,0	13,41	1,1	4,6	1,00	10,00
1963 (10 месяцев)	17,4	21,8	13,52	1,6	5,4	0,99	11,15

Год	Состав полупродукта, %						
	C	Si	Cr	Mn	V	S	P
1957	2,5—3,5	Сл.	Сл.	0,15	0,04	0,04	0,07
1960	3,3—3,9	0,03—0,05	»	0,10	0,04—0,06	»	»
1963 (10 месяцев)	»	»	»	»	»	»	»

концентратов, несмотря на несколько большее в последних содержание ванадия.

Не останавливаясь на изложении опыта Чусовского завода по дальнейшему переделу конверторного ванадиевого шлака в обжиговом, химическом и ферросплавном цехах, рассмотрим только некоторые требования, которые предъявляются к составу шлака в целях более полного извлечения из него пятиокиси ванадия и выплавки феррованадия. Тагильчанам надо знать эти требования, основанные на многолетнем опыте Чусовского завода. Тем более, что в 1964 и 1965 гг. конечной товарной продукцией Нижне-Тагильского металлургического комбината будет конверторный ванадиевый шлак, а переработка его в пятиокись ванадия (разной степени чистоты) и выплавка феррованадия будут производиться на Чусовском заводе.

Прежде всего, надо указать, что успех окислительного обжига во вращательных противоточных трубчатых печах в значительной мере зависит от состава и подготовки шлака. Подготовка шлака к обжigu заключается в его дроблении, измельчении (до 100—120 меш) и максимально возможном

удалении (путем магнитной сепарации) включений железа, которые оказывают отрицательное влияние на качество обжига измельченного шлака. При окислении металловключений во время обжига шлака могут произойти местные перегревы шихты, что влечет за собой образование «спека» (спекшихся окатышей), а это затрудняет доступ кислорода к частицам шихты, ухудшает результаты окислительного обжига и извлечения пятиокиси ванадия из шлака.

Качество ванадиевого шлака, зависящее от его состава, характеризуется выходом водорастворимых и кислоторастворимых соединений ванадия. Для облегчения дальнейшего химического передела и получения качественной пятиокиси ванадия желательно иметь возможно больший переход последней в водорастворимые соединения. А это зависит не только от состава шлака (размера зерна и присутствия корольков железа), но и от состава обжигаемой шихты (вид, количество и степень измельчения натрирующих и хлорирующих добавок), температуры и длительности обжига, условий охлаждения шихты после обжига.

При высоком качестве ванадиевого шлака (благоприятный состав, тонкое измельчение, небольшое количество металловключений) достигается успешное извлечение пятиокиси ванадия (высокой степени чистоты) из обожженного шлака.

С повышением концентрации окислов ванадия в конверторном шлаке увеличивается общее извлечение из него пятиокиси ванадия, что подтверждается следующими данными, взятыми из практики работы Чусовского завода:

Содержание $V_2O_3$ в конверторном шлаке, в пересчете на $V_2O_5$ , % . . .	15,07	16,44	17,08
Общее извлечение V после обжига шлака с сильвинитом, % . . . . .	84,5	87,0	88,0

Влияние химического состава конверторного шлака на извлечение из него ванадия можно вкратце охарактеризовать следующим образом:

А. Влияние окиси кальция ( $CaO$ ). С увеличением содержания извести в шлаке снижается общее извлечение из него ванадия и резко снижается выход водорастворимых соединений (рис. 78).

По опыту Чусовского завода при увеличении содержания  $CaO$  в конверторном шлаке с  $0,5 \div 0,8\%$  до 3% и более сни-

жается выход водорастворимых и увеличивается выход кислоторастворимых соединений пятиоксида ванадия с уменьшением общего извлечения ванадия. Снижение выхода водорастворимых соединений объясняется тем, что, наряду с образованием ванадатов натрия и ванадатов калия, хорошо растворимых в воде, происходит образование ванадатов кальция, растворимых только в кислоте.

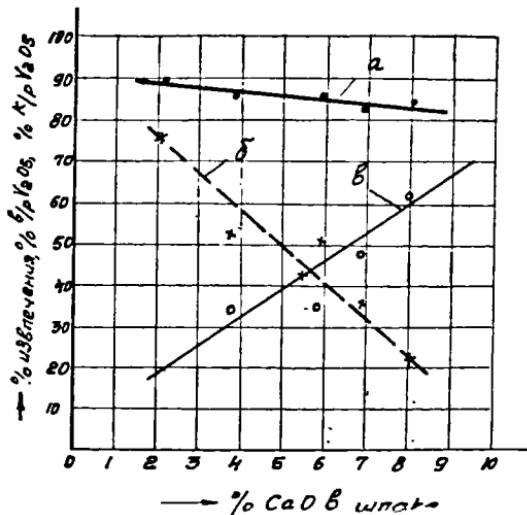


Рис. 78. Зависимость степени извлечения ванадия (а), выхода водорастворимых соединений (б) и кислоторастворимых соединений (в) от содержания  $\text{CaO}$  в шлаке.

При повышенном содержании  $\text{CaO}$  обжиг измельченного ванадиевого шлака с сильвинитом становится малоэффективным. Общее извлечение ванадия после такого обжига резко снижается. Несколько лучшие результаты достигаются при обжиге шлака с повышенным содержанием  $\text{CaO}$  при условии замены сильвинита кальцинированной содой, но последняя в несколько раз дороже сильвинита.

Б. Влияние кремнезема ( $\text{SiO}_2$ ). С повышением содержания кремнезема в шлаке снижается извлечение ванадия, увеличивается расход хлоридов.

Изменение степени извлечения ванадия в зависимости от содержания кремнезема в шлаке и тонкости его измельчения

на Чусовском заводе можно представить следующими данными:

Тонкость измельчения шлака, меш.	25	35	50	75	90	100	125	150
Содержание $\text{SiO}_2$ в шлаке, %	степень извлечения ванадия из шлака, %							
20	37,5	51,2	72,5	72,7	70,3	69,3	67,2	66,1
25	38,1	49,3	62,3	62,1	59,2	55,3	53,2	52,1
30	36,5	47,3	57,1	57,4	48,8	45,1	40,6	36,4
38	37,1	46,2	51,1	49,8	40,3	37,4	30,8	27,2

Желательно иметь содержание  $\text{SiO}_2$  в конверторном шлаке не выше 20%.

С увеличением содержания кремнезема в шлаке расход хлоридов возрастает, так как  $\text{Na}_2\text{O}$  связывается в натровые силикаты типа  $\text{NaFe SiO}_2$  или  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  с большим расходом щелочей на образование этих силикатов — с большими потерями щелочей в отвалы.

**В. Влияние окиси хрома ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ).** С увеличением содержания окиси хрома в шлаке резко снижается извлечение ванадия и выход водорастворимых соединений. Это объясняется тем, что при одновременном присутствии в окисленном шпинелиде и  $\text{V}_2\text{O}_5$  и  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  создаются условия для образования сложных соединений, которые не поддаются разрушению ни кислотами, ни щелочами.

**Г. Влияние окислов титана ( $\text{TiO}_2$ ).** В ванадиевом шпинелиде ионы ванадия могут замещаться ионами железа, изоморфными окислами хрома ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ) и окислами титана ( $\text{Ti}_2\text{O}_3$ ), которые практически имеются в конверторных шлаках. При обжиге шлака окислы титана образуют титанаты натрия типа  $\text{Na}_2\text{TiO}_3$  или  $\text{Na}_2\text{Ti}_2\text{O}_5$ , которые нерастворимы в воде (но растворимы в щелочах).

Двуокись титана образуется в миксере, в результате окисления содержащегося в чугуне титана. С миксерными шлаками (если их тщательно не удалить) она вносится в конвертор.

Миксерный шлак на ЧМЗ имеет следующий состав (1960 г.): 20,5%  $\text{TiO}_2$ ; 31,4%  $\text{SiO}_2$ ; 3,1%  $\text{CaO}$ ; 1,3%  $\text{MgO}$ ; 3,0%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 31,1%  $\text{FeO}$ ; 3,0%  $\text{V}_2\text{O}_5$ ; 2,0%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ; 3,2%  $\text{MnO}$ .

При химической обработке миксерного шлака по принят-

той на Чусовском заводе технологии извлечение ванадия составляло не более 25% от общего его количества. Поэтому чусовчане считают, что миксерный шлак является вредной составляющей, так как он разубоживает ванадиевый конверторный шлак и ухудшает суммарное извлечение ванадия. Не следует допускать попадания миксерного шлака в конвертор. Для лучшего извлечения ванадия из конверторного шлака следует уменьшать в нем содержание окислов титана.

Д. Влияние окислов железа ( $Fe_2O_3$ ). Окислы железа разубоживают конверторный шлак, снижают в нем концентрацию  $V_2O_3$  и понижают в химическом переделе извлечение ванадия из шлака. При обжиге шлака  $Fe_2O_3$  реагирует с хлоридами ( $NaCl$  и  $KCl$ ), понижая активное количество последних. Поэтому следует стремиться к возможному уменьшению содержания окислов железа в конверторном шлаке.

#### 4. ОПЫТНЫЙ ПЕРЕДЕЛ КАЧКАНАРСКИХ РУД В 1958 г.

В апреле 1958 г. на Чусовском заводе были проведены промышленные испытания агломерации качканарского концентрата, доменной переплавки оффлюсованного агломерата и передела ванадиевого чугуна в конверторе с получением ванадиевого шлака и полупродукта [67], [68]. Для этой цели было доставлено 529 т качканарского концентрата следующего состава, %:

Fe	P	S	$Fe_2O_3$	FeO	$V_2O_5$	$P_2O_5$	$SiO_2$	$Al_2O_3$	CaO	MgO	$TiO_2$	$Cr_2O_3$	MnO
58,1	0,04	0,01	53,3	26,7	0,55	0,02	6,6	2,66	3,1	3,0	2,73	0,1	0,37

$$\text{Основность концентрата } \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} = \frac{6,10}{9,26} = 0,66.$$

Ситовый состав и влажность концентрата:

Ситовый состав, фракции, мм							Влажность, %	Насыпной вес, $m/m^3$
более 5,0	3,3—5,0	0,85—3,3	0,21—0,85	0,105—0,21	0,053—0,105	мелоче —0,053		
Содержание, %								
0,00	0,19	4,77	21,39	39,74	27,75	6,16	5,0	1,96

Как мы уже говорили, характерной особенностью концентрата из качканарских руд является низкое содержание серы, фосфора, хрома и повышенная основность, увеличивающаяся по мере повышения содержания в нем железа. В настоящее время считают возможным и выгодным получать качканарский концентрат с содержанием железа 63%, пятиокиси ванадия 0,5—0,55%, с основностью около 0,70.

Агломерацию концентрата производили на Чусовской аглофабрике. Средний состав шихты, %: концентрат — 60,9; молотый известняк — 7,1; горячий возврат — 32,0; расход кокса — 4,8; влажность — 5,5—7,0.

За время опытов (23 час. 40 мин.) было получено 444 т офлюсованного агломерата вполне удовлетворительного качества, с умеренно оплавленной и однородной структурой, с достаточно развитой пористостью. Восстановимость агломерата составляла 60—64%. Химический состав и механическая прочность агломерата характеризовались следующими данными:

Значение	Химический состав					Основность CaO SiO <sub>2</sub>	Выход фракций после испытания агломерата, %	
	Fe	FeO	SiO <sub>2</sub>	CaO	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		более 10 мм	менее 5 мм
Среднее . .	54,4	13,0	7,12	7,93	0,51	1,12	39,1	32,3
Минимум . .	53,4	11,2	6,6	6,70	—	—	36,0	28,0
Максимум . .	55,7	17,2	7,5	3,40	—	—	47,0	36,0

Результаты рассева указывают на удовлетворительное качество агломерата. Тонкость помола концентрата обеспечивает развитую поверхность соприкосновения рудных частиц между собой и с частицами известняка, в результате чего достигается успешное спекание и высокое качество офлюсованного агломерата.

Опытная доменная плавка вследствие ограниченного количества качканарского агломерата производилась в небольшой печи и была кратковременной.

Качканарский агломерат по сравнению с применяемой Чусовским заводом обычной шихтой имеет: более высокое содержание железа и более высокую основность, значительно более низкое содержание хрома и фосфора и лучший грану-

лометрический состав. Основность качканарского агломерата  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 1,12$  позволила полностью исключить известняк из доменной шихты. Ход печи был устойчивым, ровным. Расход кокса был значительно ниже, чем обычно: 690 кг/т вместо 942 кг/т чугуна. Пониженный удельный расход кокса объясняется более высоким содержанием железа в шихте; самоплавкостью качканарского агломерата, исключением из доменной шихты известняка и соответственно малым выходом шлака; пониженным содержанием титана и хрома, увеличивающими вязкость доменного шлака.

Средний состав чугуна и полученного из него при продувке полупродукта опытных плавок из качканарского концентрата:

Состав чугуна, %								Состав полупродукта, %			
V	Mn	Si	Cr	S	P	Ti	C	C	V	Cr	
0,42 0,45	0,18 0,21	0,39 0,64	0,12 0,16	0,04 0,05	0,05	0,20	4,4 3,61	2,88 3,61	0,02 0,04	0,03 0,05	

Чугун имел меньшее содержание ванадия (0,43% против 0,54%), хрома (0,15% против 0,52%) и фосфора (0,05% против 0,07%), чем обычный чусовской чугун. Шлак по химическому составу практически не отличался от обычного, но удельный выход его был почти в два раза меньше, чем при работе на обычной шихте. Вынос колошниковой пыли уменьшился с 35—52 до 26 кг/т чугуна. Переход ванадия в чугун составил 86% против 80—83% при работе печи на обычной шихте.

Продувка чугуна в конверторе с воздушным донным дутьем производилась до остаточного содержания ванадия в металле в пределах 0,02—0,04%, при этом коэффициент ошлакования ванадия составлял 90—93%. В зависимости от содержания кремния в чугуне и его температуры продолжительность продувки колебалась от 4 до 8 минут.

Чугун при заливке в конвертор имел температуру 1160—1200°; полупродукт перед сливом его из конвертора — 1200—1320°.

В зависимости от состава чугуна и технологии продувки ванадиевый шлак получался с содержанием  $\text{V}_2\text{O}_5$  от 9,0 до

12,5%, что удовлетворяет требованиям дальнейшего химического передела ванадиевого шлака.

Промышленные испытания показали, что Качканарское месторождение при рациональной схеме подготовки руд к плавке может служить мощной базой развития черной металлургии Среднего Урала и производства пятиокиси ванадия, феррованадия и чистого металлического ковкого ванадия.

В результате опытных плавок на Чусовском заводе установлено, что продувка чугуна из качканарских руд в конверторе с воздушным донным дутьем дает возможность получать ванадиевый шлак, пригодный для химико-металлургической переработки на феррованадий, и ценный полупродукт.

Опыты показали целесообразность глубокого обогащения качканарских руд, с увеличением содержания в концентрате железа (до 63% и более) и пятиокиси ванадия (до 0,55% и более).

Получение такого концентрата связано с более тонким измельчением руды. Тонкоизмельченный концентрат успешно окусковывается методом окомкования с последующим обжигом оффлюсованных окатышей, metallurgические свойства которых значительно выше, чем свойства агломерата.

## 5. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ПЕРЕДЕЛА КАЧКАНАРСКИХ РУД В 1963 г.

С августа 1963 г. Чусовской металлургический завод начал получать качканарский железо-ванадиевый концентрат со средним содержанием 62,5% железа и 0,68% пятиокиси ванадия.

Опытная агломерация этого концентрата проводилась на агломерационной ленте в течение десяти дней. Подвергнуто агломерации 3379 т качканарского концентрата, получено 4246 т агломерата.

Состав шихты за опытный период, %:

Наименование компонентов				Всего
качканарский концентрат	колошниковая пыль	известковая крошка	коксовая мелочь	
64,0	9,5	24,2	2,3	100,0

Состав колошниковой пыли: 39,9% железа, 0,51% пятитоксики-  
ци ванадия.

Состав известняковой крошки: 2,3%  $\text{SiO}_2$ ; 0,6% ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 +$   
 $+ \text{Al}_2\text{O}_3$ ); 46,3%  $\text{CaO}$ ; 6,7%  $\text{MgO}$ .

#### Химический состав полученного агломерата, в %:

Компонент	Опытный период (с 4/IX по 13/IX)	Для сравнения за август 1963 г.
Кремнезем . . . . .	5,80	6,20
Глинозем . . . . .	2,70	2,70
Окись железа . . . . .	52,03	50,70
Закись железа . . . . .	17,60	17,10
Закись марганца . . . . .	0,33	0,42
Окись кальция . . . . .	15,0	18,20
Окись магния . . . . .	3,60	3,50
Двуокись титана . . . . .	2,40	0,80
Пятитоксии ванадия . . . . .	0,50	0,13
Окись хрома . . . . .	0,19	0,30
Окись фосфора . . . . .	0,023	0,07
Сера . . . . .	0,05	0,18
Железо . . . . .	50,0	48,70
Основность . . . . .	2,59	2,95

Столь высокая основность агломерата из качканарского концентрата вызвана необходимостью ошлаковать кремнезем первоуральской руды, расход которой в опытных плавках составлял 30%. Та же причина еще более высокой основности рядового агломерата.

#### Ситовый состав агломерата:

Наименование и номера проб	Фракции, м.м.					
	более 50	-50+25	-25+12	-12+5	-5+3	0-3
Содержание, %						
Качканарский № 1* (4-13/IX 1963 г.) № 2** опытный период	5,6 4,4	24,3 18,8	32,1 30,7	22,5 28,4	8,3 7,9	6,4 9,8
Рядовой (август, 1963 г.)	9,0	17,4	30,5	29,0	7,40	6,8

\* Проба № 1 отобрана в период опытов; проба № 2 отобрана после хранения агломерата под открытым небом в течение 30 суток.

Содержание мелочи (0—5 мм) после испытания в барабане, %:

Качканарский агломерат опытного периода—23,60	Обычный агломерат (август 1963 г.) —25,0—26,0
--	--

Основные показатели работы агломерационной ленты:

Показатель	Единица измер.	Опытная шихта с качканарским концентратом (4—13/IX 1963 г.)	Обычная шихта (январь—август 1963 г.)
Скорость движения аглоленты . . . . .	палет в час	67	73
Толщина слоя шихты . . . . .	мм	170	220
Среднесуточное производство агломерата . . . . .	%	85	100

Снижение на 15% производительности агломерационной ленты при спекании качканарского концентрата обусловлено более высокой тонкостью его измельчения, что требует понижения скорости движения аглоленты и уменьшения толщины слоя спекаемой шихты по сравнению с чусовским агломератом из обычной шихты.

Выплавка чугуна из качканарского агломерата проводилась в доменной печи в течение 8 суток.

Состав шихты: качканарского агломерата — 68,3%, первоуральской руды — 31,7%.

Технико-экономические показатели приводятся за 6 суток. Для сравнения приводятся показатели работы этой же доменной печи за 15 суток. В этот период переплавляли шихту состава: первоуральской руды — 30%, кусинского агломерата — 50%, местного агломерата — 20%.

Качество кокса в обоих периодах было одинаковым, металлодобавки не применялись.

Показатели работы доменной печи за эти периоды следующие (см. табл. на стр. 289).

Доменная плавка в опытный период протекала хорошо: среднесуточное производство было на 19% выше; расход кокса на 18% ниже; экономия условного топлива 20%; расход известняка в доменную шихту в 12 раз меньше; вынос колошниковой пыли на 20% меньше; выход шлака почти на 7%

Показатели	Един. измер.	7—12/IX (опытный период)	30/VII—13/VIII (сравниваемый период)
Продолжительность периода . . . . .	сут.	6	15
Среднесуточное производство . . . . .	%	119,0	100,0
Расход кокса . . . . .	кг/т	706,0	838,0
Экономия кокса . . . . .	%	18,0	—
Расход мазута . . . . .	кг/т	29,0	41,0
Расход условного топлива . . . . .	кг/т	746	896
Экономия условного топлива . . . . .	—	20	—
Состав шихты:			
первоуральская руда . . . . .	%	31,7	30
качканарский агломерат . . . . .	%	68,3	—
кусинский агломерат . . . . .	%	—	50
местный агломерат . . . . .	%	—	20
Расход известняка . . . . .	кг/т	26,0	314,0
Среднее содержание железа в шихте . . . . .	%	44,50	45,30
Температура дутья . . . . .	°C	757	728
Расход дутья . . . . .	м³/мин	542	552
Давление дутья . . . . .	атм	0,73	0,76
Влажность дутья . . . . .	г/м³	24,20	27,0
Давление колошникового газа . . . . .	мм в. с.	910	1036
Температура колошника . . . . .	°C	366	276
Хим. анализ газа: CO₂ . . . . .	%	12,30	11,30
CO . . . . .	%	28,0	29,70
CH₄ . . . . .	%	0,40	0,40
H₂O . . . . .	%	2,40	2,60
Вынос колошниковой пыли . . . . .	кг/т	60	76
Химсостав чугуна:			
марганец . . . . .	%	0,23	0,23
кремний . . . . .	%	0,54	0,58
сера . . . . .	%	0,04	0,05
фосфор . . . . .	%	0,03	0,07
ванадий . . . . .	%	0,51	0,56
хром, % . . . . .	%	0,18	0,65
титан, % . . . . .	%	0,26	—
Выход шлака . . . . .	кг/т	821	878
Химанализ шлака:			
кремнезем . . . . .	%	31,50	33,0
глинозем . . . . .	%	15,40	15,70
окись кальция . . . . .	%	33,0	29,70
окись магния . . . . .	%	11,20	10,50
закись марганца . . . . .	%	0,60	0,40
закись железа . . . . .	%	1,0	0,55
двуокись титана . . . . .	%	6,60	5,70
пятиокись ванадия . . . . .	%	0,09	0,12
Основность шлака . . . . .	—	1,05	0,90
Рудная нагрузка на тонну кокса . . . . .	м³/т	3,12	2,46
Извлечение ванадия . . . . .	%	86,50	83,0
Производство чугуна . . . . .	%	118,5	100,0

меньше; рудная нагрузка на 1 т кокса на 27% больше; извлечение ванадия выше по сравнению с показателями работы доменной печи в августе 1963 г. на обычной шихте.

**Результаты продувки опытного качканарского чугуна  
в конверторе с воздушным донным дутьем:**

Показатели	Опытный качканарский чугун	Обычный чусовской чугун
Среднее содержание ванадия в чугуне, % . . . . .	0,515	0,560
Среднее содержание хрома, % . . . . .	0,18	0,65
Получено шлака в среднем на 1 т чугуна, кг/т . . . . .	78,6	80,1
Среднее содержание пятиокиси ванадия в без- железистой массе, % . . . . .	13,81	13,82
То же, максимальное, % . . . . .	15,33	—
То же, минимальное, % . . . . .	12,07	—
Среднее содержание металловключений в шла- ке, % . . . . .	14,1	19,3

За опытный период всего продуто 111 плавок.

Из них:

Додуто (по остаточному содер- жанию ванадия в полупродукте не выше 0,04%) — 55 плавок	Недодуто, то есть с содержанием ванадия в полупродукте более 0,04% — 56 плавок
---	--

В том числе плавки с содержанием ванадия в полупродукте, %

до 0,04	до 0,03	до 0,02	до 0,05	до 0,06	до 0,07	до 0,08	до 0,09
44	9	2	15	25	2	2	12

Расчетные потери ванадия с полупродуктом за опытный период составили 9%.

Сравнивая результаты окускования и последующего ме-  
таллургического передела качканарского железо-ванадиево-  
го концентрата (сентябрь 1963 г.) с окускованием и переделе-  
лом обычной шихты из кусинско-первоуральских железо-ва-  
надиевых руд, а также описанные в предыдущей главе  
промышленные опыты по окускованию и переделу качканар-

ского концентрата на НТМК (ноябрь 1963 г.), чусовчане пришли к следующим предварительным (1963 г.) выводам:

А. На Чусовском металлургическом заводе:

1. Установлена возможность получения качественного оглюсованного агломерата из тонкоизмельченных качканарских концентратов и успешной выплавки из него ванадиевого чугуна с содержанием не менее 0,45—0,50% ванадия; около 0,50% кремния; 0,20—0,23% марганца; 0,15—0,18% хрома; 0,03—0,05% серы; 0,03% фосфора.

2. Перевод доменных печей на оглюсованный агломерат из качканарского концентрата позволяет снизить количество доменного шлака, уменьшить потери ванадия со шлаком и повысить сквозное извлечение ванадия из рудного сырья в целом по заводу не менее чем на 4%.

3. При спекании тонкоизмельченного концентрата на агломерационных лентах существующей конструкции, не приспособленных к работе на таком сырье, их производительность снижается на 15% по сравнению со спеканием обычной шихты, но качество спекания тонкоизмельченного концентрата высокое.

4. При доменной плавке оглюсованного агломерата из качканарского концентрата производительность печи увеличивается (примерно на 19%), удельный расход кокса и условного топлива снижается (на 18—20%), уменьшаются расход известняка, вынос колошниковой пыли и выход шлака, повышается рудная нагрузка на 1 т кокса (примерно на 27%), возрастает степень извлечения ванадия из руды в чугун по сравнению с работой на шихте из кусинско-первоуральских руд.

5. Химический состав чугуна, получаемого из окускованного качканарского концентрата, более благоприятен для его деванадации по сравнению с чугуном из кусинско-первоуральских руд: более низкое содержание хрома облегчает и повышает извлечение ванадия.

6. В условиях завода (при выпуске металла через горловину, так как в конверторе нет бокового металловыпускного отверстия) пониженное содержание хрома, увеличивая жидкокаподвижность шлака, затрудняет его отделение гребками (рис. 68) от полупродукта.

7. Характерной особенностью чугуна, получаемого из окускованного качканарского концентрата, является не только значительное снижение хрома, но и несколько повышенное содержание в нем залежи железа. При продувке чугуна на

НТМК кислородом следует вводить в конвертор больше охладителей, чем при продувке воздухом. Если в качестве охладителя вводить в конвертор железную руду, окалину или железо-ванадиевый концентрат, то содержание закиси железа в шлаке будет возрастать. Это нежелательно, так как закись железа разубоживает шлак, снижая в нем концентрацию пятиокиси ванадия (рис. 73).

8. Можно полагать, что наиболее эффективным способом, предотвращающим повышение содержания закиси железа в ванадиевом шлаке и его разубоживание (то есть понижение концентрации ванадия), будет вдувание воды в струе кислорода и одновременная подача в конвертор гранулированного чугуна или гранулированного полупродукта. Вдувание в конвертор воды, как показали многочисленные опыты, проведенные на Чусовском заводе, а позднее на Ново-Тульском заводе, позволяет резко сократить подачу руды, окалины или железорудного концентрата и тем самым понизить содержание закиси железа в ванадиевом шлаке, повысить концентрацию ванадия в нем и улучшить качество шлака. Вдувание воды особенно эффективно при продувке ванны кислородом, как это предусмотрено на НТМК.

9. Ванадиевый шлак, полученный при продувке в конверторе с воздушным донным дутьем (сентябрь 1963 г.) чугуна из окискованных качканарских концентратов с применением в качестве охладителей полупродукта и руды, содержит около 12,5% пятиокиси ванадия. Это опровергает ранее существовавшее предположение о неизбежном снижении содержания пятиокиси ванадия в шлаке от продувки чугуна из окискованного качканарского концентрата по сравнению со шлаком от продувки чугуна из кусинско-первоуральских руд.

#### Б. На Нижне-Тагильском металлургическом комбинате.

1. Сооруженный в 1963 г. кислородно-конверторный комплекс дает возможность осуществить более прогрессивный способ передела ванадийсодержащих чугунов по сравнению со способом, применяемым в настоящее время на Чусовском заводе.

2. Проведенные в ноябре 1963 г. опыты по агломерации качканарского железо-ванадиевого концентрата, выплавке из него в большегрузной доменной печи чугуна и его деванадации в кислородном конверторе дали положительные результаты. Однако для проверки проектных параметров техноло-

гии спекания концентрата, доменной плавки, деванадации чугуна и отработки этой технологии необходимы значительно более продолжительные опыты.

3. В процессе дальнейших опытных работ следует обратить внимание на следующее:

а) быстрее переоборудовать аглоленты Лебяжинской фабрики, приспособив их к спеканию тонкоизмельченного качканарского концентрата. Это снизит потери производительности, уменьшит унос тонкодисперсных частичек концентрата, износ лопастей экструдера, улучшит условия труда на фабрике;

б) отработать технологию доменной плавки, установив оптимальное содержание кремния в чугуне и другие параметры плавки;

в) изучить влияние положения фурмы в кислородном конверторе над уровнем металла на качество ванадиевого шлака;

г) отработать технологию деванадации чугуна в кислородном конверторе, режим подачи кислорода, вид, количество и способ подачи охладителей и другие параметры продувки;

д) проработать мероприятия, исключающие налипание металла и шлака на кислородную фурму, улучшить ее конструкцию;

е) наметить более рациональные способы измельчения конверторного шлака, рассмотреть вопрос о его грануляции;

ж) провести исследования для выявления возможности непосредственного получения в кислородном конверторе монопроцессом низколегированной ванадием стали и обогащенного окисью кальция ванадиевого шлака, предназначенного не для прямого извлечения пятиокиси ванадия, а в качестве сырья для доменной плавки с последующим извлечением пятиокиси ванадия из конверторного шлака.

## 6. СПЕЦИАЛИЗАЦИЯ И КООПЕРИРОВАНИЕ ВАНДИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

В предыдущих главах уже говорилось о том, что на Нижне-Тагильском металлургическом комбинате действующие доменные печи и сталеплавильные агрегаты будут реконструированы, комплексно механизированы и автоматизированы с применением высокоэффективных средств интенсификации. Поэтому и с учетом использования комплексных железо-

ванадиевых качканарских руд, производительность труда металлургов будет высокой, а себестоимость чугуна и стали наиболее низкой по сравнению с себестоимостью на передовых металлургических предприятиях страны.

Удельные капитальные вложения на реконструкцию и расширение НТМК весьма низкие. Капитальные вложения окупаются в короткие сроки. После реконструкции и расширения комбинат будет одним из наиболее рентабельных в нашей стране металлургических предприятий.

Вместе с тем, представляется возможность еще более улучшить технико-экономические показатели работы НТМК и Чусовского завода на основе рационального распределения между ними выпуска металлургической и ванадиевой продукции и соответствующей специализации каждого предприятия.

Рассмотрим вопросы специализации и кооперирования производства этих предприятий.

На Нижне-Тагильском металлургическом комбинате целесообразно на базе качканарских концентратов всемерно развивать производство чугуна и конверторной стали, себестоимость которых будет весьма низкой. Всю конверторную и часть мартеновской стали на НТМК следует разливать на установках непрерывной разливки, причем часть литых стальных заготовок надо выделить для поставки старым уральским заводам, в том числе и Чусовскому. Эти литьевые заготовки будут значительно дешевле катаных, получаемых в настоящее время старыми уральскими заводами на мало-мощных обжимных станах из собственных мартеновских слитков.

Чусовской завод от такой кооперации много выиграет. Все производство рядовой нелегированной стали, а также поставку другим заводам нелегированных чугуна и стали целесообразно с Чусовского завода снять. Доменный цех должен выпускать в основном ванадиевый чугун, а сталеплавильные цехи — легированную и низколегированную (преимущественно ванадием) сталь, большая часть которой должна перерабатываться на собственных прокатных станах. Часть легированных стальных слитков и прокатных легированных заготовок могут поставляться на сторону. Таким образом, завод должен стать поставщиком проката (рессорного, пружинного, сортового, листового) из качественных легированных (в основном, ванадием) сталей с термической обработкой. Кроме того, на заводе целесообразно на ближайшие годы сосредоточить производство ванадиевой продукции (пятиоки-

си ванадия разной степени чистоты, феррованадия и, может быть, ковкого металлического ванадия). Таким образом, Чусовской завод будет поставщиком наиболее ценной продукции. У него есть для этого достаточно данных: многолетний опыт по производству феррованадия; оснащенные необходимым оборудованием цехи, часть из которых вводится в 1964 г.; квалифицированные кадры; надежная сырьевая база — Качканарский горнообогатительный комбинат. При такой специализации Чусовской завод будет высоко рентабельным предприятием, даже несмотря на предстоящее с 1 января 1965 г. снижение отпускных оптовых цен на ванадий.

В течение ближайших лет надо экспериментально проверить возможность практического решения следующих четырех проблемных задач.

Во-первых, выявить возможность частичной замены феррованадия комплексными хромо-ванадиевыми и другими сплавами. Возможность применения таких комплексных хромо-ванадиевых сплавов и соответствующего изменения ГОСТа на феррованадий основана на том, что в подавляющем большинстве случаев (как это показано в главе IX) стали легируются одновременно и хромом и ванадием.

Выплавка комплексных хромо-ванадиевых сплавов упрощает технологию производства, позволяет повысить извлечение ванадия, так как конверторные шлаки можно, минуя химический передел, направлять в электропечи для выплавки феррованадия, комплексных ферросплавов или же специальных высоколегированных ванадием сталей. Вопрос этот не новый. Еще в 1936 г. профессор М. Н. Соболев проводил опыты в небольшой электропечи по восстановлению ванадиевых шлаков и получению комплексных сплавов непосредственно из шлака, минуя их переработку в химцехе. Чусовской завод тоже имеет некоторый опыт выплавки таких комплексных хромо-ванадиевых сплавов непосредственно из конверторных шлаков, минуя химцех, работая на сырье из кусинских руд. Еще лучше перспективы непосредственной выплавки комплексных ванадиевых сплавов открываются в связи с применением качканарских железо-ванадиевых руд.

Во-вторых, надо провести на НТМК и Чусовском заводе исследовательские работы по выявлению возможности проплавки монопроцессом ванадиевого чугуна из качканарских руд с получением низколегированной ванадием стали и ванадиевого шлака со значительным содержанием окиси кальция. Такой шлак из-за высокого содержания окиси кальция нель-

зя использовать прямо для извлечения ванадия обычным путем.

Но такой шлак можно вводить в состав агломерационной шихты из качканарского концентрата, подвергать переплавке в доменной печи и при этом получать чугун с содержанием ванадия более 1%. Трудно переоценить значение этой проблемы. Если удастся ее решить, то будут получены следующие преимущества по сравнению с проектной технологической схемой: 1) отпадет необходимость применения в кислородных конверторах НТМК дуплекс-процесса для переработки ванадиевых чугунов; 2) весь ванадиевый чугун можно перерабатывать монопроцессом с получением низколегированных ванадиевых сталей и ванадиевых шлаков с повышенным содержанием окиси кальция; 3) известковый ванадиевый шлак будет направляться в агломерационную шихту на Чусовской завод, где из него будут выплавлять чугун с содержанием одного и более процента ванадия, а из него дуплекс-процессом извлекать ванадий; 4) производительность кислородных конверторов на НТМК увеличится почти в полтора раза (в связи с переходом на монопроцесс); 5) необходимость постройки на НТМК ванадиевых цехов отпадет; 6) качество кислородно-конверторной стали повысится, так как сталь будет низколегированной ванадием; 7) сквозное извлечение ванадия повысится, так как отпадут обычные потери ванадия с полупродуктом, поскольку при монопроцессе из конвертора сразу выпускается сталь. На Чусовском заводе несколько повысятся потери ванадия с доменными шлаками, но зато увеличится извлечение ванадия из чугуна с содержанием ванадия 1% и более.

В-третьих, даже при работе в кислородных конверторах НТМК дуплекс-процессов ванадиевый шлак можно отправлять на Чусовской завод не только для извлечения ванадия, но и для использования в агломерационной шихте; но в последнем случае степень сквозного извлечения ванадия (из-за повышенных его потерь в доменных шлаках) будет ниже, чем при работе кислородных конверторов НТМК монопроцессом и ниже, чем при работе дуплекс-процессом, но без использования ванадиевых шлаков в агломерационной шихте.

В-четвертых, необходимо внедрение соответствующих мероприятий для снижения потерь ванадия, повышения его концентрации в шлаке и степени сквозного извлечения из рудного сырья в готовую продукцию.

Принятая в проекте технология ванадиевого передела

дуплекс-процессом основана на длительном опыте Чусовского металлургического завода, теоретических обоснованиях и лабораторных опытах [62, 65, 66, 67] и многочисленных промежуточных плавках в полупромышленном кислородном конверторе Ново-Тульского металлургического завода [68].

Уже сейчас имеется уверенность, что при отработке и полном освоении этой технологии будут обеспечены предусмотренные по проекту высокие производственные, технико-экономические показатели комплексного извлечения железа и ванадия из качканарских руд.

Любое дальнейшее усовершенствование проектной технологии также должно обязательно пройти путь теоретического обоснования, лабораторной и полупромышленной проверки, проектной документации и только после этого может быть допущено к производственному опробованию.

\* \* \*

Качканарский горнообогатительный комбинат хорошо начал свою производственную деятельность, достаточно быстро освоил сложное оборудование, преодолел «детские болезни» периода освоения и успешно продвигается вперед.

Кислородно-конверторный цех Нижне-Тагильского комбината несколько с большими трудностями преодолевает «детские болезни» периода освоения сложнейшего оборудования и впервые внедряемой в столь большегрузных агрегатах технологии выплавки и деванадации чугуна. Но уже к началу 1964 г. на комбинате опробована и доказана реальность предусмотренной по проекту технологии выплавки и деванадации чугуна из качканарских руд. Сейчас дело за отработкой и усовершенствованием технологии, наращиванием темпов выплавки чугуна и извлечения из него ванадия.

Не следует ни преувеличивать, ни преуменьшать значение трудностей периода освоения производства. Надо энергично вести борьбу за быстрейшее достижение проектных технико-экономических показателей: снижение себестоимости, повышение качества концентрата и освоение его окускования в Качканаре; освоение проектной и дальнейшее усовершенствование технологии комплексного металлургического переплава окускованного качканарского концентрата; снижение всех видов потерь и достижение максимальной экономичности работы на Качканарском и Нижне-Тагильском комбинатах и Чусовском заводе.

Темпы дальнейшего развития обоих комбинатов будут в первую очередь зависеть от того, как быстро они усовершенствуют технологию производства, повысят производительность труда, снизят себестоимость продукции и будут неуклонно увеличивать накопления. Резервы у обоих предприятий неисчерпаемы. Достаточно сказать, что совершенствование технологии обогащения руды, повышение в ней содержания пятиокиси ванадия и железа может дать государству много-миллионную экономию. Использование для нужд строительства отходов обогащения — сухих и мокрых хвостов, комплексное извлечение всех ценных и полезных компонентов — может также принести экономию, исчисляемую во много миллионов рублей в год.

Все большее применение высокоэкономичных легированных ванадием сталей, облегчение на этой основе веса и удлинение сроков службы машин даст народному хозяйству страны экономию в десятки миллионов рублей в год.

Если подсчитать общую экономию, которую могут дать Качканарский и Нижне-Тагильский комбинаты, то станет ясно, что капитальные затраты на их сооружение можно окупить в короткий срок.

В целях быстрого подъема благосостояния всех советских людей сейчас вся страна развивает в невиданных масштабах большую химию и производство удобрений для увеличения урожайности сельскохозяйственных культур. На это нужны огромные средства, и, естественно, что развитие некоторых отраслей промышленности в ближайшие семь лет будет несколько замедленно.

На полное развитие Качканарского и Нижне-Тагильского комбината требуются миллиарды рублей. Эти средства могут быть получены на комбинатах из ежегодных накоплений в результате ускорения наращивания прибылей, широкой мобилизации внутренних резервов. Темпы дальнейшего развития комбинатов будут зависеть от качественных и количественных показателей их работы в ближайшие годы.

Нет сомнения в том, что труженики Качканарского и Нижне-Тагильского комбинатов в содружестве с учеными Урала сумеют добиться всемерного совершенствования и развития горнорудного, металлургического и ванадиевого производства, дадут стране много сверхпланового металла, внесут свой весомый вклад в создание материально-технической базы коммунизма.

## ЛИТЕРАТУРА

1. У. Ростокер. Металлургия ванадия. Изд. «Иностранная литература», 1959.
2. В. П. Елютин и др. Ферросплавы. Металлургиздат, 1951.
3. О. А. Сонгина. Редкие металлы. Металлургиздат, 1955.
4. А. Ю. Поляков. Основы металлургии ванадия. Металлургиздат, 1959.
5. И. П. Кисляков. Металлургия редких металлов. Металлургиздат, 1957.
6. А. Е. Ферсман. Геохимия. Т. I, II, III. Изд. АН СССР, 1932—1936. Труды конференции по генезису руд железа, марганца и алюминия. Изд. АН СССР, 1937.
7. А. Н. Заварницкий. Введение в петрохимию. Изд. АН СССР, 1944.
8. М. В. Гольдшмидт. Основные идеи геохимии. Работы по химии и кристаллизации В. М. Гольдшмидта 1911—1930 гг. Вып. I, Госхимтехиздат, 1933.
9. А. А. Сауков. Геохимия. Госгеолтехиздат, 1951.
10. Справочник для геологов, вып. 63. Ванадий. Госгеолтехиздат, 1960.
11. Экспресс-информация. Цветмет, 1962, 28/III, № 12, реферат 41.
12. М. Н. Соболев. Получение ванадия из керченских железных руд. ОНТИ, 1935.
13. М. Н. Соболев. Извлечение ванадия и титана из уральских титаномагнетитов ОНТИ, 1936.
14. Г. А. Браун. Железорудная база черной металлургии СССР. ГОСНТИ по горному делу, 1960.
15. А. Кунаев. «Вестник Академии наук Казах. ССР». Алма-Ата, 1959, № 2 (167).
16. Железорудная база черной металлургии СССР. Ответственный редактор академик И. П. Бардин. Изд. АН СССР, 1957.
17. А. Ф. Россмит. Бюллетень ЦИИНЧМ. 1963, № 3, (455), стр. 1—10.
18. Опыт проектирования обогатительных, агломерационных и окомковательно-обжиговых фабрик. ГлавНИИ при Госэкономсовете, 1961.
19. ЦИИНЧМ. Обогащение железных руд в СССР и за рубежом. 1963, стр. 30.
20. В. И. Кармазин, А. И. Денисенко. Горный журнал. 1963, № 10, стр. 53—56.
21. Ф. Воронов, Г. Андronov, «Известия», 1963, 27 марта, № 73 (14236).

22. Госплан СССР. Прейскурант № 01—07. Оптовые цены на руды и флюсы черной металлургии, 1963, стр. 15 и 30.
23. «Сталь», 1961, № 5.
24. *Metal Progress*, 1960, май, стр. 136—138. Бюллетень ЦИИНЧМ, 1960, № 20 (400), стр. 54.
25. *Engineering*, 1961, № 4944, стр. 126. Бюллетень ЦИИНЧМ, 1961, № 11 (415), стр. 56.
26. *Stahl und Eisen*, 1962, № 17, стр. 47—48.
27. *Iron and Steel*, 1963, № 2, стр. 55.
28. А. И. Пастухов, М. А. Третьяков, А. Л. Клейн. Переработка ванадиевого шлака. Технология производства черных металлов. Свердловск, Металлургиздат, 1961.
29. А. Ю. Поляков, А. В. Руднева. Исследование передельных ванадиевых шлаков. Известия АН СССР, ОТН, 1957, № 4.
30. А. В. Руднева. Известия ВУЗ. Чермет, 1959, № 2, стр. 7—12.
31. Бюллетень ЦИИНЧМ, 1960, № 20 (400).
32. Н. П. Слотвинский-Сидак, В. И. Колпакова. Известия ВУЗ. Чермет, 1961, № 8, стр. 37—42.
33. Е. А. Ницкевич, Н. И. Перлов, А. И. Бережинский. Бюллетень ЦНИИЧМ, 1963, № 17 (469), стр. 8—15.
34. Д. Б. Марцинковский, В. А. Погребинский. Конверторные цехи большой производительности. Металлургиздат, 1962.
35. С. Т. Зайков. Новая технология в конверторном производстве стали. Гостехиздат УССР, 1961.
36. Экспресс-информация ЧМ-35, вып. 8, 1959.
37. С. Г. Афанасьев и др. Информация № 2, серия 9, ЦНИИЧМ, 1962.
38. Л. М. Новак, А. М. Самарин, М. П. Кузнецов. Авторское свидетельство № 115914. Кл. 18 в, гр. 1601, 25 февраля 1958 г.
39. В. М. Юнаков. Бюллетень ЦНИИЧМ, 1963, № 3 (455), стр. 11—19.
40. И. М. Бирингберг, А. А. Перимов. Бюллетень ЦНИИЧМ, 1963, № 3, (455), стр. 20—26. Те же авторы. «Сталь», 1963, № 7, стр. 601—605.
41. В. В. Печковский и др. Известия ВУЗ. Цветмет, Орджоникидзе, 1961, № 3, стр. 88—93.
42. С. А. Амирова, В. В. Печковский и др. Известия ВУЗ. «Химия и хим. технология», 1960, № 6, стр. 1056—1061.
43. Н. П. Слотвинский, В. И. Потапов. Известия ВУЗ. Цветмет, 1962, № 3, стр. 100—106.
44. Н. П. Слотвинский-Сидак. «Сталь», 1962, № 1, стр. 9—13.
45. А. Ю. Поляков, А. М. Самарин. Извлечение ванадия из чугунов с высоким содержанием фосфора. Изв. АН СССР, ОТН, № 6, 1957.
46. А. М. Самарин, А. Ю. Поляков, Н. П. Левинц, В. М. Побегайло. Разработка рациональной технологии передела керченских чугунов. Изв. ВУЗ по черной металлургии, № 1, 1959, стр. 23.
47. Статистический справочник «Редкие металлы капиталистических стран». ЦИИНЦВЕТМАС, стр. 42, табл. I, 1958.
48. Г. А. Мирсон, А. Н. Зеликман. Металлургия редких металлов. Металлургиздат, 1955.
49. М. С. Макунин, А. Ю. Поляков, А. М. Самарин. Известия Академии наук СССР. «Металлургия и топливо», 1959, № 2, стр. 39.
50. Кэрлсон Оуэн. Проблемы современной металлургии. Изд. «Иностранный литература», 1961, стр. 74—84.

51. М. И. Гольдштейн, С. Г. Гутерман. Упрочнение углеродистых конструкционных сталей под действием малых добавок ванадия. Технология производства черных металлов. Свердловск, Металлургиздат, 1961.
52. Справочник на черные металлы, чугун и ферросплавы. Металлургиздат, 1957.
53. Конструкционная сталь повышенной прочности марки 15ГФ. Информационный листок ЦБТИ Средне-Уральского совнархоза, 1963.
54. В. И. Лобзенко. Промышленное строительство, 1962, № 5, стр. 57—59.
55. Металловедение и термическая обработка металлов, 1962, № 8, стр. 54—55, по материалам экспресс-информации.
56. И. И. Корнилов, Н. М. Матвеева. Успехи химии, 1962, Т. XXXI, вып. 9. Изд. АН СССР, стр. 1076—1108.
57. Из рапорта строителей и металлургов Урала Центральному Комитету партии и Совету Министров СССР. «Правда», 1963, 17 октября, № 290 (1651).
58. К. К. Николаев. Флагман Советской металлургии. «Правда», 1963, 17 октября, № 290 (1651).
59. Кислородно-конверторный на Урале. Свердловское книжное издательство, 1963.
60. Мой Качканар. Свердловское книжное издательство, 1963.
61. С. И. Сапиро. Технико-экономические показатели получения ванадиевого шлака и феррованадия. Конференция по комплексному использованию качканарских титаномагнетитов. Свердловск, 1958.
62. А. Н. Леконцев. Бюллетень НТО и отд. техн. информации Чусовского металлургического завода, 1961, № 1, стр. 3—13.
63. Г. Г. Риспель. Бюллетень ЦИИНЧМ. 1957, № 11—12 (319—320), стр. 55—57.
64. А. Ф. Захаров, А. Н. Леконцев. Уральская металлургия, 1940, № 9, стр. 29—30.
65. А. Н. Леконцев. «Сталь». 1960, № 8, стр. 701—703.
66. А. Л. Клейн, А. И. Пастухов, А. Н. Леконцев и др. «Сталь», 1960, № 12, стр. 1081—1086.
67. Е. М. Локшин, Н. А. Вечер, Д. Г. Хохлов, В. А. Шамарин, С. А. Елькин, Л. Я. Гаврилюк, А. И. Пастухов, М. А. Третьяков. Промышленные испытания концентрата из качканарских руд. Промышленно-экономический бюллетень Свердловского совнархоза, 1958, № 9.
68. А. И. Пастухов, М. А. Третьяков. «Сталь», 1959, № 12.
69. Н. И. Перлов, М. П. Квитко. Прогресс в кислородно-конверторном производстве. Металлургиздат, 1963.
70. «Сталь», 1963, № 12, стр. 1061—1064.
71. М. Л. Филианд, Е. И. Семенова. Свойства редких элементов (Справочник). Изд. Металлургия, 1964, стр. 566—623.

**КАЧКАНАРСКИЙ ВАНАДИЙ**

Редактор Ю. Гетлинг

Художественный редактор Ю. Сакнынъ

Технический редактор Л. Голобокова

Корректоры А. Курленко, Н. Рабинович

Подписано к печати 22/V 1964 г.

Уч.-изд. л. 17,54

Бумага 60×92<sub>16</sub>=9,63 бумажного — 19,25 печатного листа  
НС 21269 Тираж 2000. Изд. № С-80. Заказ 77. Цена 73 коп.

Средне-Уральское Книжное Издательство

Свердловск, ул. Малышева, 24.

Типография издательства «Уральский рабочий»,

Свердловск, пр. Ленина, 49.

КАЧКАНСКИЙ ВАЛДАЙ

Сборник научных трудов